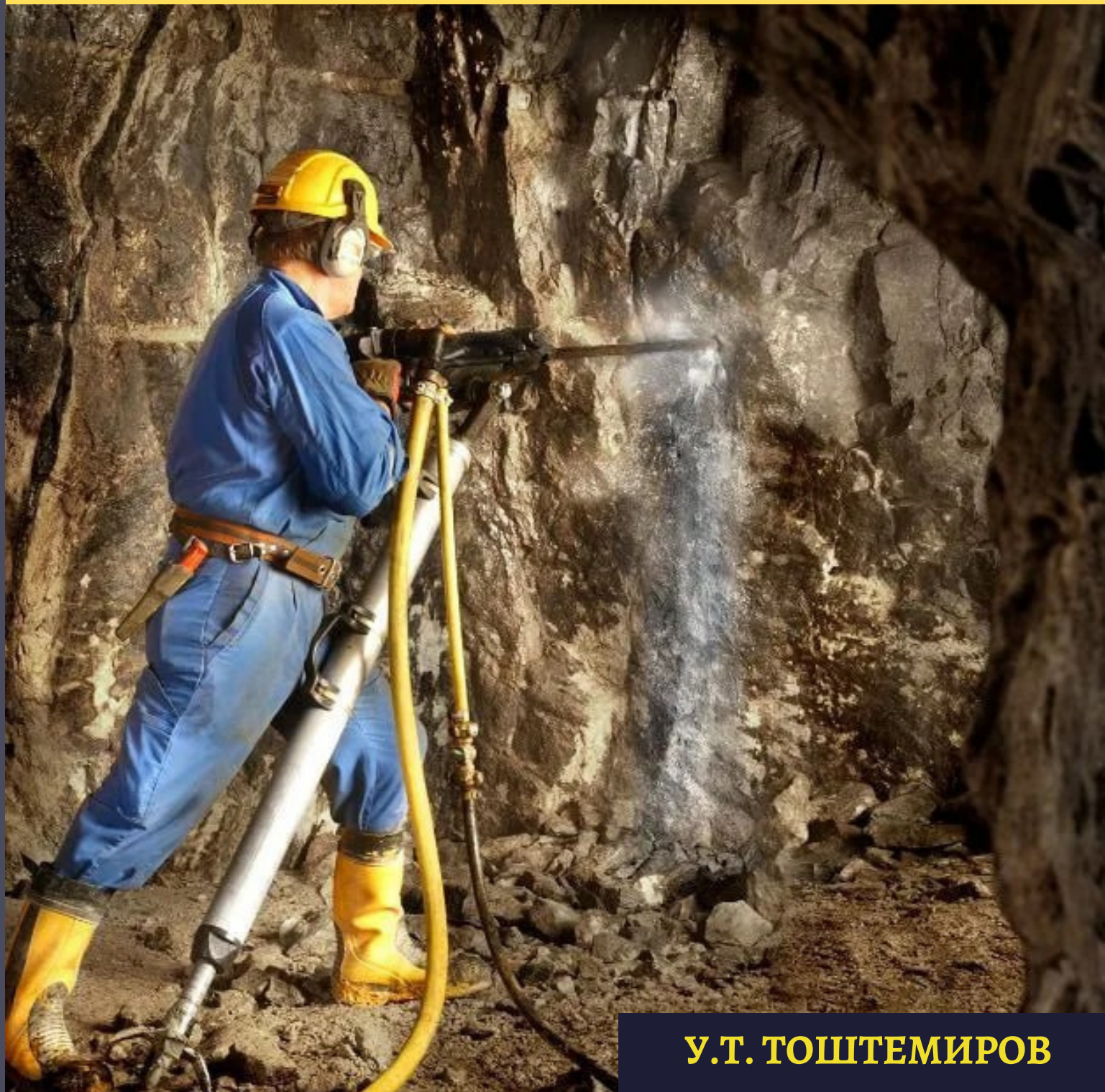


ISBN: 978-93-26575-45-8

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**



**У.Т. ТОШТЕМИРОВ**



Published by  
**Novateur Publication**  
466, Sadashiv Peth, M.S.India-411030  
[novateurpublication.org](http://novateurpublication.org)

**У.Т. ТОШТЕМИРОВ**

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ  
ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ  
ВЫРАБОТОК**

**Алмалык – 2023**

УДК: 622.261

Повышение эффективности буровзрывных работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок. [Текст]: монография / Тоштемиров Умарали Тулкин угли / – Алмалык, 2023. – 96 стр.

В монографии анализируются выбор и обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ, обеспечивающих повышение эффективности проведения подземных горизонтальных горных выработок. Приводятся результаты теоретических и экспериментальных исследований современных тенденций развития буровзрывных работ в горной промышленности. В результате создана возможность по сокращению расхода ВВ до 7,2 % и увеличению коэффициента использования шпуров от 0,75 до 0,90.

Данная монография рекомендуется для студентов, обучающихся по специальности разработка месторождений полезных ископаемых (по видам деятельности), научных сотрудников и специалистов, работающих в области производства подземных горных работ.

Рецензенты:

Зав. кафедрой «Горное дело»  
Навоийского государственного  
горно-технологического университета,  
доктор технических наук, профессор

А.Б.Тухташев

Доцент кафедры «Горное дело» АФ ТашГТУ,  
кандидат технических наук

Г.М. Самадова

Рекомендовано к печати Ученым советом Алмалыкского филиала ТашГТУ им.И.Каримова. Протокол № 5 от 10.02.2023г.

## ВВЕДЕНИЕ

В мире большая часть работ по проведению горных выработок на месторождениях твердых полезных ископаемых выполняется буровзрывными работами. В практике проведения горных выработок с помощью буровзрывных работ единственным способом дробления горных пород в забоях является метод шпурового заряда, и при этом особое внимание следует уделить эффективности проведения буровзрывных работ. Разработка оптимальной схемы вруба при проведении взрывных работ считается определяющим фактором, повышающим качество и эффективность взрыва. В результате, особое значение имеет обеспечение требуемого размера и качества дробленной горной породы после взрыва, высокого коэффициента использования шпура, отделения горной породы от массива в соответствии с проектной поверхностью поперечного сечения выработки, а также определения рациональных параметров буровзрывных работ.

За последние десятилетия во всем мире стабильный рост добычи твердых полезных ископаемых подземным способом увеличился в среднем на 40 %. По мере углубления месторождения его эффективнее разрабатывать подземным способом по сравнению с другими способами. При этом стремительный рост спроса на увеличение скорости проведения горных выработок ставит перед учеными задачи создания методов, имеющих теоретическое и практическое важное значение и обеспечивающих эффективность производства буровзрывных работ. Эти задачи актуальны для всех месторождений, которые выполняют проходческие работы с помощью буровзрывного способа. В связи с этим особое внимание уделяется работе по повышению эффективности буровзрывных работ разработкой оптимальной схемы вруба с учетом физико-механических свойств горных пород.

В Республике Узбекистан выполняется ряд работ по повышению эффективности буровзрывных работ и снижению затрат на проведение подземных горных выработок с внедрением передовых научно обоснованных

мер на горнодобывающих предприятиях и получен ряд научно-практических результатов. В Постановлении Президента Республики Узбекистан определены важные задачи по «дальнейшему развитию и либерализации экономики, созданию дополнительных условий для привлечения инвестиций в модернизацию производства, повышению конкурентоспособности крупных предприятий горно-металлургической отрасли...»<sup>1</sup> Исходя из этих задач, большое научное и практическое значение имеют проводимые исследования по разработке оптимальной схемы врубов для повышения эффективности буровзрывных работ при проходке подземных горных выработок.

Данная монография в определенной степени служит выполнению задач, предусмотренных в Постановлении Президента Республики Узбекистан от 24 июня 2021 года № ПП-5159 «О дополнительных мерах по развитию горно-металлургической промышленности и смежных отраслей, расширение производства химической продукции, необходимой для горно-металлургической промышленности в 2022-2026 годах», Постановлении Кабинета Министров Республики Узбекистан № 498 от 4 августа 2021 года «О мерах по реализации стратегии долгосрочного развития геологической, горно-металлургической и медеперерабатывающей промышленности», а также в других нормативно-правовых документах, принятых в этой сфере.

## **ГЛАВА I. СОСТОЯНИЕ И СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА ДЕЙСТВУЮЩИХ И СТРОЯЩИХСЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ**

### **§ 1.1. Общие сведения о горно-геологических условиях и состоянии горных работ на рудниках**

Одной из основных задач горнодобывающих предприятий Республики Узбекистан является обеспечение необходимым сырьем перерабатывающих производств. Развитие подземной добычи руд в перспективе как в

---

<sup>1</sup> Постановление Президента Республики Узбекистан № ПП-4124 от 17 января 2019 года «О мерах по дальнейшему совершенствованию деятельности предприятий горно-металлургической отрасли»

Республике Узбекистан, странах СНГ, так и в дальнем зарубежье связано с переходом горных работ на большие глубины. На ряде рудников дальнего зарубежья горные работы уже достигли значительных глубин. Так, на золотых и медно-никелевых рудниках Канады горные работы ведутся на глубине свыше 2000 метров, на золотых и медных рудниках США они достигли глубины около 3000 метров, а на золотых и алмазных рудниках ЮАР, Бразилии и Индии - более 3000 метров [1; с. 14-17].

В Республике Узбекистан горные работы ведутся на глубинах от 300 - 600 метров и в ближайшие десятилетия могут достигнуть до 1000 метров. Горно-геологические условия при разработке месторождений в Узбекистане следует отнести к сложным. К примеру, на рудниках Акционерного общества «Алмалыкский ГМК» наблюдается ежегодный рост объемов горно-капитальных и горно-подготовительных работ. В период с 2017 по 2020 годы протяженность ежегодно проводимых подземных горизонтальных горных выработок увеличилась более чем в 2 раза. В зависимости от генезиса месторождений и геотектонической обстановки многие месторождения являются удароопасными (рудник Каульды) или потенциально удароопасными на определенных граничных глубинах (шахта Кызыл-Алма, шахта Разведочная). В этих месторождениях вмещающие горные породы имеют свойства изменять физико-механические свойства под воздействием внешних факторов. Все эти факторы оказывают существенное влияние на вскрытие и подготовку месторождений и в том числе на ведение горно-капитальных и горно-подготовительных работ. Сведения об объемах горно-капитальных и горно-подготовительных работ приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Объемы горно-капитальных и горно-подготовительных работ на строящихся и действующих рудниках Республики Узбекистан

Наименование видов работ и горных выработок	На рудниках Акционерного общества «Алмалыкский ГМК»
---	---

	Каульды	Кызыл-Алма	Разведочная
горно-капитальные работы: вертикальные стволы:			
– протяженность, м	–	447	620
– объем в проходке, м <sup>3</sup>		10594	14694
– скорость проходки, м/мес.		64	41,2
горизонтальные выработки:			
– протяженность, м	1460	8640	5480
– объем в проходке, м <sup>3</sup>	17520	33080	49320
– скорость проходки, м/мес.	51	96	75
восстающие выработки:			
– протяженность, м	50	465	180
– объем в проходке, м <sup>3</sup>	200	1860	720
– скорость проходки, м/мес.	70	45	45
наклонные выработки (транспортные уклоны):			
– протяженность, м	325	460	–
– объем в проходке, м <sup>3</sup>	4062,5	7176	
– скорость проходки, м/мес.	70	70	
горно-подготовительные работы (горизонтальные выработки):			
– протяженность, м	10560	12416	17080
– объем в проходке, м <sup>3</sup>	126720	196845	195648
– скорость проходки, м/мес.	75	105	90

Анализ состояния горнопроходческих работ показывает, что горно-капитальные работы составляют по протяженности 18127м и по объему 139226,5м<sup>3</sup>, а горно-подготовительные – 40056м и 519213м<sup>3</sup> соответственно.

## **§ 1.2. Основные требования к буровзрывным работам при проведении подземных горизонтальных горных выработок**

В зависимости от типа горной выработки, площади поперечного сечения и коэффициента крепости вмещающих пород по шкале проф. М.М. Протодяконов, а также ряда других факторов буровзрывные работы имеют свои специфические особенности.

При проведении подземных горных выработок буровзрывным способом горные работы должны обеспечивать:

- максимально возможные значения коэффициента использования шпуров в данных горно-геологических условиях, позволяющие наиболее эффективно использовать длину шпуров;
- поперечные сечения выработок с соблюдением минимально допустимых переборов пород за проектным контуром выработки, рекомендуемых действующими нормативными документами, уменьшением зоны трещиноватости законтурного массива;
- оптимальные размеры фракций взорванной горной массы, необходимых для работы четкой, ритмичной работы породопогрузочных машин с максимальной производительностью;
- компактное расположение взорванной породы в забое с ее минимальным развалом по выработке, снижающее использование ручного труда при погрузке взорванной горной массы.

При проведении буровзрывных работ необходимо учитывать три группы факторов: горно-геологические, технические и технологические. Рассмотрим горно-геологические факторы, включающие крепость, трещиноватость, абразивность, слоистость, твердость, вязкость, хрупкость горных пород.

В настоящее время в области механики горных пород достигнуты определенные успехи в оценке влияния состояния массива на характер их разрушения при приложении внешней нагрузки. Однако на горных участках горнодобывающих предприятий практически отсутствуют сведения о состоянии массива, поэтому при проектировании буровзрывных работ используется один интегральный показатель – крепость пород по шкале М.М. Протоdjeяконова, который не учитывает все многообразие физико - механических свойств пород и массива. Это можно отнести к недостаточной оценке влияния факторов на показатели буровзрывных работ с прямыми врубами [2; с. 166-172].



В работах [3; с. 468; 4; с. 563; 5; с. 439; 6; с. 412; 7; с. 512; 8; с. 404] указывается на необходимость учета при проектировании буровзрывных работ неоднородностей массива, таких как трещиноватость и слоистость пород.

При проведении подземных горизонтальных выработок к буровзрывным работам предъявляют повышенные требования в части обеспечения необходимого развала породы после взрыва и качественного её дробления, обеспечения оконтуривания их в соответствии с проектом и высоким коэффициентом использования шпура (КИШ). Эти задачи актуальны для всех рудников, где ведут проведение горных выработок с применением буровзрывных работ.

Для удовлетворения вышеперечисленных требований необходимо в каждом конкретном случае устанавливать параметры паспорта буровзрывных работ и средства механизации, наиболее соответствующие данным горно-геологическим условиям и обеспечивающие максимальную технико-экономическую эффективность проведения горных выработок.

### **§ 1.3. Анализ врубов и области их применения при проведении подземных горизонтальных горных выработок**

Эффективность разрушения горных пород взрывом в основном определяется точными расчетами рациональных параметров БВР.

Наиболее результативное инициирование возможно при условии совпадения направлений распространения детонационной волны в инициирующем и инициируемом зарядах. Такой способ инициирования называется направленным, он позволяет управлять процессом разрушения пород шпуровыми и скважинными зарядами ВВ. Кроме описанных способов, для повышения эффективности разрушения горных пород применяют рассредоточенные заряды, создающие местные зоны дробления.

Дополнительная свободная поверхность существенно облегчает процесс разрушения, а для ее формирования применяются различные типы врубов.

Для повышения эффективности разрушения горных пород взрывом на забое выработки размещают врубы, которые при взрывании формируют дополнительную свободную поверхность. В зависимости от горно-геологических и технологических условий их применения разработано большое число типов врубов. Области применения различных типов врубов, их особенности при разрушении горных пород зависят от типа проводимой горной выработки, формы поперечного сечения и свойств взрывааемых пород.

Одни и те же схемы расположения и взрывания шпуров и типы применяемых врубов в различных местах получили разные названия, не полностью отражающие основные принципы и особенности их бурения и взрывания [11; с. 176].

Взрывной вруб должен быть образован взрыванием небольшого количества шпуров, пробуренных перпендикулярно или наклонно к поверхности забоя выработки. Исходя из этого признака, врубы делятся на три группы:

1 группа – врубы, образуемые шпурами, пробуренные наклонно к поверхности забоя (клиновые, воронкообразные, пирамидальные, веерные);

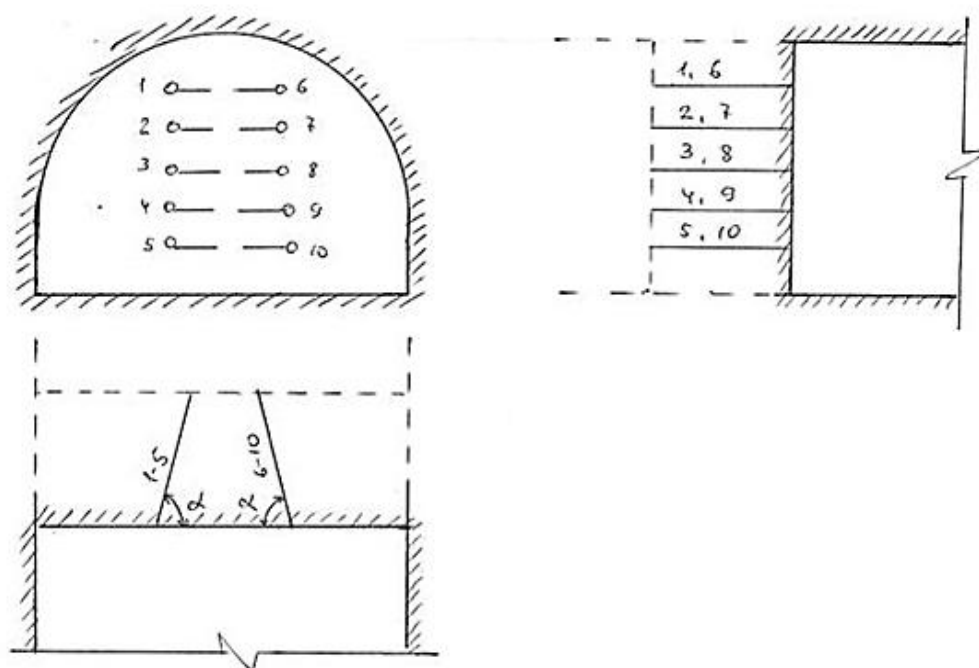
2 группа – прямые врубы, образованные шпурами, пробуренными перпендикулярно к поверхности забоя выработки (щелевые, призматические, спиральные, ступенчатые);

3 группа – комбинированные врубы.

Схемы расположения шпуров, как правило, выполняют в трёх проекциях фронтальной, боковой (вертикальной), горизонтальной.

Врубы с наклонными шпурами делят на односторонние: верхний, нижний, боковой, веерный; двухсторонние: клиновой (горизонтальные, вертикальные), ножницы, пирамидальный и др.

*Клиновой вруб* получил широкое распространение при проведении горных выработок. Вруб образуют взрыванием от двух до десяти пар шпуров, наклоненных один к другому. Во всех случаях расстояние между концами шпуров клинового вруба должно быть не менее 20 см [10; с. 16-21].



**Рис.1.1. Вертикальный клиновой вруб**

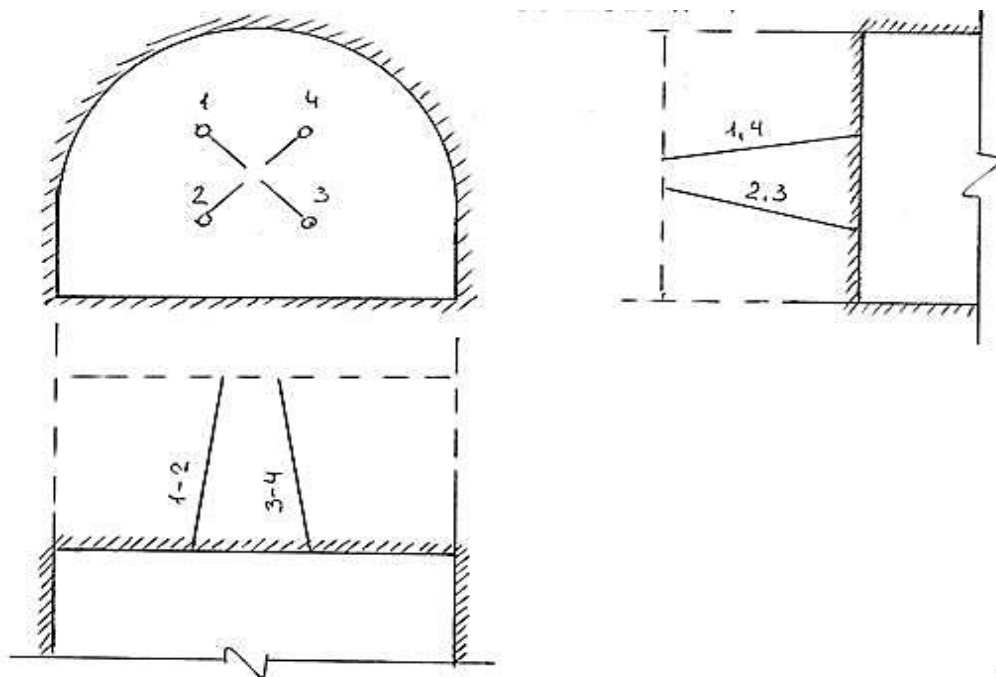
Преимущества клинового вруба состоит в удобстве и простоте бурения, благодаря возможности рационального расположения оборудования в забое. Наилучшие результаты применения клинового вруба получаются при перпендикулярном направлении оси вруба к напластованию горных пород.

К недостаткам клинового вруба можно отнести большой разброс взорванной породы, нарушение целостности крепи и боков. Для бурения клиновых врубов значительной глубины необходима достаточная ширина горной выработки, в узких выработках врубы такого типа получаются остроугольными, и вследствие возрастания зажима КИШ не превышает 0,7-0,75.

*Воронкообразный вруб* применяют главным образом при проходке вертикальных стволов шахт с круглой формой сечения в породах различной крепости. Вруб образуют взрыванием пяти-восьми шпуров, расположенных

по окружности и направленных к оси ствола под углом 10-30°. После инициирования врубовых зарядов взрываются вспомогательные шпурь, расширяющие врубовую воронку. В крепких породах в центре воронки бурят шпур  $l = 0,7l_{sp}$  для размещения заряда выброса, при взрывании которого образуют первоначальную врубовую воронку, облегчающую дальнейшее формирование врубовой полости. При проведении горизонтальных и наклонных горных выработок используют пирамидальный вруб, который является модификацией воронкообразного [10; с. 16-21].

*Пирамидальный вруб* состоит из 4-6 шпуров, образующих пирамиду в центральной части забоя. Угол наклона врубовых шпуров к поверхности забоя 65- 75°. Его применяют в любых породах, но наиболее целесообразно применять в крепких и очень крепких породах при проведении горизонтальных горных выработок. Количество врубовых шпуров зависит главным образом от взрывающей породы - чем труднее взрывается порода, тем больше шпуров должно быть во врубе. Пирамидальный вруб способствует повышению эффективности взрыва в крепких и вязких породах, не имеющих слоистости. Пирамидальный вруб представляет собой разновидность воронкообразного. Врубовую полость образуют взрыванием четырех шпуровых зарядов, расположенных по углам прямоугольника и направленных к оси выработки. После взрыва шпуров получается полость пирамидальной формы, создающая дополнительную открытую поверхность, облегчающую работу взрыва зарядов вспомогательных и оконтуривающих шпуров. При значительной площади сечения выработки, а также в крепких породах, между врубовыми и оконтуривающими шпурами располагают до трех рядов вспомогательных. Этот вруб применяется довольно часто при проведении горных выработок прямоугольного сечения в породах различной крепости.

