

Муратов М.М., кандидат технических наук, доцент кафедры нефтехимии и химической инженерии, **основной автор** <https://orcid.org/0000-0002-3026-386X>.

Сумгаитский государственный университет, г.Сумгаит, 43-й квартал, ул. Баку, 1 AZ5008, Республика Азербайджан, mailoglu@mail.ru

Хамзина Б.Е., Ph.D., ассоциированный профессор, <https://orcid.org/0000-0002-8947-0492>

НАО «ЗКАТУ имени Жангир хана», 090009, Жангир хан, 51, г.Уральск, Республика Казахстан, bayanh@mail.ru

Мурзагалиева А.А., магистр технических наук, <https://orcid.org/0000-0001-8339-0590> НАО «Западно-Казахстанский аграрно-технический университет имени Жангир хана», г. Уральск, ул. Жангирхана, 51, 090009, Казахстан, alma_7121972@mail.ru

Бажиков С.У., магистрант, <https://orcid.org/0009-0001-6504-7948>

НАО «Западно-Казахстанский аграрно-технический университет имени Жангир хана», г. Уральск, ул. Жангирхана, 51, 090009, Казахстан, alma_7121972@mail.ru

Әбибулла Б. А., магистрант, <https://orcid.org/0009-0003-9402-2269>

НАО «Западно-Казахстанский аграрно-технический университет имени Жангир хана», г. Уральск, ул. Жангирхана, 51, 090009, Казахстан, AbibullaB_2023@mail.ru

Muradov M.M., Candidate of Technical Sciences, **the main author**, associate Professor, Department of Petrochemistry and Chemical Engineering, <https://orcid.org/0000-0002-3026-386X>

Sumgayit State University, Sumgait city, 43rd district Baku, street 1, AZ5008, Republic of Azerbaidzhan

Khamzina B. Y., Ph.D. , associate Professor, <https://orcid.org/0000-0002-8947-0492>

NJSC «West Kazakhstan Agrarian and Technical University named after Zhangir khan», Uralsk, st. Zhangir khan 51,090009, Kazakhstan, bayanh@mail.ru

Murzagalieva A.A., Master of Engineering Science, <https://orcid.org/0000-0002-8947-0492>

NJSC «West Kazakhstan Agrarian and Technical University named after Zhangir khan», Uralsk, st. Zhangir khan 51,090009, Kazakhstan, alma_7121972@mail.ru

Bazhikov C. U., master's student, <https://orcid.org/0009-0001-6504-7948>

NJSC «West Kazakhstan Agrarian and Technical University named after Zhangir khan», Uralsk, st. Zhangir khan 51,090009, Kazakhstan, serik_bazhikov@mail.ru

Abibulla B.A., master's student, <https://orcid.org/0009-0003-9402-2269>

NJSC «West Kazakhstan Agrarian and Technical University named after Zhangir khan», Uralsk, st. Zhangir khan 51, 090009, Kazakhstan, AbibullaB_2023@mail.ru

ЗАРЕЗКА БОКОВОГО СТВОЛА SIDE BARREL CUTTING

Аннотация

Во время проведения глубоких взрывных работ в твердых породах сильное прижимающее воздействие нижней горной массы приводит к образованию большого количества остаточных отверстий. Это влияет на ход выемки ствола и ограничивает развитие технологии глубоких взрывных работ. Повышение эффективности взрывных работ зависит от резания; следовательно, совершенствование технологии резания имеет важное значение для достижения быстрой выемки грунта.

При проведении глубоких взрывных работ в твердых породах шпуров используются редко из-за эффекта прижатия нижней породы, что влияет на ход выемки и ограничивает разработку и применение технологии глубоких взрывных работ. Дробеструйная обработка является ключом к повышению скорости выемки. В этой статье был представлен новый метод резки, обозначающий технологию двухэтапного резания. Шпур был разделен на верхнюю и нижнюю секции без изменения расположения шпура. Сначала взорвали верхнюю секцию, создав достаточную свободную поверхность для нижней секции, которая была взорвана второй. Это позволило увеличить полость и улучшить использование шпура. Результаты показали хорошие результаты взрывных работ при двухэтапной технологии резания благодаря теоретическому анализу и инженерным применениям. Коэффициент использования шпура составил 96,1% при соотношении

верхнего и нижнего удельных зарядов = 0,78. Этот документ является хорошим справочным материалом для решения проблемы низкой загрузки ствола при глубоких взрывных работах в вертикальных стволах в твердой породе.