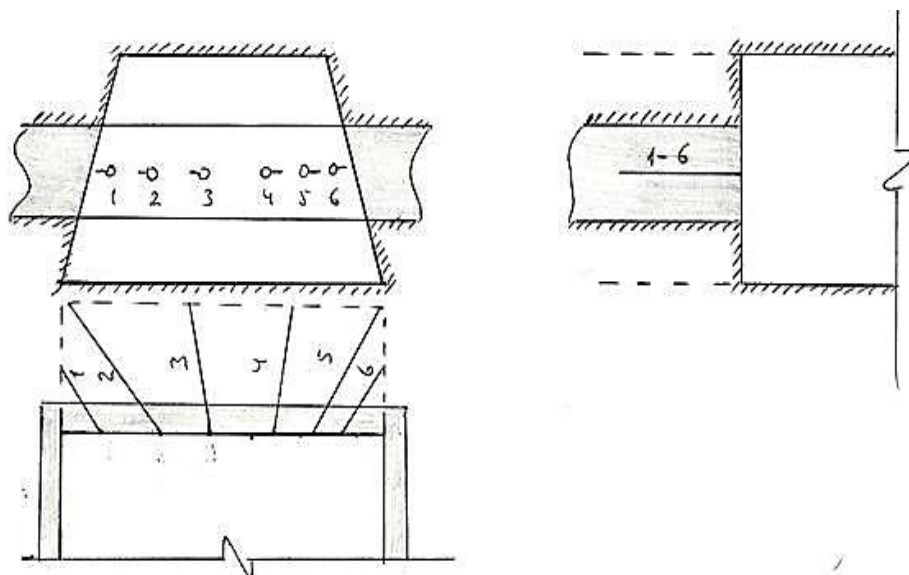


**Рис.1.2. Пирамидальный вруб**

*Веерный вруб* требует соблюдения точного угла наклона при забуривании и бурении, высокого качества буровых работ. Завершая анализ применения наклонных врубов, можно сделать вывод о том, что на шахтах и рудниках России наибольшее применение получил клиновой вруб, однако в последнее время все большее распространение получают прямые врубы.

К этой группе относятся врубы, образованные шпурами, пробуренными перпендикулярно плоскости забоя. Большинство прямых врубов составляют комбинацию заряженных и компенсационных (незаряженных) шпуров. Поэтому в практике ведения взрывных работ их классифицируют в зависимости от комбинации заряженных и компенсационных шпуров (скважин). Бурение и зарядание шпуров в прямом врубе должны производиться с большой точностью [11; с. 176].

В зависимости от диаметра центрального шпура и остальных шпуров в комплекте изменяется расстояние между ними.

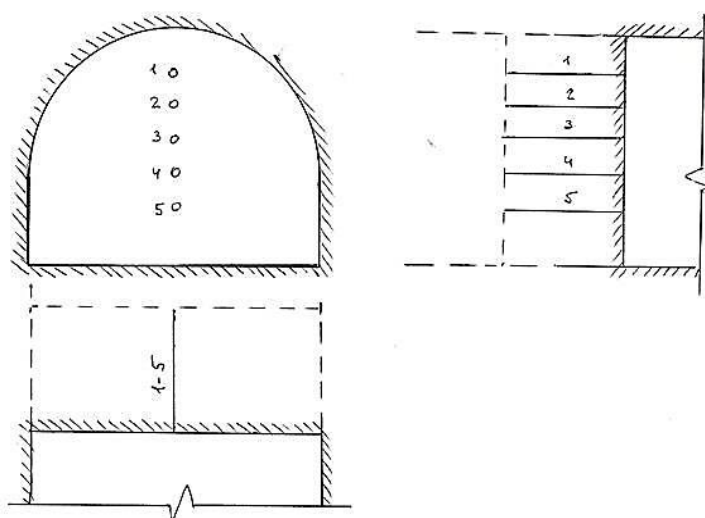


**Рис.1.3. Веерный вруб**

К достоинствам прямых врубов можно отнести следующие: глубина заходки не зависит от ширины выработки; малый разброс породы; максимальная концентрация бурового оборудования у забоя; эффективность применения врубов в крепких породах.

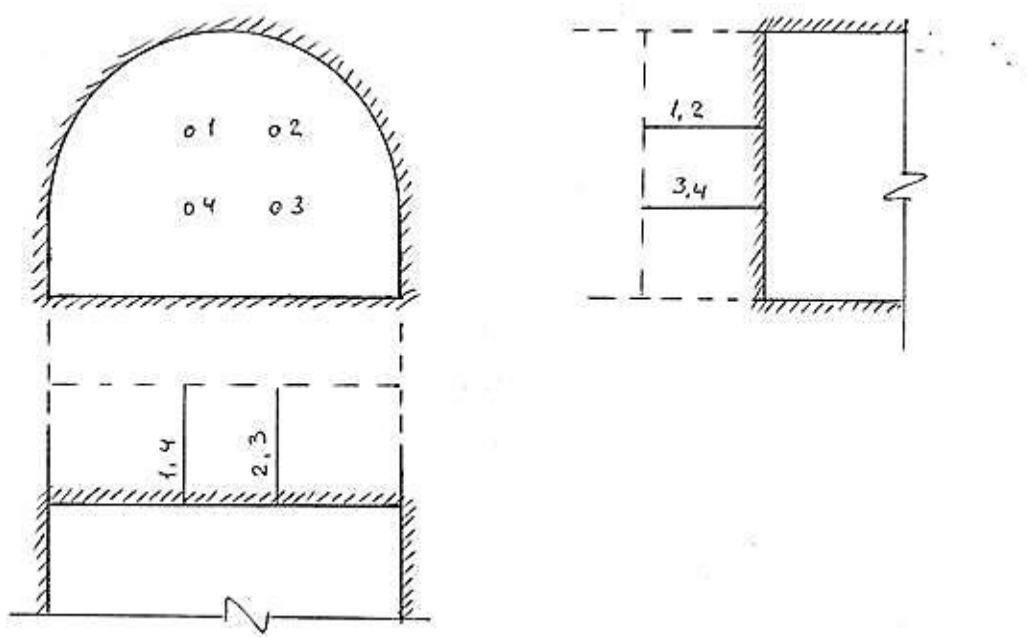
Основные недостатки прямых врубов – это трудоемкость бурения шпуров большого диаметра и необходимость в дополнительном буровом оборудовании для бурения шпуров большого диаметра.

*Щелевой вруб* образуют 6-8 шпурами, заряжаемыми через один, которые бурят на расстоянии 0,1-0,2м.



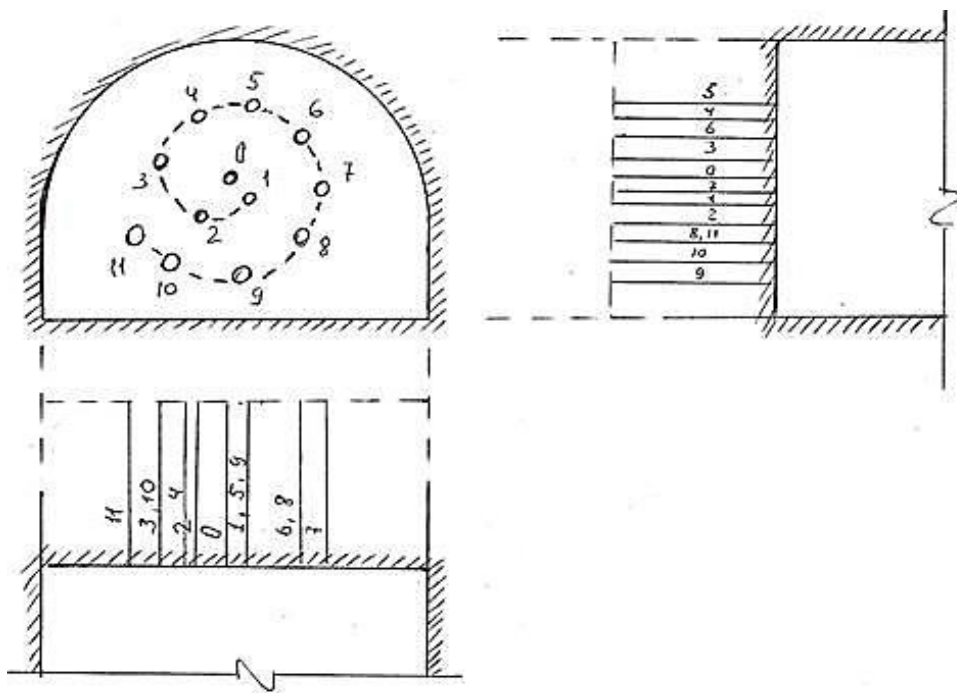
**Рис.1.4. Щелевой вруб**

*Призматический вруб* состоит из 3-6 параллельных шпуров, пробуренных перпендикулярно к забою и располагаемых в центре выработки. Контур их образует призму трех-, четырехгранную и т.д. Его применяют в выработках любой площади по породам средней крепости и крепким.



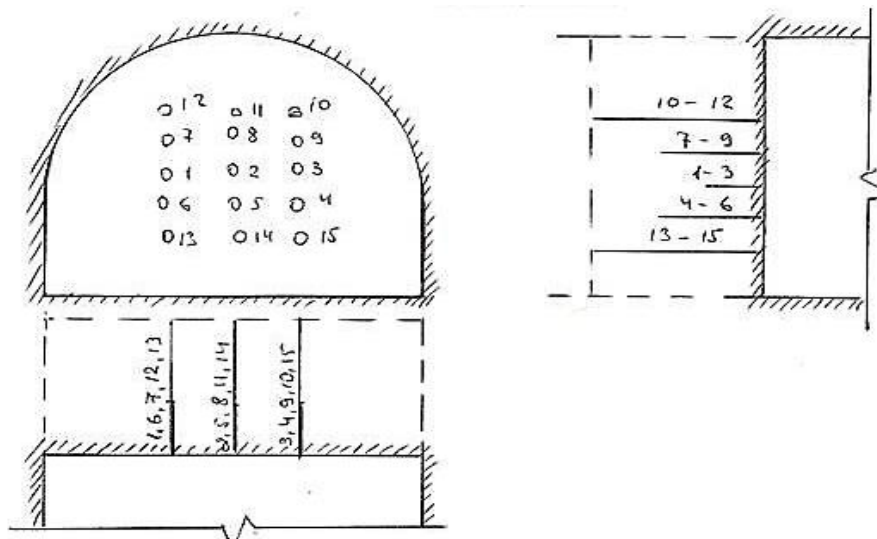
**Рис.1.5. Призматический вруб**

*Спирально-шагающий вруб* применяют в монолитных крепких породах. Первым взрывается заряд шпура, расположенный от холостого «0» на расстоянии не более чем диаметр шпура.



**Рис.1.6. Спирально-шагающий вруб**

*Ступенчатые врубы* — это система коротких и длинных параллельных шпуров.



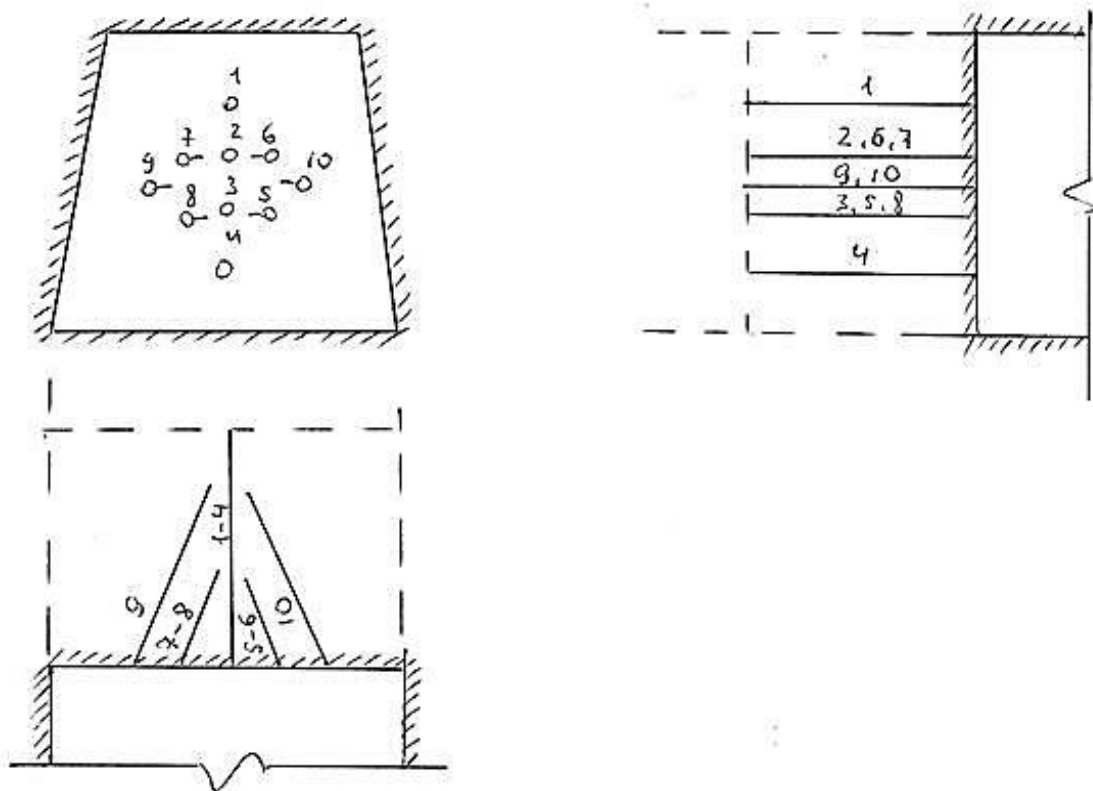
**Рис.1.7. Ступенчатые врубы**

*Комбинированные врубы* представляют собой комбинацию прямых и наклонных или только наклонных сдвоенных врубов. Применяются при наличии высокопроизводительного бурового оборудования, обеспечивающего необходимые скорости бурения шпуров и компенсационных шпуров большого диаметра. Несмотря на



многочисленность прямых и наклонных врубов, применяемых при проведении выработок, КИШ при взрывном разрушении крепких и весьма крепких пород не превышает 0,7-0,8 [10; с. 16-21].

В связи с этим рассмотрим применяемые методы расчета параметров БВР при проходке выработок [11; с. 176].



**Рис.1.8. Комбинированные врубы (двойной клиновой и щелевой вруб)**

Анализ эффективности буровзрывных работ в капитальных и подготовительных выработках показывает на низкие значения коэффициента использования шпуров, неудовлетворительное оконтуривание выработок, низкие скорости проходки и производительности труда проходчиков. С целью решения указанных проблем авторами разработан вруб для разрушения крепких горных пород [12; с. 114-118, 13; с. 99-105, 14; с. 24-27, 15; с. 511, 16; с. 93-101], конструктивное выполнение которого предусматривает снижение концентрации напряжений впереди забоя горной выработки за счет камуфлетного взрывания, и, одновременно, создает условия качественного формирования врубовой полости.

С целью ликвидации отмеченных отрицательных факторов, наряду с другими мероприятиями, на протяжении многих лет предпринимаются попытки совершенствования составления паспортов буровзрывных работ, их оптимизации. В этом направлении проведено достаточно много работ различными исследователями и производственниками.

Высказывались различные рекомендации, которые позволили повысить эффективность взрывных работ в конкретных горно-геологических условиях. Основная часть рекомендаций посвящена совершенствованию параметров врубовых шпуров, которое повлияет на эффективность взрыва всего комплекта шпуровых зарядов ВВ. Были проведены исследования и анализ паспортов БВР, в горных выработках рудника «Каульды» и сопоставление их данных с паспортными данными БВР, применяемых в различных горнодобывающих предприятиях АО «АГМК» (шахта «Кызыл-Алма», «Разведочная» АРУ).

Было установлено, что при проведении горных выработок по породам с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова  $f=11-14$  предпочтение отдается применению прямых врубов. Применение же клиновых врубов не всегда является эффективным. Например, опыт производства взрывных работ с применением вертикально клинового вруба в таких условиях показал, что он обеспечивает величину КИШ, не превышающим 0,75. Так, при глубине шпуров 1,6 м такой вруб обеспечивает подвигание забоя на 1,2-1,25 м за цикл, а при глубине шпуров до 1,8 лишь на 1,3-1,35 м. За счет этого получаемые технико-экономические показатели недостаточно высокие - выход горной массы с 1м составляет, примерно, 3,6м<sup>3</sup>, а удельный расход ВВ 2,9 кг/м<sup>3</sup>. Попытки классифицировать схемы врубовых шпуров встречаются в различных публикациях, но все они основаны на объединении в группы по взаимному расположению шпуров и скважин относительно плоскости забоя, направлению трещиноватости или напластования горных пород и носят описательный характер, не раскрывая

сущности процессов, происходящих в породном массиве при взрыве зарядов ВВ во врубовых шпурах [17; с. 37-39].

Для составления классификации схем врубовых шпуров и образования врубовых полостей, проанализируем работу зарядов ВВ основных типов врубов, применяемых при проходке горных выработок и для этого разделим их на два типа [18; с. 37-45, 19; с. 65-68, 20; с. 99-105, 21; с. 68-75, 22; с. 85-87, 23; с. 204].

К первому типу относятся врубы, заряд которых действует только на одну свободную поверхность - плоскость забоя:

- с наклонным расположением шпуровых зарядов ВВ относительно плоскости забоя;
- с расположением шпуровых зарядов ВВ перпендикулярно плоскости забоя.

При применении врубов с наклонным расположением шпуровых зарядов ВВ отбойка породы производится в направлении плоскости забоя и отбитая горная порода выбрасывается взрывом этого же заряда ВВ в том же направлении. Эффективность взрыва определяется выбором угла наклона врубовых шпуров. Максимальная величина отбойки породы до момента взрывания основного комплекта шпуровых зарядов ВВ зависит от предельной величины пробивного расстояния для донной части зарядов ВВ наклонных шпуров.

Преимуществом врубов с наклонным расположением шпуровых зарядов являются следующие: качественный выброс разрушенной породы из образуемой врубовой полости; не требуется высокая квалификация проходчиков, так как отклонения шпуров незначительно сказываются на показателях взрыва. К недостаткам можно отнести непостоянность их геометрических размеров, большой разброс разрушенной горной массы и повреждения, вследствие этого, крепи выработок, а также ограничение величины подвигания забоя за взрыв из-за недостаточного КИШ.

Врубы с котловым зарядом и воронко образующий вруб, в которых шпурсы пробуривают перпендикулярно плоскости забоя, основаны на эффекте образования воронки выброса за счет взрывания увеличенных зарядов ВВ, расположенных в глубине массива. Размеры воронки выброса (врубовой полости) зависят от величины заряда ВВ и глубины его заложения. Условия работы зарядов ВВ менее благоприятны, чем при наклонном расположении шпуров. Эти врубы не нашли широкого применения в практике проходческих работ из-за низких технико-экономических показателей. Наиболее эффективным с точки зрения энергии взрыва, явился бы вруб, состоящий из зарядов ВВ.

Основная его идея состоит в том, что с помощью специально разработанных изгибающихся буровых штанг пробуривают криволинейные шпурсы таким образом. Основным преимуществом такого вруба является максимально возможная эффективность работы зарядов ВВ, так как они работают на большую обнаженную поверхность в не зажатых условиях. Однако, этот тип вруба так же не нашел широкого применения из-за сложности изготовления и эксплуатации изгибающихся буровых штанг.

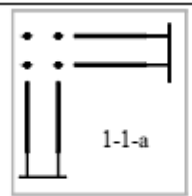
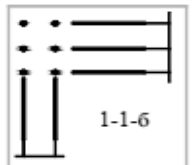
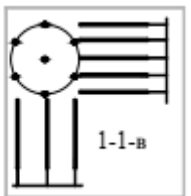
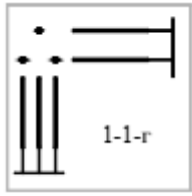
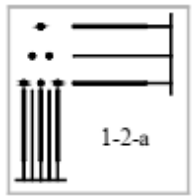
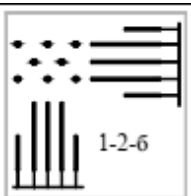
Ко второму типу вруба, заряд которого действует в направлении незаряженного шпура или скважины как дополнительная открытая поверхность в системе вруба, частично в направлении плоскости поверхности. Заряды ВВ при этом размещают в шпурах, пробуренных перпендикулярно плоскости забоя. В этом случае, при взрыве зарядов ВВ разрушенная горная масса частично выбрасывается в направлении плоскости забоя, а основная его масса сдвигается в направлении дополнительной обнаженной поверхности и заполняет компенсационное пространство. Полный выброс разрушенной горной массы происходит при взрывании отбойных шпуров. К этому типу врубов относятся щелевые, призматические, спиральные. В щелевых врубах заряды ВВ размещают в шпурах, располагаемых по одной линии (либо вертикальной, либо горизонтальной) и заряжаемых через один шпур. После взрыва зарядов ВВ образуется

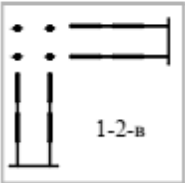
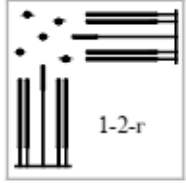
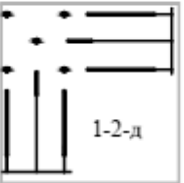

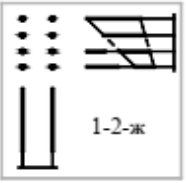

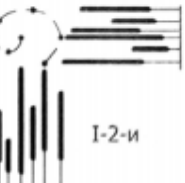
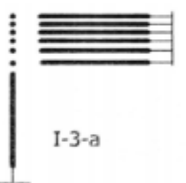
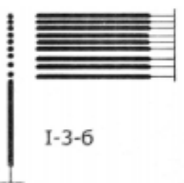
щелевидная полость, заполненная разрушенной породой. Затем взрывают заряды ВВ, расположенные напротив центра созданной щели, врубовая полость при этом частично очищается от запрессовки.

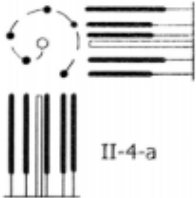
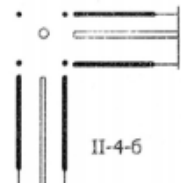
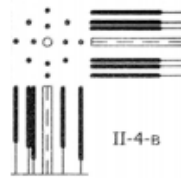
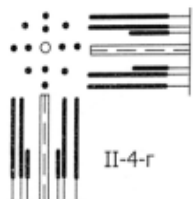
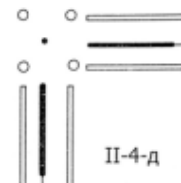
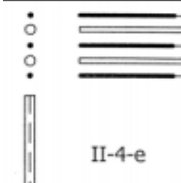
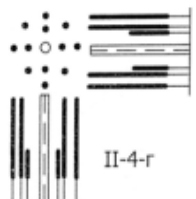
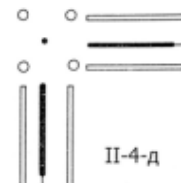
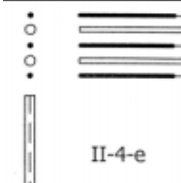
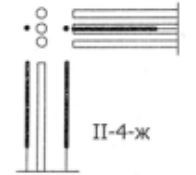
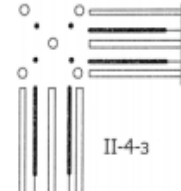
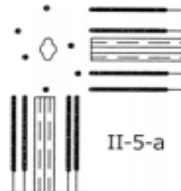
Анализируя работу зарядов щелевого вруба, можно отметить, что выброс разрушенной горной массы затруднен ввиду того, что щелевидная врубовая полость обладает повышенным сопротивлением для выброса разрушенной массы породы. Щелевые врубы обладают такими преимуществами, как увеличение подвигания выработки за взрыв до 2,5 м, высокая технологичность исполнения, небольшой расход ВВ.

Но наряду с этим им присущи и недостатки, из-за которых невозможно достичь высоких значений КИШ при увеличенной глубине шпуров, поскольку в этом случае происходит неполная очистка врубовой полости, разрушенная порода не полностью выбрасывается, в донной части происходит ее запрессовка, табл. 1.2 [24; с. 15-22].