Ключевые слова: *зарезка бокового ствола, бурение, ресурсы, рудники, фрезер-райбер*

Key words: *sidetracking, drilling, resources, mines, milling cutter*

ANNOTATION

During deep blasting operations in hard rocks, the strong pressing effect of the lower rock mass leads to the formation of a large number of residual holes. This affects the course of excavation of the trunk and limits the development of deep blasting technology. Improving the efficiency of blasting depends on cutting; therefore, improving cutting technology is essential to achieve rapid excavation.

When carrying out deep blasting in hard rocks, bores are rarely used due to the effect of pressing the lower rock, which affects the course of excavation and limits the development and application of deep blasting technology. Shot blasting is the key to increasing the speed of excavation. In this article, a new cutting method was introduced, denoting the technology of two-stage cutting. The hole was divided into upper and lower sections without changing the location of the hole. First, the upper section was blown up, creating a sufficient free surface for the lower section, which was blown up by the second. This made it possible to enlarge the cavity and improve the use of the hole. The results showed good blasting results with two-stage cutting technology due to theoretical analysis and engineering applications. The utilization rate of the hole was 96.1% with a ratio of upper and lower specific charges = 0.78. This document is a good reference material for solving the problem of low barrel loading during deep blasting in vertical shafts in solid rock.

Введение. Применение зарезки боковых стволов (ЗБС) необходимо для вовлечения в разработку недренируемых зон залежей нефти и сокращения финансовых расходов на экологические мероприятия, а также повышения продуктивности малодебитных и восстановления бездействующих скважин [1-3].

В настоящее время традиционная технология бурения боковых стволов из вырезанного участка колонн вытесняется технологией зарезки с отклоняющего клина (уипстока). Ресурсы неглубоких рудников по всему миру сокращаются, но спрос на полезные ископаемые продолжает расти. Из-за спроса на минеральные ресурсы глубина многих рудников Китая близка к 1000 метрам или превышает их. Более того, вертикальный ствол некоторых металлических шахт превышает 1500 м.

По мере увеличения глубины ствола увеличение напряжений на месте влияет на стабильность подземного строительства, и время вспомогательных работ (например, время смены для организации строительства, выгрузки пород, подъема оборудования, взрывчатых веществ и персонала) постоянно увеличивается. В настоящее время взрывные работы являются основным методом добычи полезных ископаемых [1-4] и проходке туннелей [5, 6]; следовательно, технология взрывных работ на средней глубине является важной мерой для повышения эффективности выемки грунта [7-9]. На некоторых шахтах внедрена технология глубоких взрывных работ с использованием шпуров глубиной более 5 м.

Одной из ключевых проблем, связанных с технологией глубоких взрывных работ, является низкая загрузка ствола, что не может удовлетворить производственные потребности [10]. Ситуация особенно ухудшается при столкновении с твердыми породами с коэффициентом устойчивости более 12 [11]. Во время проведения глубоких взрывных работ в твердых породах сильное прижимающее воздействие нижней горной массы приводит к образованию большого количества остаточных отверстий [12]. Это влияет на ход выемки ствола и ограничивает развитие технологии глубоких взрывных работ. Повышение эффективности взрывных работ зависит от резания; следовательно, совершенствование технологии резания имеет важное значение для достижения быстрой выемки грунта.

Материалы и методы исследования. Существуют две основные категории технологий резания твердых пород в стволах: параллельное резание и нарезание наклонных отверстий. Каждая категория имеет свои преимущества и недостатки. Основываясь на характеристиках двух методов

резания, ученые добились прогресса как в пространстве, так и во времени. Взяв в качестве примера параллельное резание, некоторые ученые создали свободную поверхность, используя методы "наклонного отверстия" или "пустой скважины большого диаметра" в космосе. Ссылка [13] разработана технология квазипараллельного резания и [14] использовалась технология вырезания пустых отверстий большого диаметра.

Резка наклонных отверстий включает двустороннюю клиновидную резку и многоступенчатые методы резки. Ссылка [15] разработали многоступенчатый метод резания, в котором подробно проанализирована теория кавитации и который был успешно применен в полевых экспериментах в скальном грунте угольной шахты. Эти методы резания обеспечивали хороший эффект дробеструйной обработки различных типов горных пород, но эффективность дробеструйной обработки была низкой в вертикальных стволах, твердых горных породах, глубоких скважинах с высоким коэффициентом горной породы. Более того, на вышеуказанные методы резания повлияли рабочие привычки и технология бурения, и они не всегда применялись правильно. Однако технология двухэтапного параллельного резания обеспечивает новый метод повышения эффективности резания при проведении глубоких взрывных работ в вертикальных стволах с твердой породой.