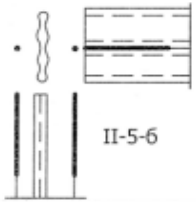
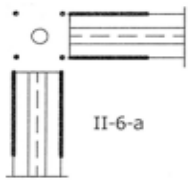
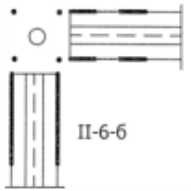
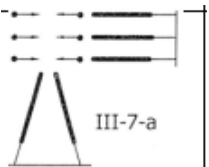
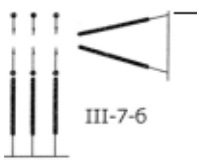
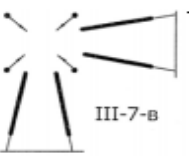
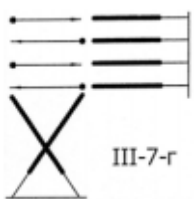
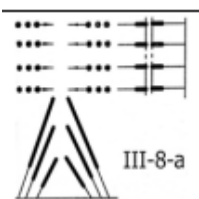
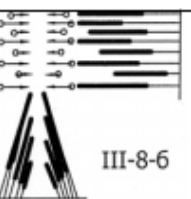
Классификация взрывных способов формирования врубовой полости

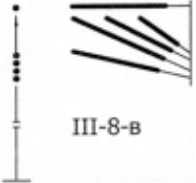
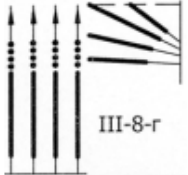
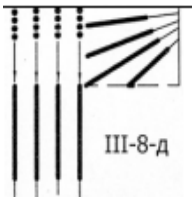
Тип врубов			Принципиальная схема основного варианта и шифр вруба			Горно-геологические условия
Система ориентации бурения относительно поверхности забоя (система)	Взаиморасположение зарядов и полостей (класс)	Вид исполнения основного варианта (тип)				
1. Прямые	1. Призматические простые	а) квадратные				<p>Сечение выработок определяется количеством шпуров во врубе и может быть любым. Глубина шпуров до 1,8м в породах <math>f</math> до 7 в выработках с сечением до 20 м<sup>2</sup> при применении предохранительных ВВ. До 2,2 м в тех же условиях при применении мощных ВВ и до глубиной 2,5 м при <math>S &gt; 30</math> м<sup>2</sup>. Инициирование всеми допущенными СВ</p>
		б) прямоугольные				
		в) цилиндрические				
	г) треугольные					
	2. Призматические сложные				а) призматические с ослаблением массива свободными шпурами	
					б) ступенчатые	
						I-2-а. Те же, что для врубов 1-1-а-г
						I-2-а. Те же, что для врубов 1-1-а-г

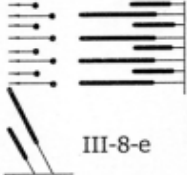
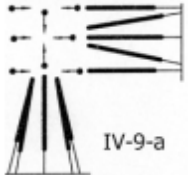
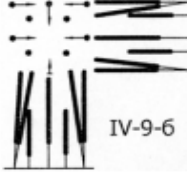
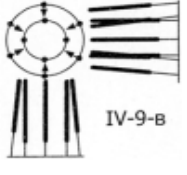

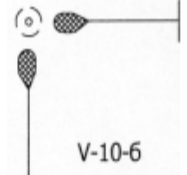
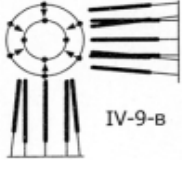

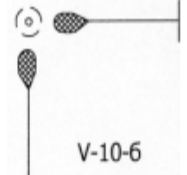
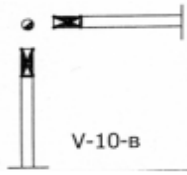
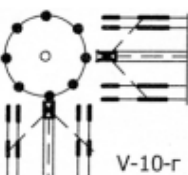
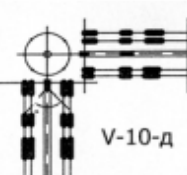
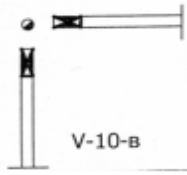
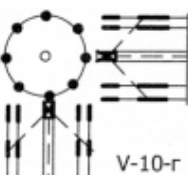
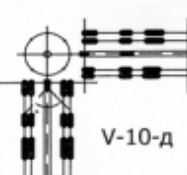
						Продолжение табл.1.2
		в) ярусные	 <p>1-2-в</p>	 <p>1-2-г</p>	 <p>1-2-д</p>	Те же, что для врубов 1-2-б
		г) асимметричные с зарядом выброса				<p>Крепкие, монолитные, хрупкие, не склонные к уплотнению. Глубина шпуров до 2,5м. Инициирование обратное</p>
		д) симметричные с зарядом выброса				
		е) с зарядами запрессовки устья	 <p>1-2-е</p>	 <p>1-2-ж</p>	 <p>1-2-з</p>	Те же что для вруба 1-2-г. Глубина шпуров сможет быть увеличена до 3 м при применении ярусных конструкций
		ж) ярусно-ступенчатые				<p>Крепость пород и тип ВВ- не лимитируются. Глубина шпуров до 3 м. Инициирование - обратное: огневое, ЭДКЗ-100+ЭДЗД, ЭДКЗ-300</p>
		з) спирально-ступенчатые				
		и) спирально-ступенчатые с зарядом трещинообразования	 <p>1-2-и</p>	 <p>1-3-а</p>	 <p>1-3-б</p>	Те же, что для врубов 1-2-з
	3.Щелевые	а) щелевые простые				<p>Породы средней трещиноватые при наличии слабых прослоев и включений. Глубина шпуров до 1,8м, Инициирование ЭДКЗ</p>
		б) щелевые с ослаблением				

II. Прямые с ослаблением массива не заряженными полостями увеличенного сечения	4. С полостями цилиндрических форм	С центральным наложением	а) спиральные				Глубина шпуров до 2,0 м. Инициирование всеми допускаемыми СВ
			б) простые				Крепкие монолитные породы. Глубина шпуров до 2,5 м. ВВ по вишенной мощности. Взрывание огневое. ЭДКЗ-200+ЭДЗД, или ЭДКЗ-300. Породы любой крепости. ВВ средней и высокой мощности. Глубина шпуров до 2,5 м
			в) секционированные				Те же, что для вруба II-4-б. Глубина шпуров до 3,0 м
			г) секционное-ступенчатые				Те же, что для вруба II-4-в
			д) с внешним заложением плоскостей				Породы крепостью не более 14; абразивность не выше средней. Тип ВВ любой. Глубина шпуров до 3,5 м. Инициирование всеми способами
		Со смешанным заложением полостей	е) плоские				Те же, что для вруба II-4-д. Глубина шпуров до 2,5 м
			ж) объемные				Те же, что для вруба II-4-в
			з) комбинированные				Те же, что для вруба II-4-д. Глубина шпуров до 3,5 м



Продолжение табл.1.2							
	5. С полостями сложных форм	а) двойной спиралью				Породы крепкие, монолитные. ВВ повышенной мощности. Взрывание огневое ЭДКЗ-100+ЭДЗД. ЭДКЗ-300	
		б) с механическим выбуриванием щели				Породы крепкие и средней крепости, не абразивные. ВМ – не лимитируются	
	6. С скважинами диаметром более 150мм	а) простые				Средства инициирования не лимитируются	
		б) ярусные				Породы и тип ВВ любые. Все допущенные СВ	
	III. Наклонные	7. Наклонные простые	а) вертикально наклонные				Породы однородные, монолитные, трудно взрывающиеся.
			б) горизонтально-клиновые				Те же что для вруба III-7-а
в) пирамидальные						Те же, что для вруба III-7-б. Глубина шпуров до 2 м	
		г) «Ножницы»				Крепость пород любая. Глубина шпуров 1,5-1,8 м	

		а) ступенчато-клиновой				Крепость пород любая. Глубина шпуров до 2,5 м.. СВ- любые
8. Наклонные сложные	Односторонние	б) ступенчатые ярусно клиновые				Крепость пород любая. Глубина шпуров до 2,5 м.. СВ- любые
		в) щелевые				Те же, что для вруба III-8-а
		г) верхний				При наличии развитой системы трещин слоевого или кливажного происхождения, залегающих под углом 60-70° III-в-г – III-8-е.
		д) нижний				При наличии системы трещин слоевого происхождения, залегающих под углом 60-70°. к направлению проходки и ориентированных приблизительно перпендикулярно направлению бурения врубовых
		е) боковой				При наличии нарушений или слоев с четким контактом междупластья, расположенных соответственно на контуре кровли, почвы или бока выработки

IV. Комбинированные	9. Наклонные	а) пирамидально-клиновые				Породы однородные, монолитные, трудно взрывающиеся. Глубины шпуров до 2,5 м. СВ - любые допущенные.
		б) призматически-клиновые				То же, что для вруба IV-9-a
		в) конически цилиндрические				Те же, что для вруба IV-9-a. Глубина шпуров до 2,8 м. Однородные породы вертикальные стволы. Глубина заходки до 3,0 м при маломощных и мощных ВВ. Инициирование ЭДКЗ-+ЗД
V. Воронко-образующие	10. С сосредоточенными зарядами	а) шпуровые				Трещиноватые, но однородные породы. Глубина до 15 м. Инициирование одной ступенью электродетонаторов
		б) котловые				Те же, что для вруба V-10-a. Глубина шпуров до 2,5 м
		в) скважинные				Те же, что для вруба V-10-b
		г) комбинированные				Породы любой крепости. Рациональная глубина шпуров до 2,5-3,0 м.
		д) ступенчатые				Те же что для вруба V-10-г. Глубина шпуров от 2,5 до 4,0 м

Призматический вруб отличается от щелевого тем, что заряды ВВ располагают в шпурах, пробуренных по углам квадрата, а не заряжаемый шпур или скважина находится в центре квадрата. Если количество заряжаемых шпуров более четырех, то их располагают по окружности и такой вруб называют бочкообразным. Призматический вруб, сохраняя все положительные качества щелевого, имеет перед ними преимущества - более полный выброс отбитой горной массы благодаря более удобной конфигурации образуемой полости, что позволяет получать подвигание забоя за взрыв до 1,2-1,5 м.

Спиральный вруб наиболее эффективный из всех врубов этого типа. В этом случае заряды ВВ во врубовых шпурах располагают вокруг не заряжаемого шпура или скважины по спирали таким образом, чтобы каждый из зарядов ВВ работал с оптимальной для него линией наименьшего сопротивления (ЛНС). Взрывание зарядов ВВ производят в такой последовательности, чтобы при взрыве каждого последующего заряда отбитая горная масса выбрасывалась из врубовой полости. Раскрытие врубовой полости происходит последовательно и равномерно по всей длине врубовых шпуров. Спиральный вруб позволяет получать больший уход за взрыв, чем остальные врубы этого типа, однако сложность его разметки в забое и обустройство требует высокой квалификации проходчиков.

Этому типу, наиболее прогрессивному, относятся врубы, отбойка породы в которых производится в направлении дополнительной обнаженной поверхности и, частично, в сторону плоскости забоя одними зарядами ВВ, а основной выброс разрушенной горной породы осуществляется другими зарядами ВВ. От врубов второго типа они отличаются наличием дополнительных зарядов ВВ, которые не только производят отбойку породы, но выбрасывают разрушенную горную породу из врубовой полости [17; с. 37-39].

К этим врубам относят такие врубы, как ярусный вруб, вруб с запрессовкой устьев шпуров и вруб с донным зарядом выброса. Величина максимального подвигания забоя за взрыв для врубов второго типа ограничена не полным выбросом разрушенной горной массы из врубовой полости. С увеличением глубины шпуров, когда на выброс разрушенной горной массы перестает оказывать влияние поверхность забоя, разрушенная горная масса остается во врубовой полости в запрессованном состоянии, препятствуя эффективной работе остального комплекта шпуровых зарядов ВВ проходческого забоя.

Врубы этого типа позволяют получить наибольшее подвигание забоя за взрыв за счет наличия дополнительных зарядов ВВ, которые при взрывании очищают врубовую полость от разрушенной горной массы и создают наиболее благоприятные условия для работы всех шпуровых зарядов ВВ. Наиболее перспективным из них является вруб с донным зарядом выброса, которое обладает минимальным объемом буровых работ, а также чем достигается повышенное подвигание забоя за взрыв.

#### **§ 1.4. Анализ практики ведения БВР при проведении подземных горизонтальных горных выработок на руднике «Каульды»**

Для повышения эффективности производства БВР, на основе разнообразных горно-геологических и горнотехнических условиях, был изучен опыт ведения взрывных работ на руднике «Каульды». Также проведён анализ особенностей проведения подземных горизонтальных горных выработок, а именно выявление основных горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на эффективность взрывных работ и их фактических показателей.

*Характеристика рудоносных зон и рудных тел.* Основной рудоконтролирующей и рудовмещающей структурой месторождения Каульды является главная рудоносная зона, которая прослеживается через

всю его площадь с юго-запада на северо-восток. Ее протяженность 6,5 км. Падение восточное и юго-восточное под углами 10-45°. По падению зона прослежена более чем на 1 км. Мощность зоны – от 40 до 10м. Представлена кварцево-серицитами, кварцевыми и кварц-карбонатными метасоматозами.

Представлена она карбонат хлорит - гидрослюдистыми, кварц – гидрослюдистыми метасоматозами, постепенно переходящими в пропицитизированные породы на периферии и на флангах. Главная рудоносная зона концентрирует в себе все известные промышленные рудные тела, которые представляют собой наиболее проработанные гидротермальными растворами участки метасоматозов с линзами, гнездами и прожилками кварца, кальцита, характеризующиеся повышенными концентрациями золота.

На участке Южный Каульды выявлено и разведано шесть рудных тел № 5, 6, 7, 8, 9,10, из которых 7 и 10 – забалансовые. Форма рудных тел многообразная, падение восточное под углами 10-30°, редко 45°. Рудные тела залегают на глубине 230 - 310 м от поверхности. Абсолютная отметка кровли их 700 - 860 м. Рудные тела сложены кварцем, кварц - карбонатной жильной породой и брекчиевидными окварцованными эвфуизмами. Руды относятся к сульфидному типу кварц-халцедон-золоторудной формации. Породы и руды силикоза опасные, слеживаемость их не наблюдается. Средние значения коэффициентов крепости по шкале проф. М.М. Протождяконов для руды составляют 11-14, в окварцованных зонах увеличиваются до 15-20, в зонах дробления пород снижаются до 2-4. Вмещающие породы и руды устойчивы, в зонах тектонических нарушений и сильной трещиноватой следует ожидать вывалы, обрушения и отслоения пород. Такие зоны требуют крепления вслед за продвижением горных работ. Границы рудных тел с вмещающими породами нечеткие и устанавливаются по данным опробования.

*Физико-механическая характеристика горных пород и руд.* Породы, слагающие месторождения представлены осадочно-эффузивной толщей,

залегает на известняках верхнего девона – нижнего карбона. Эти породы прорваны дайками андезитового и андезитодацитового состава. Золоторудная минерализация локализуется в пределах зон метасоматического окварцованные, серицитизации и карбонизации. В пределах первой рудоносной зоны разведано три рудных тела. По составу, текстурным и структурным особенностям рудные тела идентичны. По физико-механическим свойствам (табл.1.3) горные породы и руды не отличаются.

Таблица 1.3

Физико-механические свойства экспериментального забоя  
на руднике «Каульды»

п/п	Наименование физико-механических свойств горных пород	Значение
1.	Тип горных пород	Сланцы кварц-сланцевые метасоматические измененные, алевролиты
2.	Плотность породы, кг/м <sup>3</sup>	2450-2650
3.	Предел прочности горных пород на сжатие, МПа	90-140
4.	Предел прочности горных пород на растяжение, МПа	6,8-7,8
5.	Предел прочности горных пород на сдвиг, МПа	12,3-13,2
6.	Коэффициент крепости, $f$	11-14
7.	Коэффициент Пуассона, $\nu$	0,24
8.	Модуль Юнга, $E \cdot 10^4$ , МПа	3,2
9.	Коэффициент разрыхления, $K_p$	1,6-1,85
10.	Категория пород по взрываемости	II. Средне взрываемые

*Буровое оборудование* подбирают исходя из горно-геологических и горнотехнических условий. По техническим возможностям бурового оборудования диаметр коронки принимают стандартный (42 мм) при длине бурения от 1,6 м. На рассматриваемом руднике для бурения шпуров в основном применяют переносные перфораторы типа ПП-63В.

*Характеристики ВВ.* В зависимости от горно-геологических и

горнотехнических условий выбирают взрывчатые материалы (ВМ). На руднике «Каульды» в настоящее время применяют патронированные ВВ типа Алманит, характеристика которых приведена в табл. 1.4.

Таблица 1.4

## Характеристика применяемого ВВ на руднике «Каульды»

Характеристики	Норма для Алманита
1. Расчетные	
1.1. Кислородный баланс, %	-0,54
1.2. Теплота взрыва, Дж/кг, (кал/кг)	2930(701)
1.3. Объем газов, м <sup>3</sup> /кг	921
1.4. Гротиловый эквивалент по теплоте взрыва	1,0
2. Экстремальные	
2.1. Скорость детонации км/с для диаметров, мм:	
31±1	4,3-4,5
50±1	4,7-5,0
60±1	4,8-5,1
90±1	5,2-5,4
120±1	5,4-5,6
2.2. Критический диаметр, мм	20
2.3. Температура вспышки, °С	375
2.4. Работоспособность, см <sup>3</sup>	430

Проходка горных выработок осуществляется по типам паспортов буровзрывных работ. Примеры наиболее распространённых паспортов буровзрывных работ представлены на рис.1.9-1.11, анализ паспортов буровзрывных работ рудника «Каульды», приведен в табл. 1.5 [25; с. 109-117]. В табл.1.6-1.8 приведены параметры буровзрывных работ для различных паспортов.

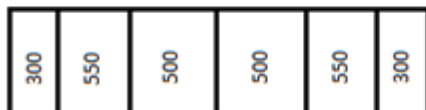
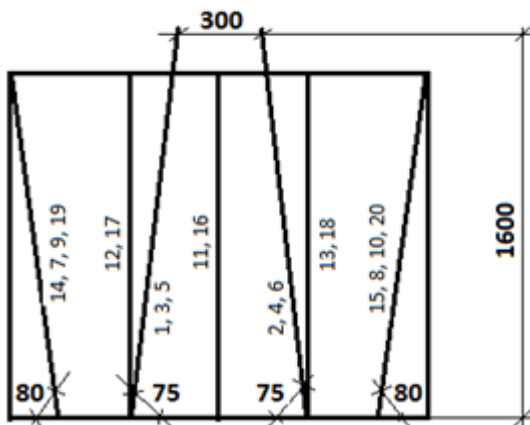
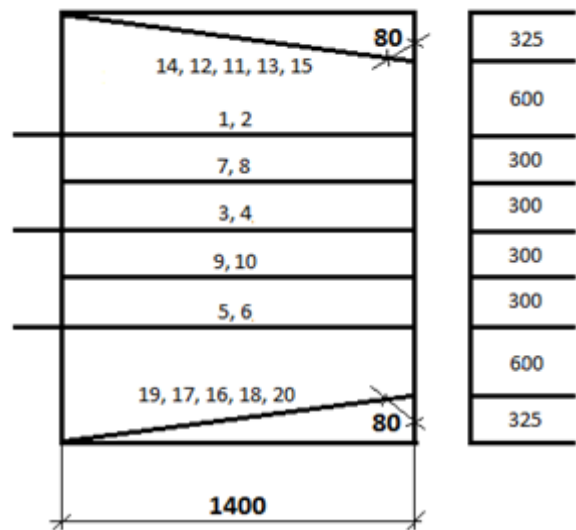
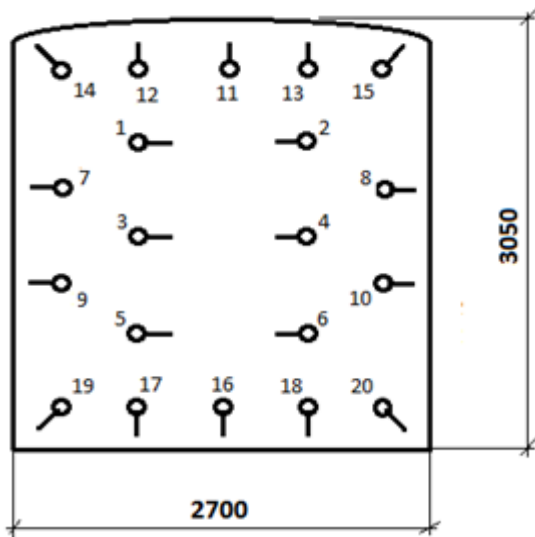
Таблица 1.5

## Анализ паспортов БВР на руднике «Каульды»



№	Проходка штрека и площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup> .	Коэффициент крепости по шкале М.М. Протоdjяконова	Количество шпуров, штук.	Тип вруба и количество шпуров вруба, штук.	Длина шпуров, м	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Диаметр шпуров, мм	Удельный расход бурения шпура, м/м <sup>3</sup>
1	S <sub>пр</sub> =10,0	12-14	30	вертикально-клиновой, 10	1,8/1,6	2,03	42	2,3
2	S <sub>пр</sub> =12,0	11-14	32	вертикально-клиновой, 8	1,8/1,6	2,7	42	2,9

**Вертикально- клиновая схема расположения врубовых шпуров**



**Запрещается  
бурит в "стаканы",  
в них забит  
деревянные пробки**

### Конструкция заряда шпуров

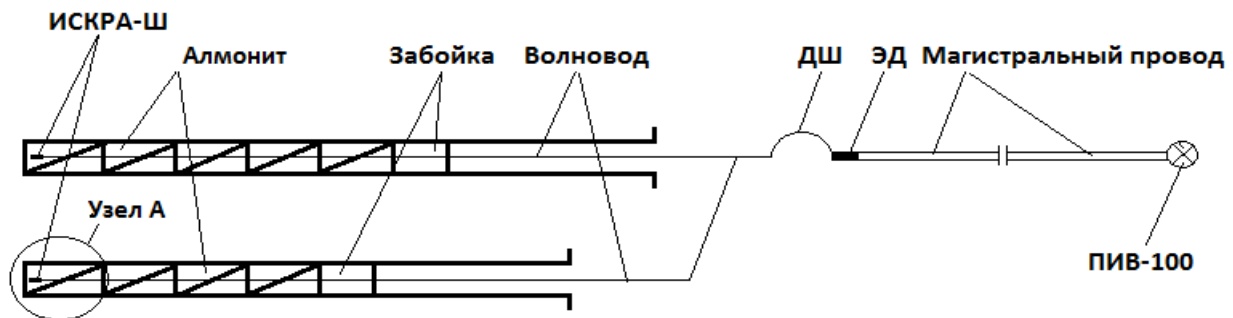
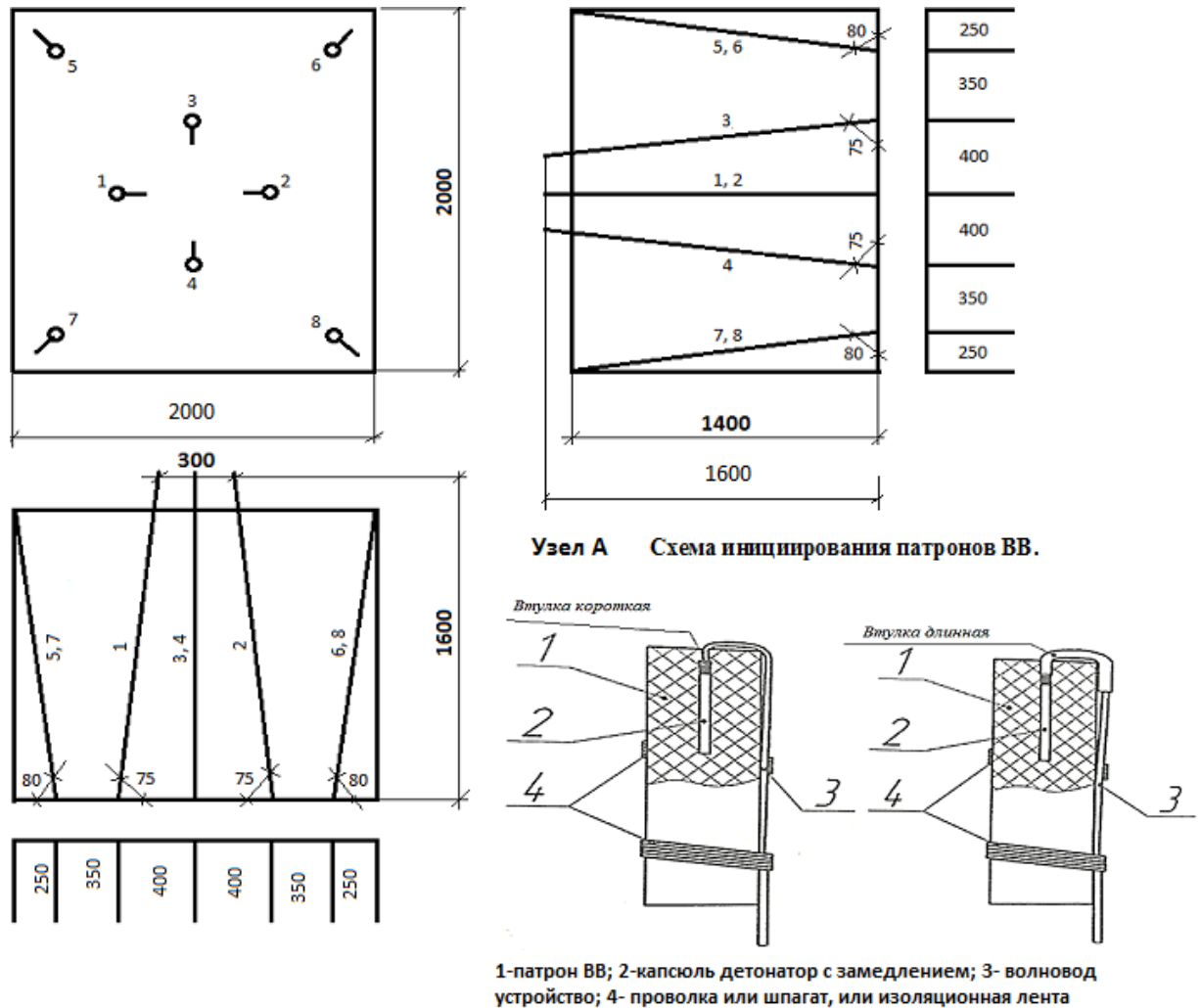


Рис. 1.9. Паспорт БВР на проходку штрека гор +745 м на шахте «Кызыл-Алма»

Параметры буровзрывных работ

№	Наименование показателей	Единица измерения	Количество
1.	Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконов, $f$		10-14
2.	Сечение выработки вчерне (проектное)	м <sup>2</sup>	7,84
3.	Высота забоя	м	3,05
4.	Ширина забоя	м	2,7
5.	Количество шпуров:		
	по забою	шт.	20
	врубковых	шт.	6
	вспомогательных и оконтуривающих	шт.	14
6.	Диаметр шпуров (коронки)	мм	40-42
7.	Глубина шпуров:		
	врубковых	м	1,6
	вспомогательных и оконтуривающих	м	1,4
8.	Суммарная длина шпуров	м	29,2
9.	Величина зарядов шпуров:		
	врубковых	кг	1,0
	вспомогательных и оконтуривающих	кг	1,0
10.	Количество ВВ на взрывание:		
	Алманит	кг	20,0
11.	Способ взрывания		эл. волн.
12.	Количество СИ:		
	электродетонатор	шт.	1
	детонирующей шнур	м	0,5
	зажигательный патрон, ИСКРА-Ш	шт.	20
13.	Количество серий взрывания	шт.	1-6
	в т.ч. по замедлениям (с, мс)		50
14.	Подвигание забоя за взрыв	м	0,69
15.	Величина КИШ	-	0,49
16.	Выход горной массы на взрыв	м <sup>3</sup>	5,41
17.	Удельный расход:		
	ВВ	кг/м <sup>3</sup>	3,7
	шпурометров	м/м <sup>3</sup>	5,4

## Пирамидальная схема расположения врубных шпуров



Запрещается бурить в "стаканы" в них забит деревянные пробки

### Конструкция заряда шпуров

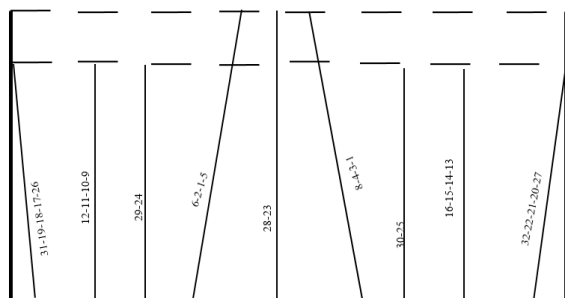
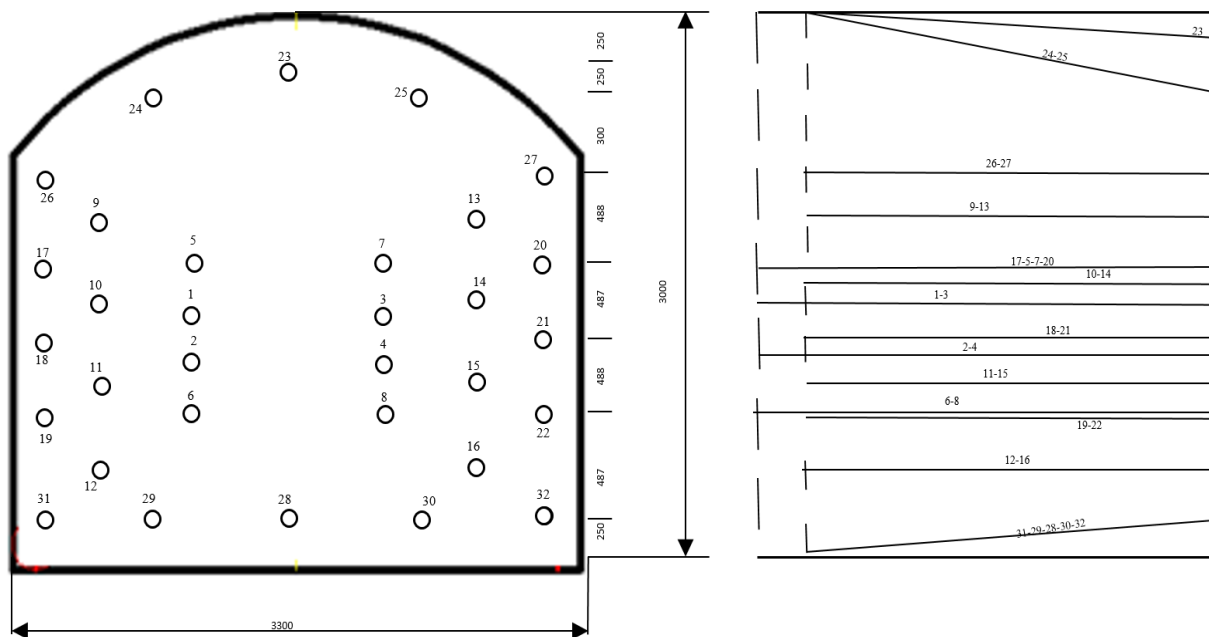


Рис. 1.10. Паспорт БВР на проходку штрека гор +805 м на шахте «Разведочная»

## Параметры буровзрывных работ

№	Наименование показателей	Единица измерения	Количество
1.	Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протоdjяконов, <i>f</i>		9-12
2.	Сечение выработки в проходке (проектное)	м <sup>2</sup>	4,0
3.	Высота забоя	м	2,0
4.	Ширина забоя	м	2,0
5.	Количество шпуров:		
	по забою	шт.	8
	врубовых	шт.	4
	вспомогательных и оконтуривающих	шт.	4
6.	Диаметр шпуров (коронки)	мм	40-42
7.	Глубина шпуров:		
	врубовых	м	1,6
	вспомогательных и оконтуривающих	м	1,4
8.	Суммарная длина шпуров	м	12,0
9.	Величина зарядов шпуров:		
	врубовых	кг	1,0
	вспомогательных и оконтуривающих	кг	1,0
10.	Количество ВВ на взрывание:		
	Аммонит №6ЖВ - 200	кг	8,0
11.	Способ взрывания		эл. Волн.
12.	Количество СИ:		
	электродетонатор	шт.	1
	детонирующий шнур	м	0,5
	зажигательный патрон, ИСКРА-Ш	шт.	8
13.	Количество серий взрывания	шт.	1-4
	в т.ч. по замедлениям (с, мс)		50
14.	Подвигание забоя за взрыв	м	1,19
15.	Величина КИШ	-	0,85
16.	Выход горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	4,76
17.	Удельный расход:		2,1
	ВВ	кг/м <sup>3</sup>	1,68
	шпурометров	м/м <sup>3</sup>	2,52

## Вертикально- клиновая схема расположения врубовых шпуров



### Конструкция заряда шпура

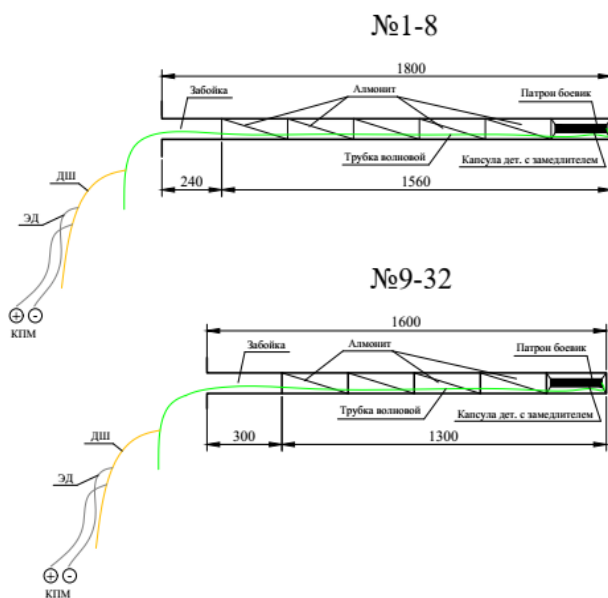


Рис. 1.11. Паспорт БВР на проходку штрека гор +860 м на руднике «Каульды»

Параметры буровзрывных работ

Наименование показателей	Единица измерения	Количество
1. Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконов, <i>f</i>		11-14
2. Сечение выработки в проходке (проектное)	м <sup>2</sup>	12
3. Высота забоя	м	3
4. Ширина забоя	м	4
5. Количество шпуров по забою	шт	32 (8/24)
6. Диаметр шпуров (коронки)	мм	42
7. Глубина шпуров: врубовых	м	1,8
вспомогательных и оконтуривающих	м	1,6
8. Суммарная длина шпуров	м	52,8
9. Величина зарядов шпуров: врубовых	кг	1,5
вспомогательных и оконтуривающих	кг	1,25
10. Количество ВВ на взрывание: в т.ч. по маркам Алмазит	кг	42
11. Способ взрывания		комбинированный
12. Количество:		
электродетонаторов	шт	1
Искра - Ш	шт	32
Детонирующего шнура	м	1,5
13. Количество серий взрывания	шт	5
в т. ч. по замедлениям (мс)		500/3000
14. Подвигание забоя за взрыв	м	1,2
15. Величина КИШ		0,75
16. Выход горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	14,4
17. Удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	2,9

Наблюдения соответствия проектных параметров БВР фактическим проводились в штреке по породам, средней крепости  $f=11-14$ , сечением  $12,0 \text{ м}^2$  ( $3,0 \times 4,0 \text{ м}$ ), длина основного комплекта шпуров  $l_{\text{ш}} = 1,6 \text{ м}$ .

Проведённые замеры показали на отклонение основных параметров от проектного в среднем: длина шпуров (до 14 см), расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами (отклонение до 15 см), средняя величина не взорванных шпуров «стаканов» (36 см) и коэффициент использования шпуров (КИШ) – 0,76 (рис.1.12).



**Рис. 1.12. Средняя величина «стаканов» в забоях горизонтальных горных выработок**

Основной причиной полученных результатов может служить недостаточная компетенция специалистов, выполняющих расчеты, а также непосредственно занятых в проходке горных выработок работников



(проходчиков, мастеров взрывников и т.п.), что в значительной степени сказывается на эффективности ведения БВР.

## **ГЛАВА II. ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ВРУБОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

### **§ 2.1. Теоретическое исследование размеров зон разрушения горного массива взрывом зарядов взрывчатых веществ в шпуре**

В настоящее время для обеспечения наиболее эффективных показателей проходческих работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок особое внимание уделяют взрывным работам, а именно определению оптимальных параметров буровзрывных работ. Методика расчёта их параметров должна учитывать наиболее полный перечень факторов, играющих значительную роль в процессе воздействия энергии взрыва на разрушаемый массив. Кроме того, предлагаемое технологическое решение должно позволить увеличить эффективность взрывных работ с совокупным снижением всех материальных и нематериальных затрат. Принципиально отличаются методики, расчёт которых основан на определении параметров зон разрушения породного массива зарядами ВВ.

Проведённый по ним расчёт позволяет определить места расположения шпуров в забое с учётом физическо-механических характеристик разрушаемого массива и особенностей применяемого ВВ [26; с. 20-31].

Одними из первых предложили формулы для определения зон разрушения В.Н. Мосинец и Н.П. Горбачева [27; с. 640-647, 28; с. 641-670].

Радиус зоны смятия:

$$R_{\text{CM}} = \sqrt{\frac{C_s}{C_p}} \cdot \sqrt[3]{q}, \quad \text{м}, \quad (2.1)$$

где  $C_s$  – скорость распространения поперечных волн в массиве, м/с;

$C_p$  – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с;

$q$  – масса заряда в тротиловом эквиваленте, кг.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{\text{ТР}} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \cdot \sqrt[3]{q}, \quad \text{м.} \quad (2.2)$$

Радиус зоны упругих деформаций:

$$R_{\text{УД}} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \cdot \sqrt[3]{q}, \quad \text{м.} \quad (2.3)$$

Б.Н. Кутузов и А.П. Андриевский предложили свой метод определения размеров зон разрушения [29; с. 349, 30; с. 96].

Радиус зоны смятия определяют по выражению:

$$R_{\text{СМ}} = d_{\text{ш}} \cdot \sqrt{\frac{c \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{\text{сж}}}}, \quad \text{м,} \quad (2.4)$$

где  $d_{\text{ш}}$  – диаметр шпура, м;

$\rho$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;

$D$  – скорость детонации, м/с;

$\sigma_{\text{сж}}$  – предел прочности пород на сжатие, Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в монолитном скальном массиве при его взрывном нагруженном удлинёнными зарядами, определяют по следующей зависимости:

$$R_{\text{ТР}} = 0,7 \cdot R_{\text{СМ}} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d_{\text{ш}}}{8 \cdot \tau_{\text{ср}} \cdot R_{\text{СМ}}}}, \quad \text{м,} \quad (2.5)$$

где  $\tau_{\text{ср}}$  – предел прочности разрушаемого массива на срез (для большинства пород  $\tau_{\text{ср}}$  не превышает 20 МПа. Приблизительно можно  $\tau_{\text{ср}}$  определить как  $(0,1 \div 0,02) \cdot \sigma_{\text{сж}}$  [31; с. 359]), Па.

Радиус зоны трещинообразования, формирующейся вокруг шпура в трещиноватом массиве при его взрывном нагружении удлинёнными зарядами, рассчитывают по выражению:

$$R_{\text{ТРТ}} = 0,7 \cdot R_{\text{СМ}} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d_{\text{ш}}}{8 \cdot \tau_{\text{сд}} \cdot R_{\text{СМ}} \cdot K_c}}, \quad \text{м}, \quad (2.6)$$

где  $K_c$  – коэффициент структурного ослабления породы взрываемого трещиноватого массива, рассчитываемый по формуле:

$$K_c = \frac{1}{0,97 + 0,13 \frac{R_{\text{ТРТ}}}{l_{\text{ш}}}}, \quad (2.7)$$

где  $l_{\text{ш}}$  – среднее расстояние между трещинами, м.

А.К. Кирсанов и С.А. Вохмин предлагает расчёт параметров зон разрушения. Радиус зоны трещинообразования определяется по зависимости [32; с. 396-405, 33; с. 5-9]:

$$R_{\text{СМ}} = 810 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\tau_{\text{сд}}} \cdot \frac{1 - 2\nu}{1 - \nu}} \cdot d_{\text{ш}}, \quad \text{м}, \quad (2.8)$$

$$R_{\text{ТРТ}} = 3250 \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot e}{\sigma_{\text{рас}}} \cdot \frac{1 - 2\nu}{1 - \nu}} \cdot d_{\text{ш}}, \quad \text{м}, \quad (2.9)$$

где  $\rho$  – плотность заряжания, кг/м<sup>3</sup>;

$e$  – относительная мощность (работоспособность) ВВ, см<sup>3</sup>;

$\nu$  – коэффициент Пуассона горной породы;

$d_{\text{ш}}$  – диаметр шпуров, м;

$\tau_{\text{сд}}$  – предел прочности горной породы на сдвиг, Па;

$\sigma_{\text{рас}}$  – предел прочности горной породы на растяжение, Па.

Несколько иной подход предложил коллектив авторов под руководством М.Ф. Друкованного [34; с. 292-295].

Радиус зоны смятия:

$$R_{\text{СМ}} = r_{\text{ш}} \cdot \left( \frac{P_b}{-\left(\frac{k}{\alpha}\right) + \left(\sigma_{\text{сж}} + \left(\frac{k}{\alpha}\right)\right) \cdot L^{\frac{2\alpha}{1+\alpha}}} \right)^{\frac{1}{2\beta}} \cdot \sqrt{L}, \quad \text{м}, \quad (2.10)$$

где  $r_{\text{ш}}$  – радиус шпура, мм;

$P_b$  – давление в шпуре, Па;

$\beta$  – адиабатическое расширение взрывчатого вещества;

$k$  – коэффициент сцепления, Па;

$\alpha$  – коэффициент внутреннего трения;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на сжатие, Па;

$\sigma_{рас}$  – предел прочности пород на растяжение, Па;

$L$  – оптимальная длина заряда, участвующая в формировании зоны радиальных трещин в сечении, перпендикулярном оси цилиндрического удлиненного заряда [26; с. 20-31].

$$L = \frac{\frac{E}{(1+\nu)}}{\sigma_{сж} \left(1 + \frac{\ln \sigma_{сж}}{\sigma_{рас}}\right)}, \quad \text{м} \quad (2.11)$$

$E$  – модуль Юнга, Па;

$\nu$  – коэффициент Пуассона, Па.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{ТР} = \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{рас}}\right) \cdot R_{СМ}, \quad \text{м.} \quad (2.12)$$

В своих работах Б.Р. Ракишев [35; с. 53-65, 36; с. 239] предлагает иной расчёт параметров зон разрушения.

Радиус зоны смятия в монолитных породах в камуфлетной стадии вычисляется по уравнению:

$$R_{ТР} = r_{ПР} \left(\frac{\gamma \cdot C^2}{5 \cdot \sigma_{сж}}\right)^{\frac{1}{2}}, \quad \text{м,} \quad (2.13)$$

где  $r_{ПР}$  – предельный радиус взрывной полости, определяемый по выражению:

$$\overline{r_{ПР}} = \left(\frac{P_H}{P_C}\right)^{1/4}, \quad (2.14)$$

где  $P_H, P_C$  – начальное давление продуктов детонации и прочностная характеристика среды в условиях взрывного разрушения соответственно.

$$P_H = \frac{1}{8} \rho \cdot D^2, \quad (2.15)$$

$$P_C = \sigma_{сж} \cdot \left( \frac{\gamma \cdot C^2}{\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}} \quad (2.16)$$

где  $\gamma$  – плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;  
 $C$  – скорость звука в породе, м/с;  
 $\rho$  – плотность заряда ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $D$  – скорость детонации ВВ, м/с.

На основе положений методики, предложенной А.К. Кирсановым и С.А. Вохмином, включающей в себя большое количество горно-геологических и горнотехнических факторов, зоны дробления и трещинообразования предлагается определять по следующим зависимостям.

В первую очередь определяются основные показатели:

– величина радиуса зоны смятия:

$$R_{СМ} = \sqrt{\frac{\gamma_{ВВ} \cdot e \cdot k_3}{\tau_{сд}} \cdot \left(1 - \frac{v}{1-v}\right) \cdot d_{ш}}, \quad \text{м}; \quad (2.17)$$

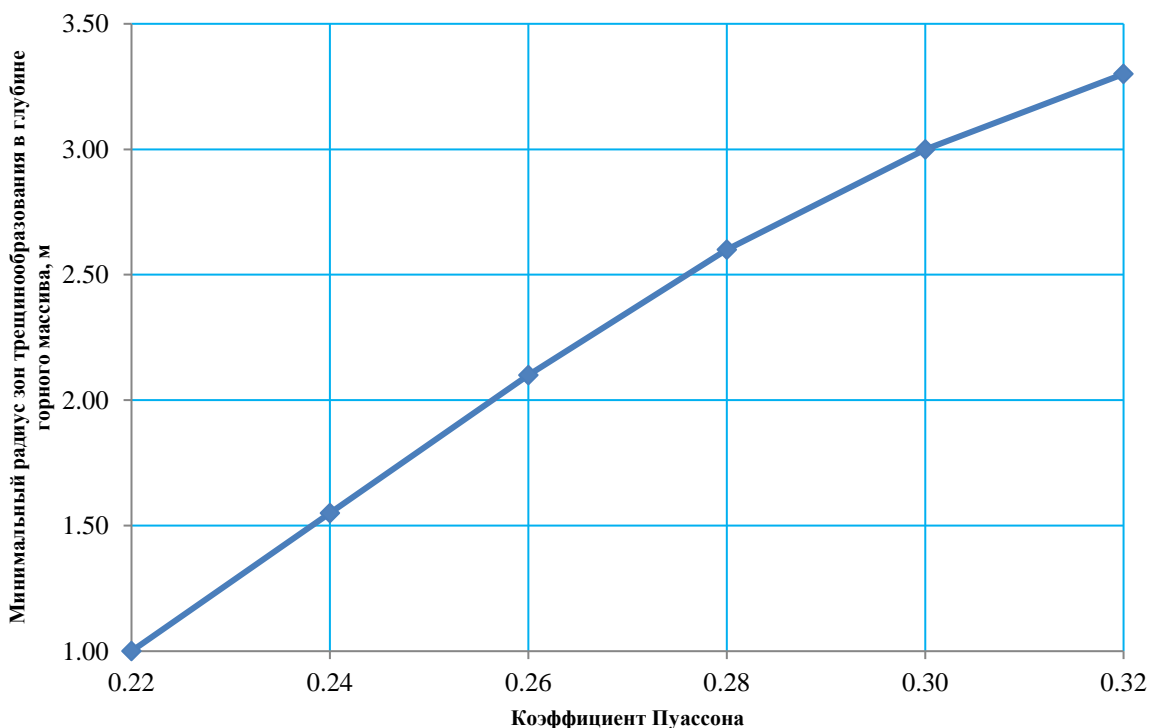
– величина радиуса зоны трещинообразования:

$$R_{ТР} = \sqrt{\frac{\gamma_{ВВ} \cdot e \cdot k_3}{\sigma_{рас}} \cdot \left(1 - \frac{v}{1-v}\right) \cdot d_{ш}}, \quad \text{м}, \quad (2.18)$$

где  $\gamma_{ВВ}$  – плотность ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  
 $e$  – относительная мощность (работоспособность) ВВ, см<sup>3</sup>;  
 $k_3$  – коэффициент заполнения шпуров;  
 $v$  – коэффициент Пуассона горной породы;  
 $d_{ш}$  – диаметр шпуров, м;  
 $\tau_{сд}$  – предел прочности горной породы на сдвиг, Па;  
 $\sigma_{рас}$  – предел прочности горной породы на растяжение, Па.

Установлен максимальный радиус зон трещинообразования в глубине горного массива в зависимости от изменения коэффициента Пуассона.

Полученная зависимость характеризуется закономерностью параболического типа изменения максимального радиуса трещинообразования в глубине горного массива (рис. 2.1).



**Рис.2.1. График изменения минимального радиуса трещинообразования в глубине горного массива в зависимости от изменения коэффициента Пуассона**

Исследованиями установлено, что с увеличением коэффициента Пуассона от 0,22 до 0,32 радиус трещинообразования в глубине горного массива возрастает от 1,0 м до 3,30 м.

Среди зарубежных учёных вопросом определения параметров зон разрушения породного массива занимались С.Р. Айверсон, Н. Джорджевич, С.С. Канчиботла, Д. Кексин, И. Онедерра, Г. Сзуладзинский, С. Эсен и др. [37; с. 17-23, 38; с. 485-495, 39; с. 1-11].

Г. Сзуладзинский предложил рассчитывать радиус зоны смятия по следующей формуле:

$$R_{CM} = \sqrt{\frac{2r_{ш}^2 \rho Q_{EF}}{\sigma_{сж}}}, \quad \text{мм}, \quad (2.19)$$

где  $r_{ш}$  – радиус шпура, мм;

$\rho$  – плотность взрывчатого вещества, кг/м<sup>3</sup>;

$Q_{EF}$  – эффективная энергия взрывчатого вещества (предположительно 2/3 полной реакции) [40; с. 5-6].

Радиус зоны трещинообразования, предложенный Д. Кексиным [41; с. 311-316] представляет собой следующую зависимость:

$$R_{ТР} = 96 \cdot \left( \frac{G}{10\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{8}} \cdot (10E)^{\frac{1}{6}}, \quad \text{мм}, \quad (2.20)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на одноосное сжатие, МПа;

$E$  – модуль упругости (модуль Юнга), МПа;

$G$  – длина заряда, м.