На основе предыдущих методов резания в этом исследовании предложена технология двухэтапного параллельного резания, которая изменяет порядок проведения взрывных работ внутри скважины, создавая более свободную поверхность. С использованием теоретического анализа и расчетов описана теория технологии двухэтапного параллельного резания и впервые введена концепция оптимального значения соотношения на единицу расхода взрывчатого вещества между верхней и нижней секциями.

Модельные и полевые эксперименты используются для подтверждения теории и практики технологии двухэтапного параллельного резания. Решена ключевая проблема при взрывном резании, то есть создание свободной поверхности и пространства для фрагментации породы. За счет разделения горной массы на верхнюю и нижнюю секции и их поочередного подрыва эффективно снижается эффект прижатия породы на дне скважины. Нижняя секция в полной мере использует свободную поверхность, создаваемую верхней секцией. Кроме того, технология двухэтапного резания-взрывания снижает повреждения оборудования и стенок ствола, вызванные вибрациями при одноэтапном взрыве. Вообщем говоря, этот новый метод обеспечивает более безопасную и эффективную резку.

Результаты исследования. Механизм анализа. В отличие от одноэтапного взрывного производства [19, 20] при двухэтапном взрывном производстве ствол разделяется на две секции (рисунок 1). Они заряжаются взрывчатыми веществами и отделяются с помощью забойки. После последовательных детонаций (рисунок 2) верхняя секция выталкивается вверх под совместным действием взрывоопасного газа и волн напряжения, образуя небольшую канавчатую полость. Эта полость канавки создает достаточную свободную поверхность для нижней секции.

В то же время взрывная волна с предварительной нагрузкой сверху воздействует на породу в нижней полости канавки, вызывая повреждение при предварительной нагрузке или даже фрагментацию. Это приводит к образованию большого количества вызванных взрывом трещин или даже разрушению нижней камеры, усиливая эффект клиновидности детонационного газа и разрушения породы волнами взрывного напряжения во время детонации нижней секции, создавая большую и более глубокую камеру.

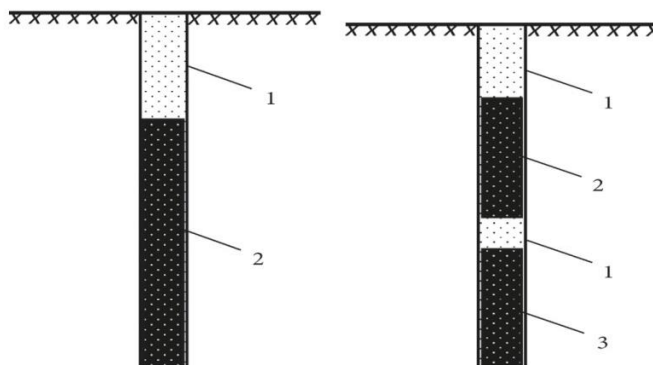


Рисунок 1 – Структура заряда одноступенчатого и двухэтапного взрывания (1 - забойка; 2 - взрывчатое вещество, приводимое в действие детонатором 1; 3 - взрывчатое вещество, приводимое в действие детонатором 2). (а) Одноэтапная взрывная работа. (б) Двухэтапная взрывная работа.

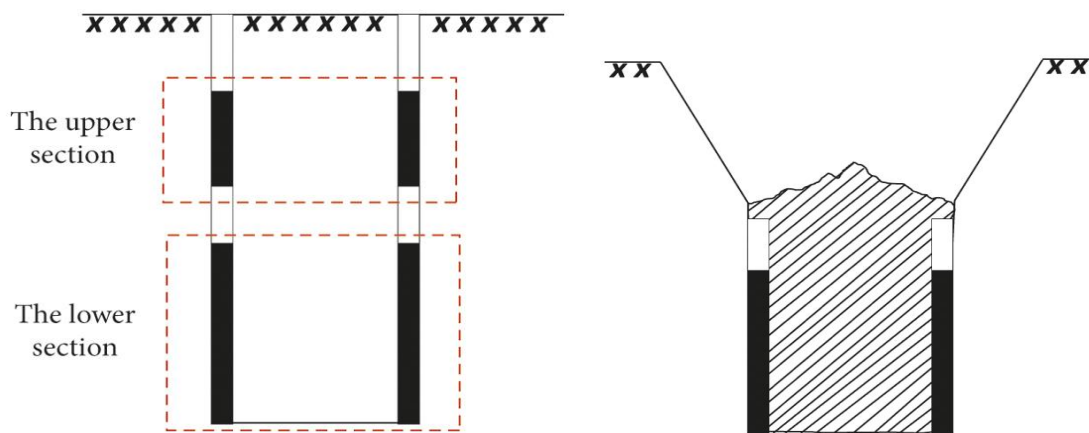


Рисунок 2 – Схема двухэтапного резания. (а) Схема профиля двухэтапного резания в вертикальном стволе. (б) Схема профиля после детонации верхней секции.