Н. Джорджевич [42; с. 213] рекомендует рассчитывать радиус зоны смятия по выражению:

$$R_{CM} = \frac{r_{ш}}{\sqrt{\frac{24\sigma_{раз}}{P_b}}}, \quad \text{мм}, \quad (2.21)$$

где  $r_{ш}$  – радиус шпура, мм;

$\sigma_{раз}$  – предел прочности пород на разрыв, Па;

$P_b$  – давление продуктов детонации в шпуре, определяемое по формуле:

$$P_b = \frac{\rho \cdot D^2}{8}, \quad \text{Па}. \quad (2.22)$$

Методика расчёта радиуса зоны смятия С.С. Канчиботлы [43; с. 137-144] представляет собой следующее соотношение:

$$R_{CM} = r_{ш} \sqrt{\frac{P_b}{\sigma_{сж}}}, \quad \text{мм}, \quad (2.23)$$

где  $r_{ш}$  – радиус шпура, мм;

$P_b$  – давление продуктов детонации, Па;

$\sigma_{сж}$  – предел прочности пород на сжатие, Па.

Давление продуктов детонации в шпуре ( $P_b$ ) определяется согласно [44; с. 217].

Исходя из анализа приведённых ранее методик расчёта зон разрушения, можно отметить, что все они работают в определённых условиях. Кроме того, ряд методик применим только для монолитных массивов. Тем не менее, можно сделать вывод, что проектирование и непосредственное ведение взрывных работ при проведении горизонтальных горных выработок может осуществляться как по уже устоявшимся методикам [45; с. 272].

Проведённый анализ показал, что работа по определению рациональных параметров БВР осложняется тем, что необходимо учитывать всё многообразие горно-геологических и горнотехнических условий при проведении горизонтальных горных выработок. Любая разработанная методика определения рациональных параметров БВР должна рассматриваться как с точки зрения эффективности использования ресурсов, так и с точки зрения безопасности и экономики горнодобывающего предприятия. Совершенно очевидно, что специалистам горных предприятий трудно ориентироваться во всём многообразии предлагаемых методик. Необходимо, чтобы они учитывали весь спектр специфических условий и факторов, при которых ведётся проведение подземных горизонтальных горных выработок.

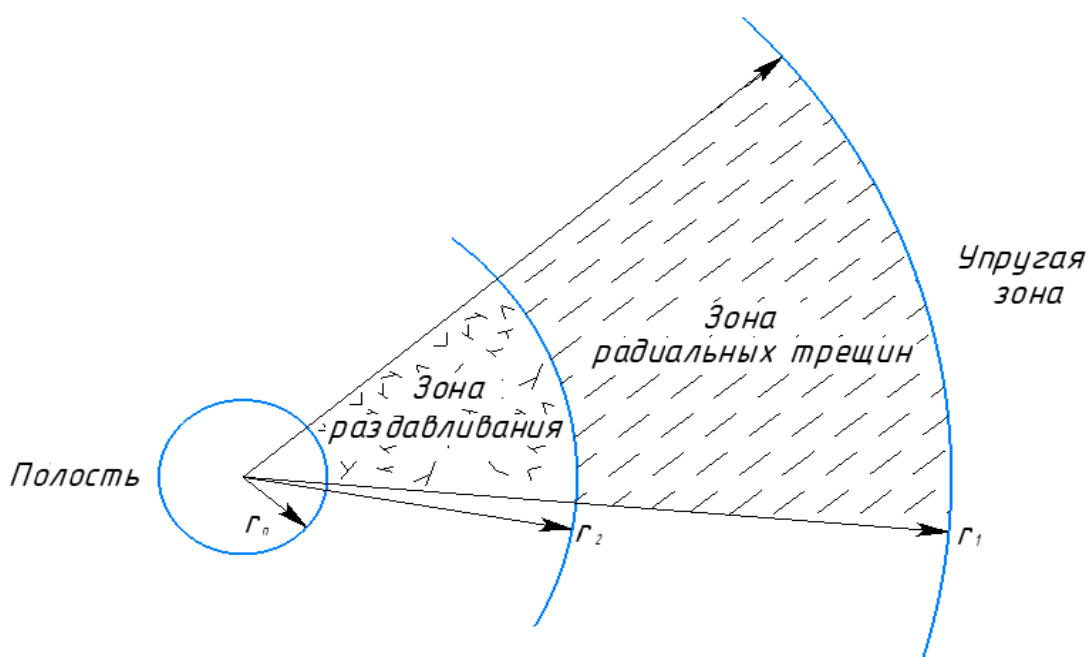
Соответственно возникает необходимость провести комплексный анализ ведения взрывных работ с учётом всего многообразия условий, присущих конкретным объектам при проведении подземных горизонтальных горных выработок. Для определения представления о развитии взрыва зарядов ВВ в твёрдой среде рассмотрим физическую картину взрывного разрушения горного массива, в основу которых положено экспериментальное



подтверждение и ставшая классической схемой, предложенная автором работы [45; с. 272, 46; с. 66-75].

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается, и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда [47; с. 56-83].

Иначе говоря, нарушение сплошности материала пород в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности сферы. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду, в направлении радиуса слоя, будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде. Разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 2.2).



## Рис.2.2. Зоны разрушения в безграничной среде (по В.Н. Родионову)

При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения.

При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения  $\sigma_r$  на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предположительно значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения для того, чтобы граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

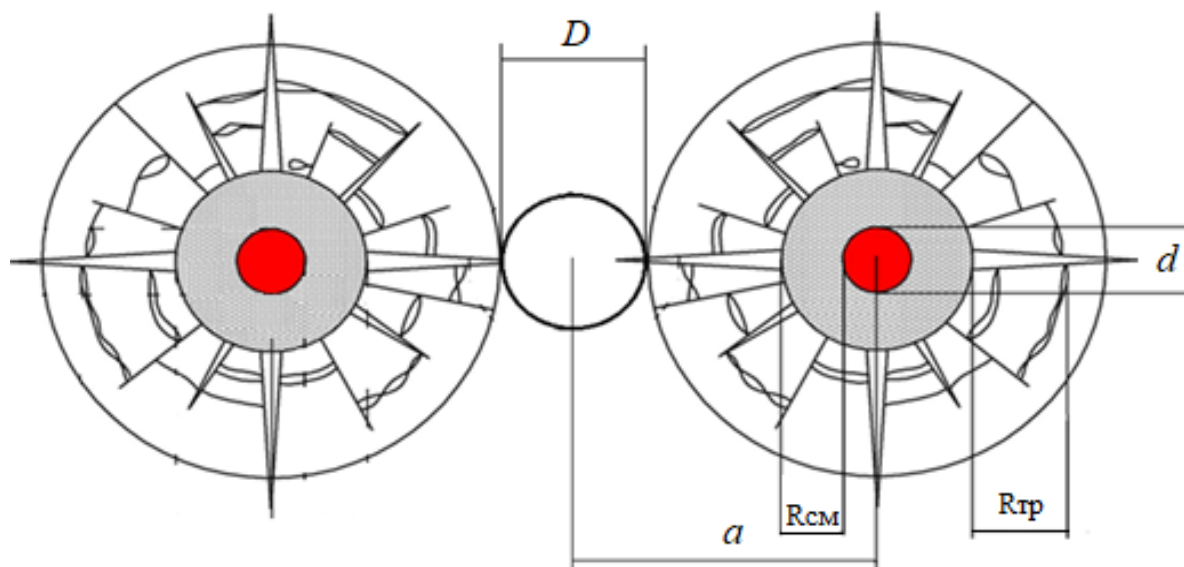
Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала горных пород на разрыв. При дальнейшем удалении от центра камуфлетного взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются, и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин, зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических и горно-технологических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду.

По мере удаления от заряда напряжения в волне сжатия быстро снижаются и на определенном расстоянии становятся меньше сопротивления породы раздавливанию, изменяется характер деформации, что приводит, соответственно и к изменению характера разрушения среды. Под действием прямой волны напряжений, распространяющейся от заряда ВВ, в породе в радиальном направлении возникают сильные сжимающие напряжения, а в

тангенциальном–растягивающие, обеспечивающие появление радиальных трещин. В результате такого действия в породе нарушается связное строение, и она распадается на отдельные куски. Эту зону называют зоной разрыхления [48; с. 37-47].

При дальнейшем повышении давления в полости, образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем, в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины  $\sigma_{сж}$  соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно пере измельчён и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц. Механизм разрушения скальной монолитной породы взрывом сосредоточенного заряда ВВ принципиально отличается от механизма действия взрыва в грунтах [10; с. 16-21].

В скальной породе вблизи заряда под действием ударной волны и высокой температуры продуктов взрыва образуется зона сильно деформированной породы. Эту область называют зоной смятия (рис. 2.3).



$R_{см}$  – радиус зоны смятия, м;  $R_{тр}$  – радиус зоны трещинообразования, м;

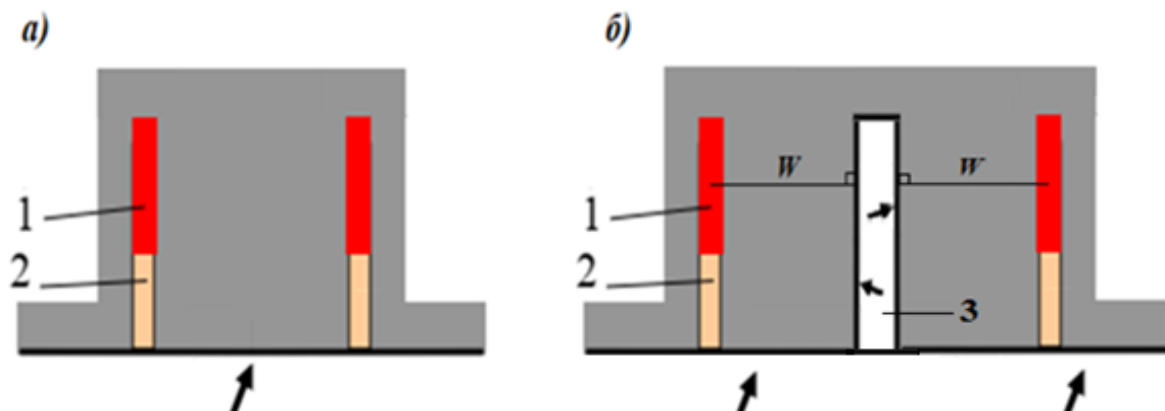
$D$  – диаметр компенсационного шпура, м;  $d$  – диаметр заряжаемых шпуров, м;  $a$  – расстояние между центрами заряжаемых и компенсационного шпуров,

м

**Рис. 2.3. Схема распределения трещин в породе, окружающей шпур (по Г.И. Покровскому)**

В слоях, более удаленных от заряда, ударная волна вырождается в упругую волну, растягивающие и тангенциальные напряжения уменьшаются и становятся меньше величины сопротивления породы растяжению, связь между частицами среды не нарушается - имеют место лишь колебательные смещения частиц. Разрушение породы прямым действием волны за пределами этого расстояния не происходит. Сильно сжатая порода смещается в сторону центра заряда и участки породы, прилегающие к полости, испытывают напряжения растяжения в радиальном направлении: в породе появляются кольцевые тангенциальные трещины. Эта зона называется зоной сотрясения [10; с. 16-21].

Между зонами измельчения, разрыхления и сотрясения нет четких границ. Каждая из названных зон плавно переходит одна в другую и в целом эти зоны называют зоной разрушения. Радиус зоны разрушения зависит от величины заряда, параметров ВВ. Очевидно, что чем больше заряд и его мощность, тем больше радиус действия взрыва. При взрыве заряда вблизи открытой поверхности частицы среды под влиянием волны напряжений, достигшей этой поверхности, начинают свободно перемещаться в ее сторону, вовлекая в этот процесс все более отдаленные участки среды. Схемы расположения зарядов представлены на рис. 2.4.



1 – заряд взрывчатого вещества в шпуре; 2 – забойка;  
 3-компенсационный шпур;  $W$  – линия наименьшего сопротивления, м;  
 $\nearrow$  – стрелками показаны открытые поверхности, штук

**Рис. 2.4. Схемы расположения зарядов при одной (а), двух (б) открытых поверхностях**

С увеличением числа открытых поверхностей от 1 до 2-х (рис.2.4), у взрываемого заряда объем разрушения увеличивается примерно пропорционально их числу. Дробление породы сопровождается увеличением ее первоначального объема при смещении в сторону открытых поверхностей.

Ширина пространства между нарушенной и ненарушенной частями массива должна быть пропорциональна ЛНС и коэффициенту разрыхления данной породы. Необходимая ширина пространства (по экспериментальным данным) для получения открытой поверхности должна быть в пределах  $(1/10-1/30) \cdot W$  [10; с. 16-21; 47; с. 119-126].

Для условий проходки штрека на руднике «Каульды» рациональные расстояния между оконтуривающими шпурами приведены в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Рациональные расстояния между оконтуривающими шпурами, м

Тип ВВ	Коэффициент крепости ( $f$ ) породы по шкале М.М. Протоdjяконова		
	10-12	12-14	14-16
Алманит	0,75 - 0,70	0,70 - 0,65	0,65 - 0,60

Аммонит 6 ЖВ	0,85-0,80	0,80-0,75	0,75 - 0,70
--------------	-----------	-----------	-------------

Удельный расход ВВ (кг/м<sup>3</sup>) при глубине шпуров 1,6 м и диаметре шпура 42 мм приведены в табл. 2.2.

Таблица 2.2

Удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>

Площадь забоя S, м <sup>2</sup>	Коэффициент крепости (f) породы по шкале М.М. Протоdjяконов		
	10-12	12-14	14-16
9,0	1,84-2,16	2,16-2,63	2,63-3,0
10,5	1,78-2,09	2,09 - 2,55	2,55-2,90
12,0	1,68-1,97	1,97-2,41	2,41-2,74

Очевидно, что чем больше заряд и его мощность, тем больше радиус действия взрыва. При взрыве заряда вблизи открытой поверхности частицы среды под влиянием волны напряжений, достигшей этой поверхности, начинают свободно перемещаться в ее сторону, вовлекая в этот процесс все более отдаленные участки среды.

## § 2.2. Методы увеличения глубины комплекта шпуров

Для отрыва породы на заданную глубину в забое подземной горизонтальной горной выработки бурят комплект, состоящий обычно из врубовых, вспомогательных и оконтуривающих шпуров. Расположение и число шпуров в комплекте зависят от горно-геологической характеристики пород и сечения выработки, а также типа ВВ, глубины и диаметра шпуров, конструкции заряда.

Из перечисленных параметров глубина шпуров оказывает основное влияние на конструкцию комплекта. Правильный выбор глубины шпуров обеспечивает требуемое подвигание выработки за цикл. Применение же

глубоких шпуров с одной стороны уменьшает число проходческих циклов, а с другой снижает относительное время на зарядание, взрывания и проветривания после взрыва.

Практическое и теоретическое значение изучения зависимости повышения удельного расхода ВВ с увеличением глубины шпуров отмечалось многими исследователями [48; с. 24-25, 49; с. 67-71, 50; с. 37-41, 51; с. 91-110, 52; с. 11-12, 53; с. 70, 54; с. 22].

При использовании более производительных бурильных машин, комплекты шпуров сравнивают между собой по таким показателям, как удельный расход ВВ, количеством пробуренных шпуров и оптимальной величиной КИШ.

Таким образом, выбор комплекта оптимальной глубины шпуров следует производить с учетом многих факторов, включая экономическую их оценку. Рациональность выбранной схемы должна обосновываться практикой или опытом. Необходимо сопоставлять как можно большее число известных в практике схем комплектов шпуров.

Глубину шпуров принимают таким образом, при котором удельный расход ВВ и число шпуров при заданном сечении выработки является минимальным. Как показали исследования, такая глубина находится в пределах глубины клинового вруба, работа которого может быть оценена следующим образом. При проведении горных выработок сплошным забоем эффективность работ во многом определяется правильным выбором глубины шпура, массой заряда и схемой расположения комплекта шпуров. Известно, что при ведении взрывных работ в зажатой среде требуется дополнительное увеличение удельного расхода взрывчатого вещества [55; с. 63-67, 56; с. 11-15, 57; с. 68-76, 58; с. 23-32, 59; с. 53-71]. При этом, наиболее эффективным является заряд, расположенный параллельно обнаженной плоскости. Таким образом достигается равномерная нагрузка на породу по всей длине заряда. Поэтому для создания второй обнаженной плоскости при клиновом врубе

используют преимущества параллельного шпура и бурят врубовые шпуры возможно более отклоняющиеся от оси выработки. При резком увеличении глубины шпуров - центральный угол врубовых шпуров уменьшается и по сравнению с параллельным расположением заряда, также снижается величина КИШ и увеличивается удельный расход ВВ.

При увеличении глубины шпуров число их и удельный расход ВВ следует оставлять прежним, чтобы, с одной стороны, проверить правильность выбора числа шпуров при меньшей глубине и с другой доказать недостаточность числа шпуров и необходимость увеличения удельного расхода ВВ при увеличении их глубины [60; с. 5-9].

С учетом горно-геологических условий, сечения выработки и количество ВВ могут быть найдены оптимальный угол наклона врубовых шпуров и минимальный удельный расход ВВ и шпурометр, которые вообще могут быть получены при имеющихся технических средствах и организации ведения буровзрывных работ. Глубина, при которой достигается наименьший удельный расход ВВ и шпурометр, названа глубиной нормального клинового вруба.

При постоянном сечении выработки с увеличением глубины шпуров оптимальный комплект их должен тщательно подбираться по расположению, числу, конструкции вруба и заряда. При увеличении глубины шпуров число их и удельный расход ВВ следует оставлять прежним, чтобы, с одной стороны, проверить правильность выбора числа шпуров при меньшей глубине и с другой доказать недостаточность числа шпуров и необходимость увеличения удельного расхода ВВ при увеличении их глубины.

Исходя из вышеизложенных были отобраны и систематизированы методы увеличения глубины шпуров при постоянном сечении выработки.

Метод заключается в следующем. Если увеличивать глубину шпуров от исходной глубины нормального клинового вруба, оставляя неизменным



тип ВВ и конструкцию заряда шпура, то для сохранения КИШ постоянным необходимо повышать удельный расход ВВ.

При этом, последовательное увеличение глубины шпуров при неизменном КИШ может быть достигнуто:

- простым увеличением числа шпуров в клиновом или аналогично работающем врубе. Увеличивая число шпуров во врубе, например, с 4 до 6, сближают шпуры вруба, концентрируя заряд ВВ в меньшем объеме породы;

- применением двойных, тройных и много пирамидальных врубов, особенно рациональных при сечении выработки более 10 м<sup>2</sup> и сравнительно в скальных породах;

- использованием цилиндрических врубов, являющихся наиболее эффективным методом увеличения глубины шпуров путем бурения дополнительных не заряжаемых шпуров, особенно в выработках ограниченного сечения;

- применением специальных методов, способствующих уменьшению расхода шпурометров при глубоких шпурах за счет усложнения конструкции или вруба, или зарядов шпура (шагающий вруб, ярусная конструкция комплекта шпуров и др.);

- увеличением диаметра шпуров комплекта, при котором так же создается дополнительная концентрация ВВ в небольшом объеме породы, заключенном в пределах вруба;

- бурением врубовых скважин и щелей.

### **Схемы расположения шпуров в забое при небольшой их глубине.**

Шпуры, располагаемые в забое выработки принято разделять на врубовые, вспомогательные (отбойные) и оконтуривающие. С приближением к свободной поверхности и с увеличением их числа эффективность взрывного разрушения горных пород возрастает. Перед взрыванием комплекта шпуровых зарядов забой горной выработки имеет только одну свободную поверхность.

Для повышения эффективности взрывных работ взрывают врубовые заряды, которые предназначены для формирования дополнительной свободной поверхности. Иногда при проведении горных выработок смешанным забоем (по рудным телам и породам) врубовую полость формируют отдельной выемкой (взрыванием зарядов или механическим способом).

Взрывной вруб формируют взрыванием небольшого количества шпуров, расположенных наклонно или перпендикулярно по отношению к поверхности забоя. Поэтому, в зависимости от расположения по отношению к плоскости забоя, шпуры разделяют на три группы:

- наклонные;
- прямые;
- комбинированные.

Для расширения образованного вруба взрывом зарядов ВВ применяют вспомогательные шпуры. Основную отбойку горной массы в пределах сечения проводимой выработки производят отбойными шпурами. Оконтуривание горной выработки производят взрыванием оконтуривающих шпуров, которые бурят под углом  $85^{\circ}$ - $87^{\circ}$  к плоскости забоя, чтобы донная их часть заходила за проектный контур не более 10-12 см [61; с. 89-91, 11; с. 176].

Из большого числа применяющихся врубов с наклонными к забою шпурами наиболее распространенными являются вертикальный клиновой, центральный пирамидальный, нижний, верхний и боковой врубы.

Вертикальный клиновой вруб - наиболее удобный для бурения и распространенный в практике. Его можно применять в породах сравнительно небольшой крепости, крепких и даже очень крепких. Клиновой вруб обеспечивает наименьшее число шпуров в комплекте и удельный расход ВВ, если глубина его небольшая.

В забое при разметке шпуров нормального клинового вруба выработка по ширине делится тремя вертикальными линиями на четыре равные части, центральная линия служит осью вруба, а по двум другим линиям намечают устья врубовых шпуров. Бурению подобного вруба обычно «мешают» стенки выработки, поэтому для удобства врубовые шпуры бурят, отступая от этих линий на 10-15 см к центру выработки.

Глубину врубовых шпуров принимают на 10-20 см больше вспомогательных и отбойных. При одновременном взрывании всех шпуров вруба их можно бурить с расчетом, чтобы забои их сходились в центре. При раздельном взрывании в крепкой породе забои врубовых шпуров, направленных к центру выработки, должны отстоять друг от друга на 15-20 см.

На руднике «Каульды» опытным путем определяли центральный угол клинового вруба и число шпуров в нем, при которых достигается наименьший удельный расход ВВ для заданного сечения выработки. При этом использовали различные схемы, изменяли глубину шпуров и определяли комплект шпуров с оптимальными параметрами. На глубину нормального клинового вруба оказывает влияние не только ширина, но и высота выработки. Угол нормального клинового вруба рекомендуется в следующих пределах:

Коэффициент крепости пород, $f$	4-8	8-10	Более 10
Угол вруба, градус	40-45	45-50	60

Пирамидальный, нижний, верхний и боковой врубы по принципу их конструирования аналогичны вертикальному клиновому врубу. Пирамидальный вруб обычно применяют в крепких монолитных и вязких породах. Основным условием эффективности применения пирамидального вруба является точность обуривания вруба с расчетом обеспечения сходимости шпуров вруба в вершине пирамиды.

Нижний, верхний и боковой врубы применяют в менее крепких

породах, с явно выраженным напластованием. Врубовые шпуров бурят в этом случае перпендикулярно напластованию. Чем больше наклон врубовых шпуров к плоскости забоя, тем эффективнее результаты взрыва [62; с. 9-15].

Все эти типы врубов рациональны при бурении шпуров небольшой глубины, ограничиваемой сечением выработки и величиной наклона врубовых шпуров к плоскости забоя. Изменение глубины нормального клинового вруба от крепости пород и сечения выработки, приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Глубина клинового вруба в зависимости от крепости пород и сечения выработки

Коэффициент крепости пород, $f$	Глубина шпуров при минимальном поперечном линейном размере выработки, м			Угол вруба, градус
	2	3	4	
2-4	1,85	2,8	-	30
4-6	1,4	2,0	2,75	40
6-9	1,2	1,8	2,4	45
9-12	1,1	1,6	2,0	50
$\geq 12$	0,9	1,3	1,7	60

**Клиновой вруб с увеличенной глубиной шпуров.** При незначительном увеличении глубины шпуров характер вруба может не меняться, но при том же числе шпуров и удельном расходе ВВ, КИШ будет меньше первоначального. Для сохранения КИШ постоянным необходимо увеличить удельный расход ВВ и количество шпуров.

Таким образом, увеличение глубины шпуров по сравнению со шпурами нормального клинового вруба ведет к повышению удельного расхода ВВ и шпурометров, если КИШ сохраняется постоянным.

Следовательно, при постоянном сечении выработки и прочих равных условиях выявленная глубина (нормального) клинового вруба является действительно такой, при которой обеспечивается наименьший удельный расход ВВ.

### § 2.3. Исследование врубов со шпурами увеличенного диаметра

Увеличение диаметра шпуров всего комплекта или центрального шпура (60-75мм) может обеспечить необходимое снижение расстояния между шпурами во врубе. При бурении шпуров увеличенного диаметра появляется возможность увеличивать их число, уменьшать расстояние между шпурами, концентрируя заряд ВВ в небольшом объеме породы. Расход дополнительного времени на бурение шпуров большого диаметра будет компенсироваться экономией времени, получаемой за счет относительного сокращения времени подготовительно-заключительных операций, заряжания, взрывания и проветривания, повышением производительности по операциям цикла при бурении глубоких шпуров.

Использование во врубе шпуров увеличенного диаметра является эффективным средством увеличения глубины шпуров. Условия использования этого метода заключается в следующем.

В случае возможности применения различных методов рациональность использования данного метода определяется степенью изменения скорости бурения шпуров большого диаметра по отношению к шпурам малого диаметра. Очевидно, учитывая снижение скорости бурения при увеличении диаметра шпура, этот шпур должен по своему действию при взрыве не только компенсировать замену шпуров малого диаметра, но и давать некоторую экономию во времени бурения за счет сокращения количества шпуров.

Решающее значение для получения положительных результатов имеет правильный выбор конструкции вруба. В основном применяется пирамидальный вруб. Обнаженной поверхностью и компенсационным пространством в этом случае служит одна или несколько не заряжаемых шпур [63; с. 31-33].

Примером может служить успешное применение длинных шпуров при проведении выработок на руднике «Каульды». Сначала на этом руднике для

увеличения глубины шпуров от 1,6 до 1,8 м использовали цилиндрический вруб со шпурами диаметра 42 мм. В дальнейшем для упрощения схемы стали бурить цилиндрический вруб с одним шпуром по центру увеличенного диаметра 70 мм.

По сравнению с бурением шпура обычного диаметра продолжительность чистого бурения шпура диаметром 70 мм увеличилась в 2 раза. Однако расстояние между шпурами во врубе возросло до 260–300 мм (против 185 мм), число шпуров уменьшилось от 8 до 6 без ухудшения показателей взрыва. В данном случае с учетом продолжительности вспомогательных операций увеличение продолжительности бурения центрального шпура было полностью компенсировано сокращением времени бурения за счет уменьшения числа шпуров [64; с. 11-12].

Рациональность применения данного метода определяется общим преимуществом бурения глубоких шпуров, экономией времени и средств, которые они могут дать в каждом конкретном случае (за счет относительного снижения времени заряжания, взрывания, проветривания, повышения производительности труда при уборке породы и др.).

Комплекты шпуров увеличенного диаметра бурят обычно с цилиндрическим врубом. В литературе описано много примеров использования во врубе шпуров большого диаметра.

В настоящее время применение шпуров увеличенного диаметра как средства увеличения глубины не столь обширен, но при этом практические данные свидетельствуют о том, что увеличение диаметра шпуров может в определенных условиях являться одним из методов увеличения их глубины.

#### **§ 2.4. Основные конструктивные особенности прямых врубов**

Дальнейшее увеличение глубины шпуров приведет к увеличению числа шпуров в забое и изменению типа врубов. Если глубину шпуров увеличивают по отношению к первоначальной не в 1,5 раза, как в

приведенном выше примере (рудника «Каульды»), а в 3 раза, то центральный угол клинового вруба уменьшается до  $20^\circ$  и менее.

Для уменьшения по сравнению с глубоким клиновым врубом числа шпуров комплекта, бурят серию параллельных шпуров (цилиндрический и щелевые врубы). Однако по сравнению с комплектом шпуров нормального клинового вруба при использовании прямого вруба (цилиндрического) число шпуров в комплекте всегда больше и, следовательно, он рационален при глубине, значительно превышающей глубину шпуров первого.

На руднике «Каульды» прямые (цилиндрические) врубы применяли в различных горно-геологических условиях. К примеру, при проведении штрека в березовых дайках увеличение глубины шпуров от 1,6 до 2,0 м привело к увеличению количества шпуров на забой от 28 до 32. Наиболее рациональным в этих условиях оказался применение вруба с двумя не заряжаемыми по центру шпурами.

С увеличением глубины шпуров до 1,8 м для сохранения КИШ постоянным число шпуров на забой пришлось увеличить до 30. Вруб состоял из шести близко расположенных шпуров.

Особенности конструкции цилиндрических врубов заключается в следующем:

1. Строго обеспечивается параллельность всех врубовых шпуров. Несоблюдение критерии параллельности врубовых шпуров (особенно если шпуры расходятся) отрицательно влияет в целом на работу вруба.

2. Часть шпуров вруба не заряжается, являясь дополнительной обнаженной плоскостью, облегчающей работу глубоких врубовых шпуров. Число не заряжаемых шпуров вруба можно принимать от одного до пяти и более. В забое штрека на руднике «Каульды» из шести врубовых шпуров незаряженным оставляли один шпур.

3. С увеличением глубины шпуров происходит рост числа шпуров вруба. Сначала число шпуров вруба не превышает четырех-пяти, затем

увеличивается до семи, а при необходимости дальнейшего увеличения глубины шпуров и более девяти.

4. В зависимости от физико-технических свойств горной породы и технологии взрывания конструкцию вруба можно изменить. В хорошо дробимой породе применяется вруб с одинаковым расстоянием между не заряжаемым и другими шпурами вруба. Штрек шириной 4,0 метров проводили по рудной жиле, постоянно перемещающейся по забою. Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконов составляет  $f = 11 \div 14$ . При глубине шпуров 1,6м, расстояние между центральным незаряженным и первым шпуrom принимали наименьшим, равным 0,05м. При взрыве первого шпура образовалась полость, которая позволила увеличить расстояние до следующего шпура. Таким образом, при последовательном взрывании шпуров полость обнажения растет, что позволяет увеличить расстояние между шпурами и уменьшить число шпуров в комплекте.

5. На практике вруб всегда располагают в центре забоя выработки. А при взрывании в несколько приемов вруб располагают в нижней части забоя. Технологически это оправдано, иначе нельзя зарядить заваленные взрывом шпуры.

6. Нижние, почвенные шпуры. Однако расположение вруба в нижней части забоя имеет некоторые недостатки. Нижние шпуры находятся в наиболее неблагоприятной для взрывания зажатой части забоя. После их взрыва дополнительная обнаженная плоскость в 2 раза меньше, чем при расположении шпуров в центре забоя. Шпуры по забою (при нижнем расположении вруба) расположены неравномерно и число их увеличивается. По этим причинам нижнее расположение вруба следует принимать только в исключительных случаях.

**Изменение расстояния между врубовыми шпурами в крепкой породе.** Расстояние между центральными шпурами цилиндрического вруба



должно быть таким, чтобы перегородки между заряженным и незаряженным шпурами были разрушены полностью и выброс породы произошел по всей глубине вруба. Практически оно изменяется от 3 до 20 см. С увеличением крепости породы это расстояние уменьшается. При сохранении расстояния между шпурами вруба и увеличении глубины шпуров порода выбрасывается только частично, вблизи устья шпуров, что способствует к снижению величины КИШ. В крепкой, хорошо дробимой породе этого можно избежать, если сократить расстояние между шпурами и увеличить удельный расход ВВ.

Расстояние между холостым и первым шпуром, как правило, не должно превышать 0,7-0,8 диаметра шпура, но не больше единицы. В этом случае обеспечивается полное разрушение перегородок между шпурами, и вся порода выбрасывается из вруба. Аналогичный эффект выброса породы из врубовой щели в крепких породах может быть достигнут за счет увеличения числа не врубовых, а вспомогательных шпуров в комплекте [65; с. 61-62].

## ГЛАВА III. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

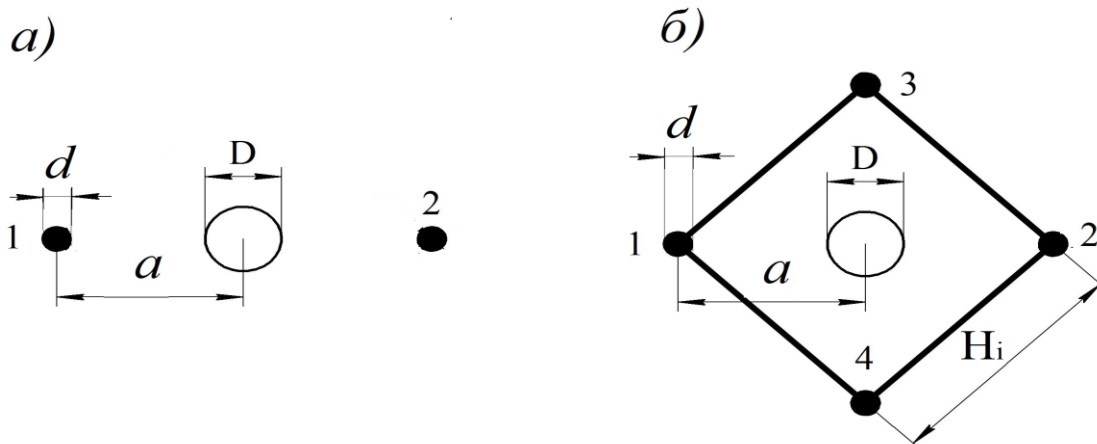
### § 3.1. Методика проведения исследований

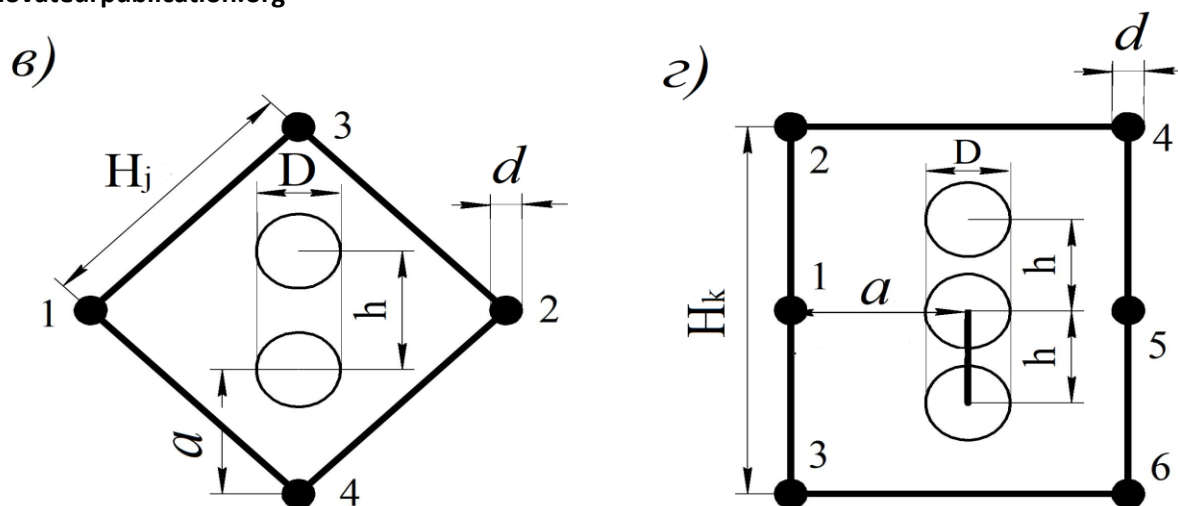
В настоящее время одним из основных показателей эффективности взрывных работ при проведении подземных горных выработок считается коэффициент использования шпура, отражающий отношение величины подвигания забоя за взрыв к глубине пробуренных шпуров. Таким образом, необходимо выделить ряд факторов, воздействующих на этот параметр.

Одним из направлений совершенствования технологии буровзрывных работ при проходке выработок является применение комплектов глубоких шпуров (до 3-4 и более метров) [66; с. 8].

При применении комплектов глубоких шпуров эффективность производства БВР в первую очередь зависит от выбранной конструкции вруба. В настоящее время при проходке выработок наибольшее распространение получили следующие конструкции врубов:

- два прямых с одним компенсационным шпуром;
- четыре прямых с одним компенсационным шпуром;
- четыре прямых с двумя компенсационными шпурами;
- шесть прямых с тремя компенсационными шпурами (рис. 3.1).





$a$  – расстояние между центрами заряжаемого прямого и компенсационного шпуров;  $d$  – диаметр заряжаемых шпуров, м;  $D$  – диаметр компенсационных шпуров, м;  $H_{i,j,k}$  – расстояние между заряжаемых прямых шпуров, м;  $h$  – расстояние между центрами компенсационных шпуров;

а) два прямых с одним компенсационным шпуром; б) четыре прямых с одним компенсационным шпуром; в) четыре прямых с двумя компенсационными шпурами; г) шесть прямых с тремя компенсационными шпурами

**Рис. 3.1. Конструкции врубов и схема развития врубовой полости**

В оценке эффективности представленных конструкций врубов и определение условий их рационального использования существуют различные точки зрения. Основываясь на критерии стоимости образования  $1\text{ м}^3$  врубовой полости, доказана максимальная эффективность щелевых врубов, при этом наихудшие результаты отмечаются при использовании секционных и клиновых врубов. При оценке эффективности щелевых и призматических врубов по критерию удельного расхода ВВ, необходимого для образования  $1\text{ м}^3$  врубовой полости, получено доказательство их равноценности. По опыту применения секционных врубов подчеркивается их преимущества по сравнению с призматическими врубами, причём, за критерий эффективности принят суммарный объём бурения шпуров с

компенсационными шпурами. Противоречивость выводов объясняется следующим. Применение различных критериев и выделение одного из них в качестве главного приводит к упрощению задачи и получению в ряде случаев неадекватных результатов.

Методика оценки эффективности конструкций врубов базируется на принципах многокритериальной оптимизации с ранжированием критериев по их значимости. По мере развития взрывной последовательности обеспечивается выход второго обнажения размером длиной не менее 1 м, необходимым и достаточным для последующей работы отбойных шпуров с постоянной ЛНС.

Схема развития врубовой полости при увеличении обнажения от первоначального размера  $H_{i, j, k}$  до окончательного размера  $H_n = 1$  м. Примечательно то, что коэффициент пропорциональности  $n$  между обнажением  $H$  и величиной  $a$  характеризует взрываемость горных пород, поскольку при условии  $H_k = 1$  м  $n$  численно равен  $a$  отбойных шпуров, по величине которой, отнесенной к диаметру шпура  $d$ , оценивают реальное сопротивление массива разрушающему действию взрыва.

### **§ 3.2. Определение рациональной конструкции пирамидальных врубов с компенсационными шпурами**

Прямые врубы создаются комплектом шпуров, пробуренных перпендикулярно плоскости забоя. Поэтому их параметры зависят от размеров поперечного сечения выработки.

Конструкции прямых врубов весьма разнообразны. Из них наиболее эффективным является пирамидальный, состоящий из центрального шпура и окружающих его четырех шпуров. При этом взрывание врубовых шпуров может производиться двумя вариантами: вначале взрывается заряд центрального шпура, который разрушает окружающую его породу, а затем взрываются остальные шпуры, которые окончательно выполняют вруб, или

центральный шпур бурится увеличенного диаметра и не заряжается, а его поверхность служит дополнительной обнаженной плоскостью для остальных врубовых шпуров, которые взрываются по очередном.

Однако оба эти способа имеют существенные недостатки. В первом случае взрыв заряда в центральном шпуре иногда образует на плоскости забоя воронку выброса, подрывая соседние врубовые шпуры и обуславливая этим их отказы. Во втором случае на бурение шпура увеличенного диаметра затрачивается большее количество времени.

В практике ведения проходческих работ могут быть случаи, когда все шпуры имеют одинаковый диаметр, когда средний шпур имеет больший диаметр. Рациональные расстояния между ними будут разными. В исследованиях [67; с. 95-96] показано, что наибольшая глубина разрушения целика между шпурами обеспечивается при расстоянии между ними 6-8 см.

Постоянный рост потребности в различные рода полезных ископаемых требует увеличения объёмов добычи минерального сырья, что, в свою очередь, предопределяет рост горнопроходческих работ. В связи с этим важное значение приобретает совершенствование технологии проходки как уже на действующих, так и на проектируемых рудниках. Анализ результатов исследований различных авторов показывает, что подавляющий объём проходческих работ на подземных рудниках осуществляется с применением буровзрывных работ, и в ближайшей перспективе этот способ остаётся основной технологией проведения подземных горизонтальных горных выработок. В последние годы активно ведутся исследования по разработке новых теорий и методик расчёта оптимальных параметров БВР и совершенствованию их конструктивных элементов.

Наиболее ответственным элементом взрывного разрушения пород при проходке горных выработок является формирование врубовой полости. Эффективная работа вруба во многом предопределяет эффективность взрыва в целом. Так как врубовая полость является наиболее важной составляющей

всего паспорта БВР, которая во многом и определяет основные качественные характеристики произведённого взрыва – шаг подвигания забоя за цикл, требуемый развал породы и качественное её дробление, оконтуривание её в соответствии с проектом является весьма актуальной [8; с. 404].

На сегодняшний день из всех многочисленных типов врубов наиболее прогрессивными являются прямые врубы с компенсационными шпурами.

Как показывает практика ведения взрывных работ, такие врубы характеризуются наибольшей эффективностью в крепких породах, являются простыми в исполнении и позволяют обеспечить высокий коэффициент использования шпура.

На практике часто применяются методики, базирующиеся на первоочередном определении удельного расхода ВВ. Использование в формулах расчёта удельного расхода ВВ коэффициентов, имеющих весьма широкий диапазон изменения, и принимаемые их значения в большей мере зависят от уровня подготовки и интуиции специалиста. В результате параметры БВР устанавливают по усредненным значениям, что отрицательно сказывается на эффективности взрывных работ. Кроме того, упомянутые методики не учитывают необходимость изменения параметров БВР при изменении глубины шпуров.

В связи с этим, для решения данной задачи требуется разработка алгоритма расчёта параметров прямого вруба с компенсационными шпурами. Для создания методики расчёта параметров и конструкции прямого призматического вруба были проанализированы труды ведущих учёных, занимающихся исследованиями в области изучения оптимальных параметров БВР.

Одной из особенностей предлагаемой методики расчёта является учёт зависимости зон разрушения породного массива при взрыве удлинённых цилиндрических зарядов, предложенной Б.Н. Кутузовым и А.П. Андриевским. Авторы объясняют процесс разрушения горной породы при

взрыве формированием двух основных зон: сжатия и разрыхления [ 8 67; с. 95-96, 29; с. 349, 30; с. 96].

Ими предложены зависимости, позволяющие с высокой степенью точности определить оптимальные параметры прямого призматического вруба с компенсационными шпурами.

Предлагаемая методика определения параметров пирамидального взрывного вруба базируется на последовательном выполнении следующих операций: при отклонении шпуров от проектного положения возможна некорректная работа взрывного вруба, вследствие чего может наблюдаться недостаточное разрушение и выброс плохо проработанных остатков горной массы и уменьшения КИШ, а в случае значительного сближения шпуров происходит запрессовка соседних шпуров или повреждение зарядов, взрывааемых с замедлением [68; с. 58-65, 69; с. 1923-1930, 70; с. 436-437].

Таким образом, для этого типа взрывного вруба ключевым фактором, определяющим его работоспособность, является выбор оптимального расстояния между заряжаемыми и компенсационными шпурами.

При разных диаметрах шпуров заряжаются два крайних. Средний шпур не заряжается и служит компенсационным пространством для крайних и его диаметр больше крайних. Рациональное расстояние между шпурами за счет увеличения диаметра одного из шпуров, служащего компенсационным пространством, может быть повышено. Объем шпура увеличенного диаметра определяется по формуле:

$$V_{ш} = \frac{\pi D^2}{4} l_{ш}, \text{ м}^3, \quad (3.1)$$

где  $V_{ш}$  – объем шпура увеличенного диаметра,  $\text{м}^3$ ;

$D$  – диаметр холостого шпура, м;

$l_{ш}$  – длина шпура, м.

Объем взрывааемого массива между шпурами малого и увеличенного диаметра составит:

$$V_{м} = \frac{1}{4} \left( a(d + D) - \frac{\pi}{2} * (D^2 + d^2) \right) l_{ш}, \text{ м}^3, \quad (3.2)$$

где  $V_M$  – объем взрываемого массива между шпурами малого и увеличенного диаметра, м<sup>3</sup>;

$a$  – расстояние между центрами малого и большого шпуров, м.

$d$  – диаметр заряжаемых шпуров, м;

Известно, что коэффициенту компенсации обратно пропорционален коэффициент разрыхления:

$$K = \frac{1}{K_p} = \frac{V_{ш}}{V_M}, \quad (3.3)$$

где  $K_p$  – коэффициент разрыхления.

Для монолитных скальных пород коэффициент разрыхления массива при взрывной отбойке в среднем равен 1,6.

Преобразовав уравнения 3.1–3.3 и решив их относительно величины « $a$ » получим:

$$a = 2D\sqrt{K_p} + \frac{D+d}{2}, \text{ м.} \quad (3.4)$$

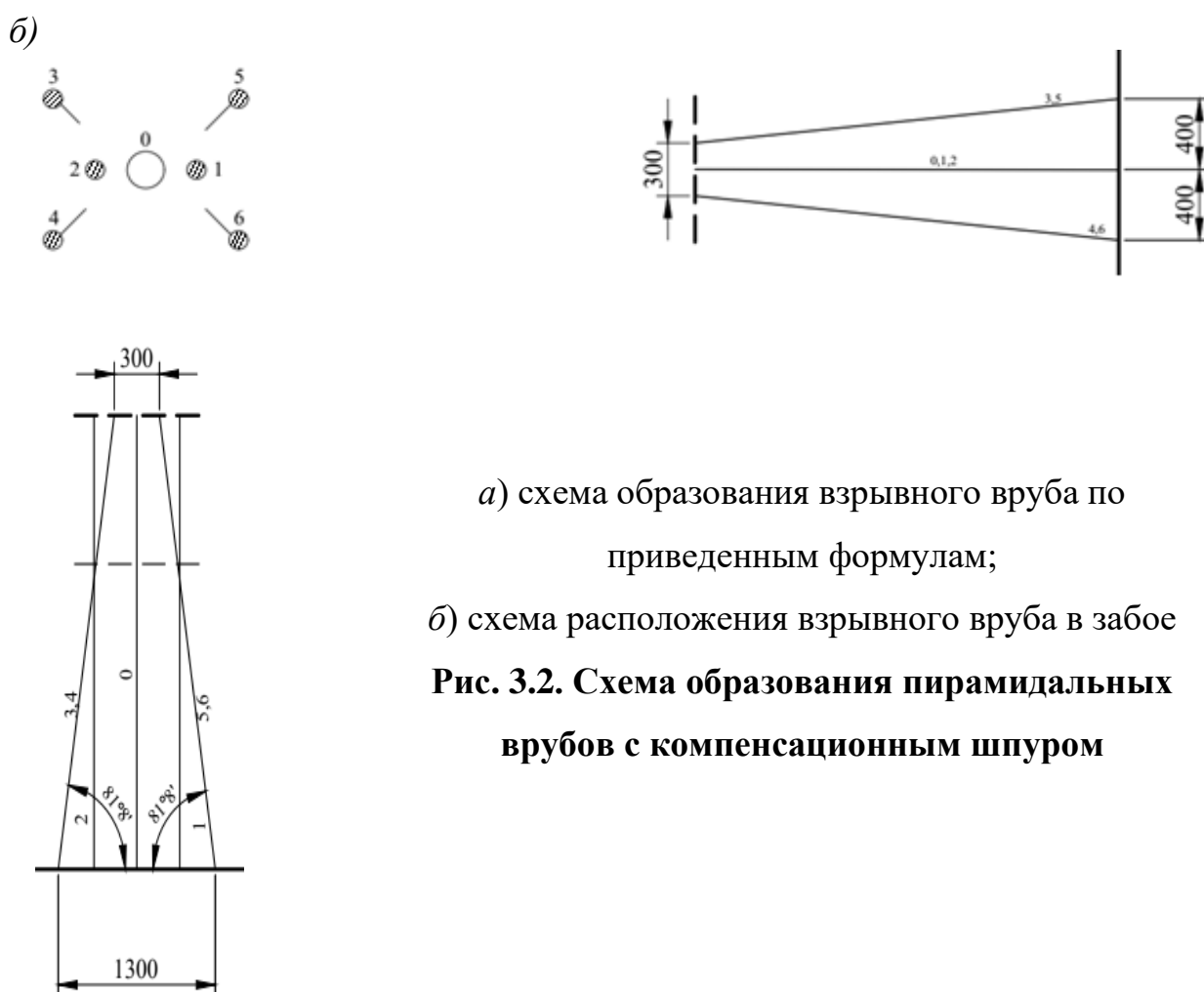
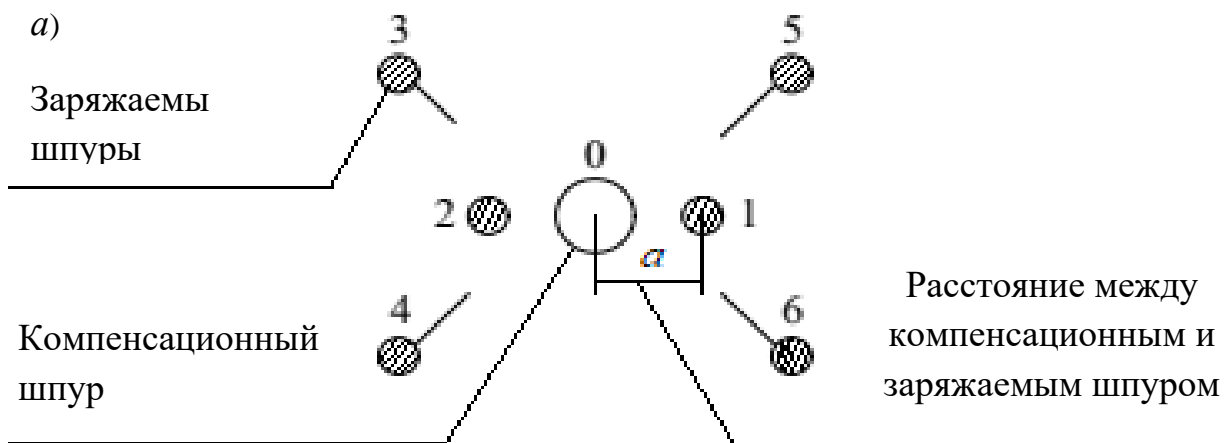
Следовательно, при большем диаметре центрального не заряжаемого шпура можно значительно (до 30-50 %) увеличить расстояние между шпурами. Это позволит увеличить объем врубовой полости, образующейся при взрыве.

После образования врубовой полости бурятся вспомогательные шпуры в таком порядке, чтобы ЛНС каждого шпура была нормальна к середине плоскости обнажения, а ее величина не превышала 0,7 длины боковой плоскости обнажения. Затем бурятся отбойные шпуры на такой же ЛНС.

Глубина врубовых шпуров определяется возможностями технологического оборудования и, как правило, равна длине штанги. Глубина оконтуривающих и вспомогательных шпуров меньше врубовых примерно на 5-15%.

На рис.3.2 представлена схема построения прямого призматического вруба, по предлагаемой методике.





Предлагаемая методика расчёта уже прошла апробацию на руднике «Каульды» АО «Алмалыкский ГМК», где показала положительные результаты, что подтверждается повышением КИШ, снижением общего

расхода ВВ и СВ, расхода бурения и уменьшением разлёта породы после взрыва.

Из вышеизложенного следует, что применение конструкции прямого призматического вруба обеспечит высокую эффективность взрывного способа проходки подземных горизонтальных горных выработок, поскольку обеспечивает качественное формирование врубовой полости и оптимальные величины КИШ.

Анализ типовых паспортов БВР показал, что на руднике «Каульды», применяются следующие типы врубов: вертикально-клиновой, вертикально-клиновой с компенсационными шпурами и пирамидально-прямые врубы с компенсационными шпурами.

При бурении применяют перфоратор типа ПП-63В, которые бурят шпуры диаметром 42мм, а для компенсационных шпуров - диаметр 70 мм.

Паспорта БВР с 30 шпурами применяются при проходке подземных выработок сечением 12,0м<sup>2</sup>. Диаметр шпуров составляет 42 мм. Средства инициирования – ИСКРА-Ш и электродетонаторы ЭДЗН. Способ зарядания для патронированных ВВ – ручной (Алманит). Удельный расход Алманита в среднем составляет 2,9кг/м<sup>3</sup>. Инициирование производят электродетонаторами ЭДЗН, системами неэлектрического взрывания ИСКРА и используется взрывная машинка КПМ. По факту, среднее отклонение основного комплекта шпуров по глубине составило 13 см.

### **§ 3.3. Результаты экспериментов**

На руднике «Каульды» проведены опыты проверки способов образования врубовых полостей при проведении штрека гор.+860м. Испытаны следующие конструкции врубов:

- пирамидальных врубов с компенсационными шпурами;
- для каждой конструкции проведено 5 серий испытаний в выработках сечением 12 м<sup>2</sup>;

– сопоставление полученных данных осуществлялись с проведением выработок в аналогичных по прочности породам (андезит-довитом и порфиритом).

Количество шпуров и величина зарядов Алманит оставались без изменения. Изменялось только их взаимное расположение. Инициирование производилось детонаторами ЭДЗН с 5-ю сериями замедлений (1-я серия-2 шт., 2-я серия-4 шт., 3-я серия-2 шт., 4-я серия-6 шт., 5-я серия-16 штук электродетонаторов). Все конструкции врубов достигают величины КИШ во врубовой полости 0,90-0,93, а по забою в среднем 0,89-0,90, при этом удельный расход ВВ во врубовых шпурах остаются минимальным по сравнению со сходными горно-геологическими условиями рудников АО «Алмалыкский ГМК».

Рекомендуемая оптимальная глубина шпуров для пирамидального вруба составляет в пределах  $1,6 \leq l \leq 2,0$  м. Данный эксперимент позволяет сделать вывод, что после образования врубовой полости в донной части компенсационного шпура, для первого состояния ЛНС составляет  $W=0,7$ м. Формирование суммарной зоны разрушения происходит под действием механизма отрыва (90 - 95% объема разрушения). Для второго состояния ЛНС составляет  $W = 0,6$ м, а механизмы отрыва и сдвига практически в равной степени ответственны за конечный результат взрыва.

В третьем состоянии объемы разрушения возрастают по сравнению с условиями гидростатического сжатия, причем доминирующим механизмом разрушения становится сдвиг (70-80% объема разрушения), а величина ЛНС составляет  $W = 0,65$ м, т.е. занимает промежуточное значение между оптимальными ЛНС первого и второго состояний. Проходка горных выработок производится согласно паспорту БВР. Параметры паспортов БВР рудника «Каульды» приведены в табл. 3.1.

Данные паспорта БВР на 31 шпур

Очередность взрывания	Номера шпуров	Количество шпуров, шт	Длина шпуров, м	Диаметр шпуров, мм	Интервал замедления, мс	Величина заряда на шпур, кг Алманит	Всего ВВ на серию, кг Алманит	Детонирующий шпур, м	Длина забойки, м	Количество шпурометр, м
					ИСКРА- Ш					
	0	1	1,8	70						1,8
<b>1</b>	1-2	2	1,8	42	0	1,5	3,0		0,24	3,6
<b>2</b>	3-6	4	1,8	42	500	1,5	6,0		0,24	7,2
<b>3</b>	7-8	2	1,6	42	1000	1,25	2,5		0,30	3,2
<b>4</b>	9-14	6	1,6	42	2000	1,25	7,5		0,30	9,6
<b>5</b>	15-30	16	1,6	42	3000	1,25	20,0		0,30	25,6
<b>Σ</b>		<b>31,0</b>					<b>39,0</b>	<b>5</b>		<b>51,0</b>

Вышеизложенные результаты исследований позволяют осуществить обоснованный выбор рациональных схем расположения комплекта шпуров во врубовой полости с учетом конкретного НДС (напряженно-деформированного состояния) массива, а также получить результаты не хуже, чем при использовании традиционных компенсационных шпуров увеличенного диаметра.

Они учитывают различные аспекты и особенности горно-геологических и горнотехнических факторов, влияющих на качественное ведение буровзрывных работ. При составлении паспортов БВР необходимо учитывать все основные горно-геологические, горнотехнические и экономические факторы, обеспечивающие высокую эффективность работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок.

Как известно, колебание необходимого количества шпуров в действующем паспорте БВР влечёт за собой изменение удельного расхода ВВ. В этом случае необходимо использование минимального числа шпуров, при котором обеспечиваются требуемые отрыв и дробление горной массы.



**Рис.3.3. Средняя величина «стаканов» в выработке (штрек)**

Как видно из рисунка (см.рис.3.3), наличия «стаканов» в забое проводимого штрека показывает на несоблюдение расстояния между оконтуривающими и вспомогательными шпурами, среднее отклонение от проектного составило 20 см. Также сама конструкция взрывного вруба не соответствовало проектному. По результатам взрыва средняя глубина «стаканов» составило – 15,0 см [71; с. 36-44].

Вышеперечисленные факторы в целом повлияют на эффективность ведения БВР при проходке подземных горизонтальных горных выработок, поскольку при этом не обеспечивается качественное формирование врубовой полости и не достигается заданные скорости проходки и оптимальные величины КИШ. Сравнения результатов применяемого и предлагаемого

вариантов паспортов буровзрывных работ приведены в табл.3.2 и 3.3.

Таблица 3.2

Результаты применяемого (1-3-5-7-9-11) вариантов паспортов буровзрывных работ

<b>Номера опытов</b>	<b>КИШ</b>
опыт 1	0,76
опыт 3	0,71
опыт 5	0,78
опыт 7	0,74
опыт 9	0,75
опыт 11	0,77
<b>Средний показатель</b>	<b>0,75</b>

Таблица 3.3

Результаты предлагаемого (2-4-6-8-10-12) вариантов паспортов буровзрывных работ

<b>Номера опытов</b>	<b>КИШ</b>
опыт 2	0,86
опыт 4	0,89
опыт 6	0,91
опыт 8	0,92
опыт 10	0,90
опыт 12	0,91
<b>Средний показатель</b>	<b>0,90</b>

Таким образом, эффективность ведения буровзрывных работ при проходке подземных горизонтальных горных выработок зависит в первую очередь от точного соблюдения разработанных технологических решений, которые осуществляются на основе различных методик расчёта параметров БВР, а также проведения дополнительных экспериментальных исследований по оптимизации параметров взрывных работ с целью повышения качества БВР при проходке горных выработок.

Рекомендуемый паспорт буровзрывных работ на проходку штрека 26, гор. +860м на руднике «Каульды» и параметры буровзрывных работ приведены на рис.3.3 и табл.3.4.

### ПАСПОРТ БВР схема расположения шпуров

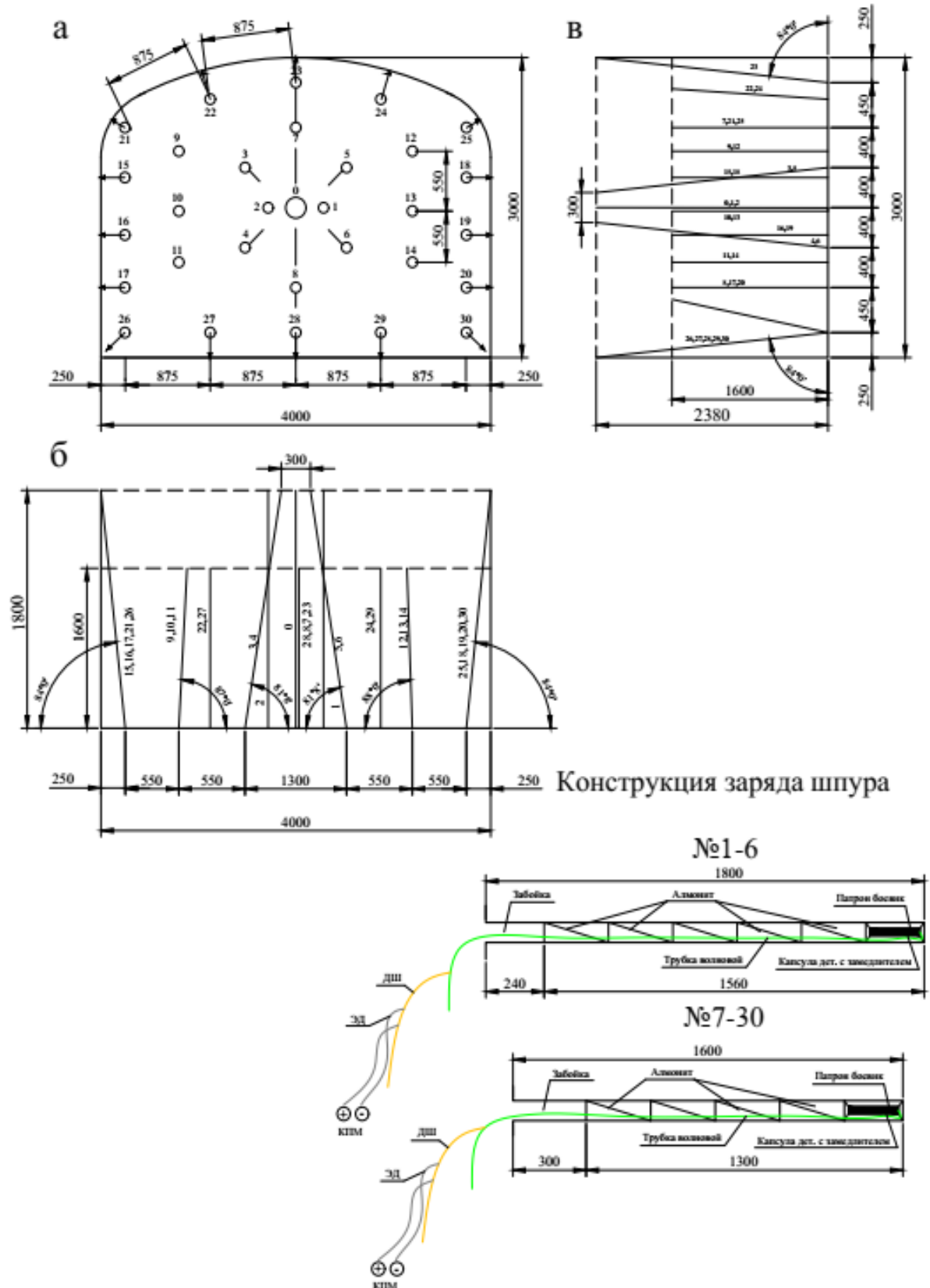


Рис. 3.4. Рекомендуемый паспорт БВР на проходку штрека 26, гор +860 м на руднике «Каульды»

### Параметры буровзрывных работ

Наименование показателей	Единица измерения	Количество вариантов	
		1	2
		Типовой паспорт, рис.1.11	Рекомендуемый паспорт, рис.3.4
Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконов	f	11-14	11-14
1. Сечение выработки в проходке (проектное)	м <sup>2</sup>	12	12
2. Высота забоя	м	3	3
3. Ширина забоя	м	4	4
4. Количество шпуров по забою	шт	32 (8/24)	31 (0/6/24)
5. Диаметр шпуров (коронки)	мм	42	70/42
6. Глубина шпуров: врубовых	м	1,8	1,8
вспомогательных и оконтуривающих	м	1,6	1,6
7. Суммарная длина шпуров	м	52,8	51
8. Величина зарядов шпуров: врубовых	кг	1,5	1,5
вспомогательных и оконтуривающих	кг	1,25	1,25
9. Количество ВВ на взрывание: в т.ч. по маркам Алманит	кг	42	39
10. Способ взрывания		комбинированный	
11. Количество:			
электродетонаторов	шт	1	1
Искра - Ш	шт	32	30
Детонирующего шнура	м	1,5	1,5
12. Количество серий взрывания	шт	5	5
в т. ч. по замедлениям (мс)		500/3000	500/3000
13. Подвигания забоя за взрыв	м	1,2	1,44
14. Величина КИШ		0,75	0,90
15. Выход горной массы за взрыв	м <sup>3</sup>	14,4	17,2
16. Удельный расход ВВ	кг/м <sup>3</sup>	2,9	2,4

В результате исследования взрывов установлено, что наиболее эффективным в данных условиях является 2й вариант взрыва.



### § 3.4. Математическая модель области определения типов врубов

Данный параграф посвящен разработке алгоритма расчета и оптимизации параметров буровзрывных работ для подземных горизонтальных горных выработок. Рассмотрены некоторые вопросы автоматизации расчета с применением современных средств вычислительной техники. Осуществлена общая оценка технико-экономической эффективности применения параметров буровзрывных работ. Приведены сведения о применениях параметров буровзрывных работ в практике проведения подземных горизонтальных горных выработок в условиях рудника «Каульды».

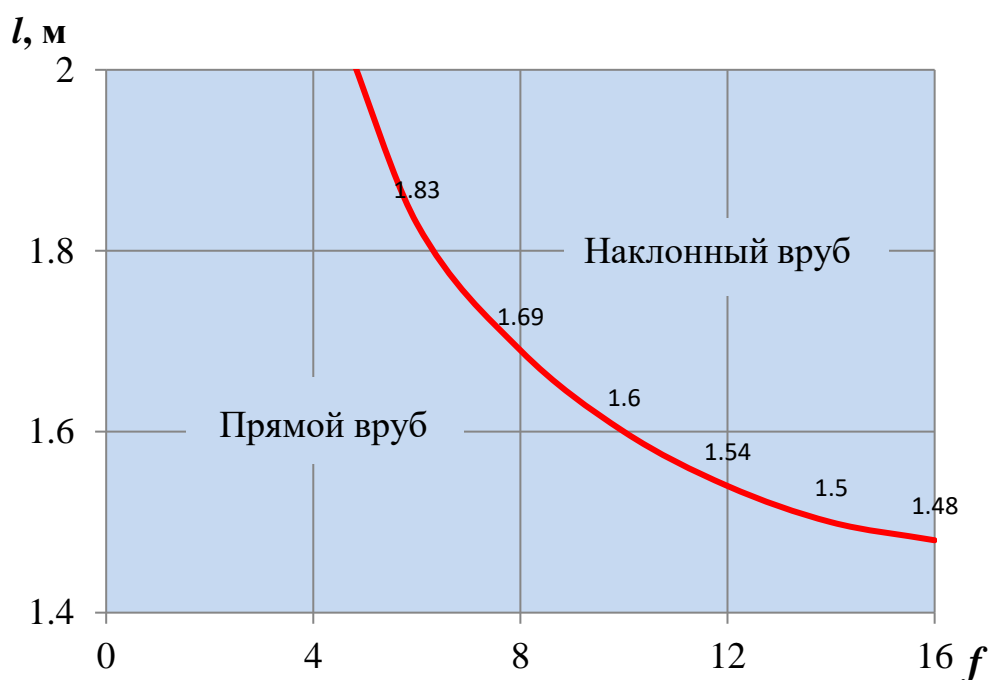
По результатам исследований, проведенных в предыдущих разделах монографии, будем определять значения параметров буровзрывных работ. Существующие методики расчета параметров БВР предусматривают первоочередное определение удельного расхода ВВ, которые рассчитывают по эмпирическим формулам или принимают по табличным данным, приведённым в справочниках. Недостатком такого подхода является, то, что используемые коэффициенты имеют весьма широкий диапазон изменения и принимаемые их значения, как правило, зависят от уровня подготовки и интуиции специалиста, выполняющего расчёты. В результате параметры БВР устанавливаются по усреднённым значениям, что отрицательно сказывается на эффективности взрывных работ.

Предлагаемая классификация взрывных способов образования врубовой полости при проведении горных выработок с учетом работы зарядов врубовых шпуров или скважин по разрушению породного массива и очистки врубовой полости от разрушенной горной массы, может служить основой для выбора конкретной конструкции вруба. При этом, обеспечиваются требуемые показатели проходческих работ в зависимости от конкретных условий проходки:

– горно-геологических условий;

- глубины взрывания;
- типа буровой техники;
- сечения и назначения выработки;
- квалификации проходчиков.

Области применения прямых и наклонных врубов зависят от глубины шпуров ( $l$ ), сечения выработки ( $S$ ), коэффициента крепости пород ( $f$ ) и могут быть определены из графика [72; с. 248], представленного на рис. 3.5.



$l$  – длина шпуров, м;  $f$  – коэффициент крепости горных пород

**Рис. 3.5. График зависимости определения области применения типа вруба**

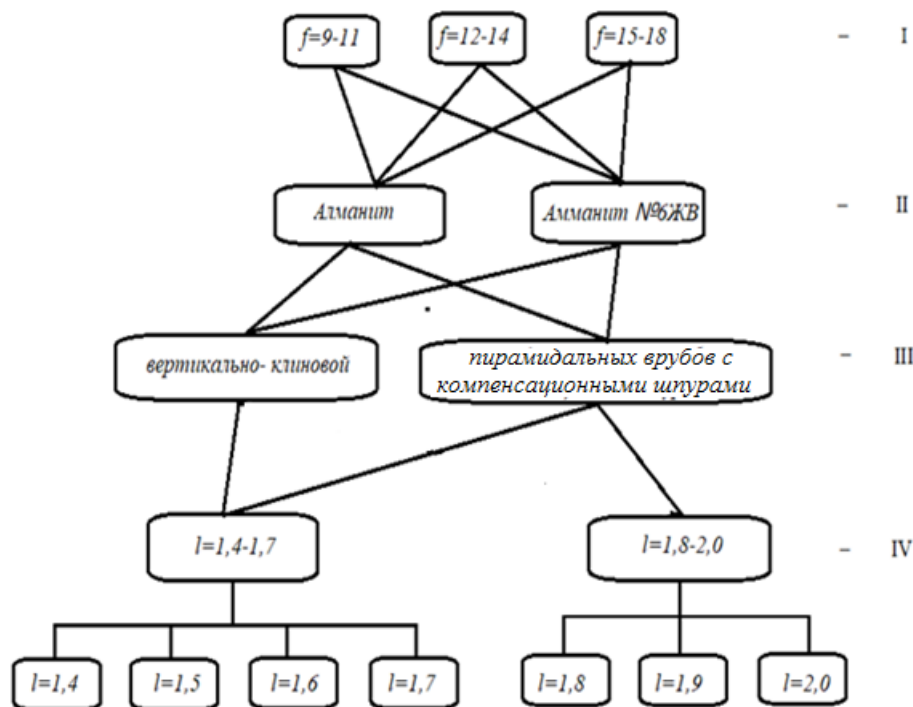
Разработанный график альтернативных вариантов, применительно в условиях рудника «Каульды», представлены на рис. 3.6, которое содержит четыре основных уровня [73; с. 94-98]:

I – значения крепости горных пород по шкале М.М.Протоdjяконова: 9 - 11; 12-14; 15-18;

II – тип ВВ. Учтены два вида патронированных ВВ (Алманит, Аммонит №6ЖВ); (диаметр шпуров 0,042 м).

III – конструкция врубов (вертикально-клиновой и пирамидальный вруб с компенсационным шпурами);

IV – глубина шпуров (1,4-2,0 м).



**Рис.3.6. График альтернативных вариантов**

Анализ экспериментальных данных по применению призматических и щелевых врубов в различных горнотехнических условиях свидетельствует о том, что при глубине шпуров до 2 м возможна стабильная работа вруба с величиной  $\eta = 0,86 - 0,93$  (в среднем 0,9).

Применение клиновых врубов характеризуется снижением величины  $\eta$  с ростом  $l$ , причем надежность работы вруба в диапазоне изменения  $l = 1,4-2$  м не удовлетворяют условию. Алгоритм позволяет формировать в соответствии с графиком любой технологический вариант, производить расчет всех его параметров и критериев, осуществлять сравнение вариантов с установлением оптимальных параметров.

## ГЛАВА IV. ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ И ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПАРАМЕТРАМ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

### § 4.1. Промышленные испытания технологии при проведении подземных горизонтальных горных выработок

Промышленные испытания предлагаемой технологии при проведении подземных горизонтальных выработок проводились на руднике «Каульды». Для проведения испытаний выбран участок, на проходку штрека гор. +860 м рудника «Каульды».

Основное рудное тело мощностью 30-60 м имеет субширотное простирание и северное падение под углами 70-90°, устойчивость пород северного контакта (андезит-диоритовый порфир) средняя при коэффициенте крепости  $f=8-14$ , обводнённость незначительная. В районе пересечения штрека по всему южному контакту рудного тела с вмещающими породами прослеживается ослабленная зона, представленная в основном андезит-диоритовым порфиром с коэффициентом крепости  $f=11-14$ .

Породы неустойчивые, трещиноватые. Проектом подготовки блоков предусматривалась проходка штрека 26, гор. +860м, сечение выработки типовое 12,0 м<sup>2</sup>.

В ходе проведения исследования нами рассчитан и испытан паспорт БВР (рис. 1.11 и рис 3.4 параметрами, приведенными в табл. 3.4). Глубина шпуров выбрана равной 1,6 метра из условий устойчивости горных пород.

Анализ типового (используемого на руднике «Каульды»), а также разработанного и предлагаемого нами паспортов БВР показал снижение удельного расхода ВВ в предлагаемом нами варианте по отношению к используемому варианту на 0,5 кг/м<sup>3</sup>, т.е. удельный расход ВВ сократился с 2,9 до 2,4кг/м<sup>3</sup>. При этом расход патронированных ВВ (Алманит) составил 39кг на цикл [74; с. 111-112].

Применение прямого вруба с не заряжаемыми компенсационными шпурами диаметром 70 мм позволило планомерно усовершенствовать параметры и технологию буровзрывных работ при проведении горных выработок. Обуривание забоя выработки производились комбинированными коронками типа БКР-К, предназначенными для бурения особо крепких, хрупких горных пород высокой абразивности. Результаты проведения опытно-промышленных испытаний и паспорта БВР, относительно ранее используемых, нашли свое отражения в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Данные результатов существующих и предлагаемых паспортов  
буровзрывных работ

Показатели	Параметры БВР, используемые на данный момент на руднике	Параметры БВР, полученные и апробированные в промышленных условиях	Разница
Общее количество шпуров, шт.	32	31	-1
Количество врубовых шпуров, шт.	8	6	-2
Количество компенсационных шпуров, шт.	0	1	+1
Количество вспомогательных шпуров, шт.	8	8	0
Количество оконтуривающих шпуров, шт.	16	16	0
Расход ВВ, кг: Алманит	42	39	-3,0
Объём бурения, шп.м	52,8	51,0	-1,8
Подвигание забоя за взрыв, м	1,2	1,44	+0,24
Объём породы, взрывааемый за одну заходку, м <sup>3</sup>	14,4	17,3	+2,9
Фактический КИШ	0,74-0,78	0,89-0,91	+0,15

Анализ сравнения показывает, что при предлагаемой методике происходит рациональная расстановка шпуров по площади забоя, за счёт

чего уменьшается объём бурения, снижается общий расход ВВ при одновременном возрастании КИШ на 10 – 12 %. При расчёте паспортов БВР также оценена качества производимых взрывов, сечение выработок соответствовали проектному, а дробление горной массы – предъявленным требованиям для погрузки и дальнейшей транспортировки.

В результате проведенных комплексных исследований эффективности дробления массива горных пород предложен конкретная конструкция вруба с использованием короткозамедленного взрывания, которая может применяться в различных по крепости и трещиноватости горных породах.

Таким образом, можно констатировать, что предлагаемый способ ведения БВР обеспечивает заданные скорости проходки с уменьшением количества взрывов, снижения объемов бурения по забою, качественное дробление горных пород с сохранением проектного контура выработки.

#### **§ 4.2. Оценка технико-экономической эффективности буровзрывных работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок**

Организация проходческих работ при взрывной отбойке породы в процессе при проведении подземных горизонтальных горных выработок осуществляется по циклограмме, учитывающее время на все производственные процессы: бурение, зарядание, взрывание, проветривание, уборку забоя, возведение крепи и т.д. Работы ведут комплексные бригады, что позволяет сократить численность трудящихся за счёт совмещения процессов во времени. Основными направлениями по совершенствованию горнопроходческих работ на ближайшую перспективу являются - сокращение расхода бурения на единицу объема и повышение эффективности работы бурового и погрузочно-доставочного оборудования.

Серия промышленных экспериментов, направленных на испытание паспортов БВР, разработанных по предлагаемой методике, дает возможность

повышения эффективности ведения буровзрывных работ увеличением КИШ до проектных значений при одновременном сокращении объёма бурения и суммарного количества ВМ. Техничко-экономические показатели рациональных параметров буровзрывных работ при проведении 1 м горной выработки традиционным и предлагаемым способами приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Техничко-экономические показатели рациональных параметров буровзрывных работ при проведении 1 м горной выработки

Показатели	При проведении		
	при существующем паспорте БВР	при предлагаемом паспорте БВР	разница
Цена используемого ВВ: Алманит, 17845,0 сум/кг	749490	695955	-53535
Искра 0-3000 мс, 18036 сум/шт	577152	541080	-36072
ДШЭ-12, сум/м	5037,4	5037,4	-
Электродетонатор ЭД-3Н, сум/шт	15024,0	15024,0	-
Буровых коронок Ø70 мм, 153605 сум/шт	-	2327,3	2327,3
Стоимость бурения 1 м шпуров, 6550 сум/п.м.	345840	334050	-11790
Стоимость ВМ, заряжания и взрывания, сум	1346703,4	1242072,4	-104631
Экономический эффект на заходку, сум/зах.			114093,7
Экономический эффект проведения 1 м горных выработок, сум/м			79231,7

На основе предложенной схемы врубов и паспортов буровзрывных работ были проведены опытно-промышленные испытания в штреке №26 шахты «Каульды» Акционерного общества «Алмалыкский ГМК». Показатели качества результатов взрывных работ оценивались на основе значений, полученных в результате промышленных испытаний.

Внедрение разработанной схемы при ведении взрывных работ обеспечили: подвигание забоя за цикл увеличивается на 0,24м; увеличение коэффициента использования шпуров от 0,75 до 0,90; снижение удельного расхода бурения на один метр проходки на 1,2м и расхода ВВ на 1,8кг; улучшение качества измельчения горных пород.

Оценка экономической эффективности результатов исследования проводилась на основе стоимости, определенной по отношению к единым ценам при проведении подземных горизонтальных горных выработок, и соответствующих государственных стандартов оценки элементов.

Текущий и разработанный паспорт буровзрывных работ по оценке экономической эффективности результатов исследований выполнен с учетом сравнения затрат, которые были определены по единичным расценкам. Расчёты результатов испытаний показали, что фактическая достигнутая экономическая эффективность на 1 метр проходки горной выработки составляет 79232 (семьдесят девять тысяч двести тридцать два) сум, то есть 54700000 (пятьдесят четыре миллиона семьсот тысяч) сум в год.

Оценка экономической эффективности осуществлена на базе многокритериальной оптимизации. Разработанная методика позволяет при различных вариациях параметров модели, выбрать наилучшие технологические параметры проведения горных выработок. Разработанная и предлагаемая схема врубовых шпуров при проходке горных выработок апробирована в условиях рудника «Каульды» АО «Алмалыкский ГМК».



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В данной монографии приведены материалы исследования получения, подтвержденного многолетней практикой буровзрывных работ, определено, что правильный выбор типа вруба может послужить одним из основных факторов повышения эффективности буровзрывных работ, а также разработка нового типа схемы врубовых шпуровых зарядов и создание методики расчета параметров буровзрывных работ с их использованием является одним из актуальных вопросов. Изучены горно-геологические, горно-технические, экономические и организационные факторы и их влияние на эффективность взрывных работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок. Анализ паспортов буровзрывных работ на руднике «Каульды» Акционерного общества «Алмалыкский ГМК», показал, что коэффициент использования шпура является одной из основных норм качества взрыва, в среднем он в данное время равен 0,74-0,78. Определено, что есть факторы повышающие этот показатель.

Определено, что радиусы зон смятия и трещинообразования прямо пропорциональны плотности заряда и коэффициенту учитывающего относительную работоспособность взрывчатых веществ. На основе проведенного аналитического исследования разработаны рациональные параметры зажатой среды пирамидальной формы при дроблении горных пород взрывом шпуровых зарядов взрывчатых веществ. Разработана методика расчета параметров пирамидального вруба с компенсационным шпуром учитывающая прочность и вязкость горных пород, а также коэффициент, учитывающий относительную мощность (работоспособность) используемого взрывчатого вещества. Разработана расчетная формула для определения расстояния между заряжаемым и компенсационным шпурами.

Оптимальное количество врубовых шпуров необходимо определять с учетом горно-геологических, горнотехнических свойств горных пород, диаметров шпуров, а также других факторов.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сидорчук В.В., Махрин Г.В., Маренков С.Ф. Техническое перевооружение подземных горных работ. Горный журнал, 2008. – № 4. – С. 14-17.
2. Масловский А.Н. Актуальность буровзрывных работ с прямыми врубами при проведении горизонтальных горно-разведочных выработок с влиянием геолого-структурных особенностей массива // Известия Томского политехнического университета–Томск, – 2014. – № 1. – С. 166-172.
3. Лукьянов В.Г., Громов А.Д., Пинчук Н.П. Технология проведения горно-разведочных выработок // Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2004. – 468 с.
4. Ганопольский М.И., Барон В.Л., Белин В.А. Методы ведения взрывных работ // Московский горный университет, – М.: 2007. – 563 с.
5. Комащенко В.И., Носков В.Ф., Исмаилов Т.Т. Взрывные работы. – М.: Высшая школа, 2007. – 439 с.
6. Комащенко В.П., Носков В.Ф., Лебедев А.И. Буровзрывные работы // – М.: Недра, 1995. – 412 с.
7. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ: в 2ч. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 512 с.
8. Лукьянов В.Г., Комащенко В.И., Шмурыгин В.А. Взрывные работы. Учебник для вузов. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 404 с.
9. Крец В.Г., Семенова Т.А. Оценка надежности технологических схем проведения горных выработок // Проблемы научно-технического прогресса в бурении геологоразведочных скважин: Сб. докладов научно-техн. конф. – Томск: Изд-во Томского политехнического института, 1991. – С. 172–175.

10. Мангуш С.К. Взрывные работы при проведении подземных горных выработок. Учебное пособие. – 2е изд. стер. – М.: Изд-во Московского горного университета, 2005. – С. 16-21.

11. Мангуш С.К., Фисун А.П. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных выработках. Учебное пособие. – Изд. стер. – М.: Изд-во Московского горного университета, 2003. – 176 с.

12. Масаев Ю.А. Условия формирования зоны нарушенности законтурного массива при сооружении горных выработок // Проектирование, строительство и эксплуатация комплексов подземных сооружений. Материалы III Международной конференции. – Екатеринбург, 2010. – С. 114-118.

13. Масаев Ю.А. Исследование применяемых схем врубовых шпуров, разработка принципиально новой конструкции вруба // Взрывная технология. Эмпирика и теория. Достижения. Перспективы. Материалы международной научно-практической конференции. – Тула, 2011. – С. 99-105.

14. Масаев Ю.А. Условия проведения горных выработок в напряженном породном массиве // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2013. – №1. – С. 24-27.

15. Копытов А.И. Взрывные работы в горной промышленности: Монография – Новосибирск: Наука, 2013. – 511 с.

16. Масаев Ю.А. Исследование закономерностей формирования импульса давления в зарядной полости // Екатеринбург: Известия вузов. Горный журнал, 2015. – №1. – С. 93-101.

17. Масаев Ю.А., Масаев В.Ю., Мильбергер Н.В., Кузнецова К.В. Анализ схем врубовых шпуров, применяемых при сооружении горных выработок, их классификация // Вестник КузГТУ. 2015. – №3. – С. 37-39.

18. Масаев Ю.А. Комплексное решение вопросов повышения эффективности буровзрывных работ на горнодобывающих предприятиях

Кузбасса // Тр. Российско-Китайского симпозиума 24-27 апреля 2000 г. Кемерово – Тайвань, 2000. – С. 37-45.

19. Масаев Ю.А. К исследованию эффективных схем врубовых шпуров // Вестник Кузбасского государственного технического университета, 2000. – № 4. – С. 65-68.

20. Масаев Ю.А. Исследование эффективных схем врубовых шпуров // Материалы Международной научно-практической конференции «Взрывная технология. Эмпирика и теория. Достижения. Проблемы. Перспективы». 27-28 октября 2011 г. – Тула, 2011. – С. 99-105.

21. Масаев Ю.А. Исследование закономерностей разрушения горной породы во врубе / Масаев Ю.А., Мильбергер Н.В. // Социально-экономические и экологические проблемы горной промышленности, строительства и энергетики. Сб. науч. тр. БНТУ, Минск, 2013, т. 1. – С. 68-75.

22. Масаев Ю.А. Влияние параметров буровзрывных работ на состояние законтурного массива горных выработок // Вестник Кузбасского государственного технического университета, 2000, – №5. – С. 85–87.

23. Масаев Ю.А., Першин В.В. Технология и безопасность взрывных работ в практических задачах // Кузбасский государственный технический университет. – Кемерово, 2007. – 204 с.

24. Щербинин В.П. Краткий анализ и систематизация врубов // Вестник КузГТУ. – 2008. – №6. – С. 15-22.

25. Akbarov T.G., Toshtemirov U.T. Analysis of log cabin designs and selection of optimization criteria for the formation of log cabin cavities // Вестник ТГТУ.-Ташкент, 2021.– №4. – С. 109-117.

26. Обоснование параметров буровзрывных работ при строительстве подземных горизонтальных и наклонных горных выработок: Диссертации ... канд. тех. наук: 25.00.22 / Кирсанов Александр Константинович, - Красноярск: [Сибирский федеральный университет], 2019. – С. 20-31. Режим

27. Mosinets V.N. A seismological method of determining the parameters of the zones of deformation of rock by blasting / V. N. Mosinets, N. P. Gorbacheva // Soviet Mining Science. - 1972. - Vol. 8, Iss. 6. – P. 640-647.

28. Saharan M.R. Numerical procedure for dynamic simulation of discrete fractures due to blasting / M. R. Saharan, H. S. Mitri // Rock Mechanics and Rock Engineering. - 2008. - Vol. 41, Iss. 5. – P. 641-670.

29. Андриевский А.П. Физико-техническое обоснование параметров разрушения горного массива взрывом удлинённых зарядов: дисс. ... д-ра тех. наук: 25.00.20 / Андриевский Александр Порфиорович. - Новосибирск, 2009. - 349 с.

30. Кутузов Б.Н. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлинёнными зарядами взрывчатых веществ / Б.Н. Кутузов, А.П. Андриевский. - Новосибирск: Наука, 2002. - 96 с.

31. Кутузов Б.Н. Проектирование взрывных работ в промышленности. – Москва: Недра, 1983. – 359 с.

32. Кирсанов А.К., Вохмин С.А., Курчин Г.С. Совершенствование методики расчета параметров буровзрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок на примере рудников ЗФ ОАО ГМК «Норильский никель // Журнал Сибирского федерального университета. Серия: Техника и технологии, 2015. Т. 8. – №4. – С. 396-405.

33. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К., Дерягин П.А. Методика расчета параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок// Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2014. – №4 (48). – С. 5-9.

34. Drukovanyi M.F., Kravtsov V.S., Chernyavskii Y.E., Reva V.V., Zerkov S.N. Calculation of fracture zones created by exploding cylindrical charges in ledge rocks // Soviet Mining Science. - 1976. - Vol. 12, Iss. 3. - P. 292-295.

35. Ракишев Б.Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления // Взрывное дело. - 2010. - № 103-60. – С. 53-65.

36. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах – Алма-Ата: Наука, 1983. – 239 с.

37. Szuladzinski G. Response of rock medium to explosive borehole pressure / Szuladzinski // Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4. - Vienna (Austria), 1993. - P. 17-23.

38. Esen S. Modelling the size of the crushed zone around a blasthole / S.Esen I. Onederra H. A. Bilgin // Int. J. Rock Mech. Min. Scis. - 2003. - Vol. 40. - P. 485-495.

39. Onederra I. Estimation of fines generated by blasting - applications for the mining and quarrying industries / I. Onederra S. Esen, A. Jankovic // Mining Tech / Trans Inst Min Metall A. - 2004. - Vol. 113. - P. A1-A11.

40. Iverson S.R. A new perimeter control blast design concept for underground metal/nonmetal drifting applications: Report of Investigations 9691 / S.R. Iverson, W. A. Hustrulid J. C. Johnson. - 2013. - 79 p.

41. Kexin D. Maintenance of roadways in soft rock by roadway-rib distress blasting / D. Kexin // China Coal Society. - 1995. - Vol. 20, Iss. 3. - P. 311-316.

42. Djordjevic N. Two-component of blast fragmentation c // Proceedings of the Sixth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast / South African Institute of Mining and Metallurgy. - Johannesburg (South Africa), 1999. - P. 213.

43. Kanchibotla S.S. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding / S. S. Kanchibotla W. Valery S. Morrell // Proceedings of Explo99-A Conference on Rock Breakin / The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. - Kalgoorlie (Australia), 1999. - P. 137-144.

44. Persson P.A. Rock Blasting and Explosives Engineering / P.A. Persson, R. Holmberg, J.Lee. - CRC Press, Inc., Boca Raton (Florida), 1994. - 217 p.

45. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. – Москва: Недра, 1988. - 272 с.

46. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде // В кн.: Взрывное дело. – М.: Недра, 1974. – №73/30. – С. 66-75.

47. Соболев В.В. Технология и безопасность выполнения взрывных работ (краткий курс лекций): Учебник. – Д.: Национальный горный университет, 2008. – С. 119-126.

48. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых // М: «Недра», 1966. – С. 24-25.

49. Лыхин П.А. Зависимость числа шпуров от их глубины // «Горный журнал», 1954, – № 7. – С. 67-71.

50. Багдасаров Ш. Б. Исследование зависимости числа и глубины шпуров в комплексе. – М.:1956. – С. 37-41.

51. Лыхин П. А., Артемов В. Г., Правин А. Б. ЛНС удлиненного цилиндрического заряда как функция сопротивления разрушению горной породы на контуре ограниченной обнаженной поверхности и в массиве // В кн.: «Технология и безопасность горных работ», Пермь, 1970. («Труды Пермского политехнического ин-та», вып. 68). – С. 91-110.

52. Артемов В.Г., Зильбершмидт В.Г., Правин А.Б., Лыхин П.А. Оценка степени разрушения массива при взрывании величиной электрических параметров // «Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых», 1970, – №1. – С. 11-12.

53. Лыхин П.А., Правин А.Б., Артемов В.Г., Зильбершмидт В.Г. Динамическая прочность массива горных пород // Изд. вузов. «Горный журнал», 1970. – №1 – С. 70.

54. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. – М.: «Недра», 1971. – С. 22.

55. Андреев Р.Е. К вопросу расчета параметров буровзрывных работ с учетом напряженно-деформированного состояния горного массива // Взрывное дело, 2007. – №98/55. – С. 63- 67.

56. Khristoforov B.D. Modeling gas-dynamic processes in thunderstorms by powerful electric discharges // Combustion, Explosion and Shock Waves. 2010. 46(1). Pp. 11- 15.

57. Зхуров Г.Н. Упругопластическая задача о распределении напряжения вокруг горной выработки при условии разрушения // Сборник "Взрывное дело", 2007. – №98/55. – С.68 - 76.

58. Brown C.J., Thomas G.O. Experimental studies of ignition and transition to detonation induced by the reflection and diffraction of shock waves. Shock Waves. 2000.10(1). 23 - 32.

59. Fortov V.E., Lomonosov I.V. Shock waves and equations of state of matter // Shock Waves. 2010. 20(1). 53 - 71.

60. Лыхин П.А., Зильбершмидт В.Г., Правин А.Б. Комплекты шпуров при проведении горных выработок. – М.: «Недра», 1973. – С. 5-9.

61. Акбаров Т.Г., Тоштемиров У.Т. Анализ технологии проведения горных выработок на горнодобывающих предприятиях Республики Узбекистан // Материалы XIV Международной научно-технической конференции на тему: «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». – Москва, 2015. – С. 89-91.

62. Лыхин П.А. Основы проектирования оптимального проходческого цикла. – Пермь. Изд. ППИ, 1969. – С. 9-15.

63. Акбаров Т.Г., Тоштемиров У.Т. Совершенствование технологии проходки, восстающих на рудниках цветной металлургии Республики Узбекистан // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2016. – №3. – С. 31-33.

64. Ведутин В.Ф., Мажуков В.И., Николаев В.И. Запрессовка устья врубовых шпуров при взрывании вязких пород глубокими шпурами. – «Колыма», 1964. – № 11. – С. 11-12.



65. Лыхин П.А., Макаров Н.И. Глубокие шпурь как средство повышения производительности труда проходчиков // «Промышленность Приморья», 1960. – №1. – С. 61-62.

66. Повышение эффективности технологии проведения горных выработок в сложных горно-геологических условиях: Автореферат дисс. ... канд. техн. нау : 25.00.22 / Игнатъев, Евгений Ростиславович, - Алматы : 2010 . - 24 с. Режим доступа <http://kazneb.kz/site/catalogue/view?br=1123137>

67. Дубынин Н.Г. Разработка рудных месторождений. – ИГД СО АН СССР, Новосибирск, 1971. – С. 95-96.

68. Akbarov T.G., Toshtemirov U.T. Industrial tests of the construction of a pyramidal-straight log cabin with compensating holes // Вестник ТГТУ.- Ташкент, 2021. –№4.-С. 58-65.

69. Toshtemirov U.T. Analysis of methods for calculating the rational parameters of drilling-blasting operations in the transition of mining solder // ACADEMICIA International Multidisciplinary Research Journal Published by South Asian Academic Research Journals Publication of CDL College of Education. - India, 2020. - Vol. 10, Issue 11, November. -Pp. 1923-1930.

70. Акбаров Т.Г., Тоштемиров У.Т. Расчёт конструкции пирамидально-прямого вруба с компенсационными шпурами // Материалы Республиканской научно-практической конференции на тему: «Актуальные проблемы промышленной инженерии». - Бухара, 2021. - С. 436-437.

71. Toshtemirov U.T. Construction of log cabins and schemes of development of the log strip // Universum: технические науки: электрон. научн. журн. – Москва 2022. – 2(95). - С. 36-44.

72. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. Учебник для вузов, 2-е изд., перераб. и доп. – М., Недра, 1983. – 248с.

73. Тоштемиров У.Т., Ташкулов А.А. Разработанный график альтернативных вариантов при оптимизации врубов // Вазирлик миқёсидаги илмий-амалий анжуман материаллари тўплами: Ислом Каримов-Ўзбекистон Республикасининг биринчи Президенти ва буюк давлат арбоби. - Тошкент, 2018. - 94-98 б.

74. Акбаров Т.Г., Тоштемиров У.Т. Совершенствование буровзрывных работ на руднике «Зармитан» // Материалы Международной научно-технической конференции на тему: «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». - Ташкент, 2014. – С. 111-112.

## О Г Л А В Л Е Н И Е

ВВЕДЕНИЕ.....	3
ГЛАВА I. СОСТОЯНИЕ И СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА ДЕЙСТВУЮЩИХ И СТРОЯЩИХСЯ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ.....	5
§ 1.1. Общие сведения о горно-геологических условиях и состоянии горных работ на рудниках .....	7
§ 1.2. Основные требования к буровзрывным работам при проведении подземных горизонтальных горных выработок .....	9
§ 1.3. Анализ врубов и области их применения при проведении подземных горизонтальных горных выработок .....	15
§ 1.4. Анализ практики ведения БВР при проведении подземных горизонтальных горных выработок на руднике «Каульды» .....	28
ГЛАВА II. ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА РАЦИОНАЛЬНЫХ КОНСТРУКЦИЙ ВРУБОВ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	39
§ 2.1. Теоретическое исследование размеров зон разрушения горного массива взрывом зарядов взрывчатых веществ в шпуре.....	39
§ 2.2. Методы увеличения глубины комплекта шпуров .....	52
§ 2.3. Исследование врубов со шпурами увеличенного диаметра.....	58
§ 2.4. Основные конструктивные особенности прямых врубов.....	60
ГЛАВА III. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	63
§ 3.1. Методика проведения исследований .....	63

§ 3.2. Определение рациональной конструкции пирамидальных врубов с компенсационными шпурами .....	65
§ 3.3. Результаты экспериментов .....	71
§ 3.4. Математическая модель области определения типа врубов .....	78
ГЛАВА IV. ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ И ПРАКТИЧЕСКИЕ РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПАРАМЕТРАМ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	81
§ 4.1. Промышленные испытания технологии при проведении подземных горизонтальных горных выработок .....	81
§ 4.2. Оценка технико-экономической эффективности буровзрывных работ при проведении подземных горизонтальных горных выработок .....	83
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	86
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....	87