Распределение энергии при двухступенчатом взрывном производстве изменяется. Прижимной эффект верхнего массива горных пород слабый, свободная поверхность верхнего массива достаточна, а потребность в энергии для дробления породы низкая. Нижняя часть горной массы не имеет свободной поверхности, эффект зажима сильный, а потребность в энергии для дробления породы высока. Технология двухэтапного резания позволяет использовать энергию, вырабатываемую при взрыве, в первую очередь для дробления породы на нижних слоях и, во вторую очередь, для удаления породы на верхних слоях, что повышает коэффициент использования проходки скважин и снижает вибрацию при взрыве. Без изменения общей энергии взрыва эффект дробеструйной обработки может быть улучшен с помощью технологии двухступенчатой дробеструйной обработки за счет лучшего распределения энергии.

При глубоких взрывных работах эффект зажима горной массы нелинейно возрастает с глубиной скважины, которая выражается в виде кривой OD. Однако эффект взрывного дробления породы не меняется с глубиной. Следовательно, этот эффект можно обозначить линией EF (рисунок 3). При одноэтапном взрывном производстве точка P является критической точкой равновесия между эффектом зажима и эффектом фрагментации породы. В - глубина, соответствующая точке P. Когда глубина меньше В, эффект дробления породы больше, чем эффект зажима. Когда глубина равна В, два эффекта равны. Мы можем предположить, что глубина В приблизительно равна теоретической глубине резания при данных условиях загрузки. Когда глубина больше В, эффект дробления породы меньше, чем эффект зажима. Горная масса будет фрагментирована, но не может быть выброшена.

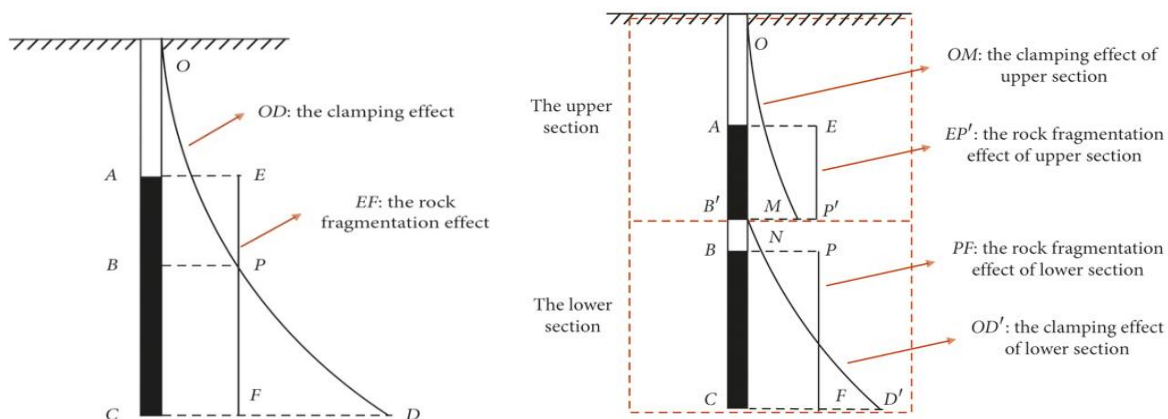


Рисунок 3 – Кривые эффекта зажима и эффекта фрагментации породы в зависимости от глубины. (а) Одноэтапная взрывная обработка. (б) Двухэтапная взрывная обработка. ((а) и (б) показаны различия между одноступенчатой и двухступенчатой струйной обработкой).

При двухэтапной взрывной обработке отверстия разделяются на две секции без изменения общей длины заряда. Сначала детонирует верхняя секция, создавая достаточную свободную поверхность для нижней секции и уменьшая эффект зажима нижней горной массы. Сравнивая рисунки 3 (а) и 3(б), видно, что взрывчатое вещество АВ смещено вверх на АВ'. После того, как порода выше В' выбрасывается взрывом, создается новая свободная поверхность, которая уменьшает эффект зажима нижней секции от PD до ND', так что порода ниже В' также выбрасывается, образуя полость канавки. Без изменения общей энергии взрывчатого вещества технология двухэтапного взрывания высвобождает свободную поверхность и улучшает эффект взрывания.

Техническое решение. Нами предложено использовать технологию забуривания боковых стволов с целью вырезки «окна» при помощи комплексного фрезерайбера серии КФРГ (рис. 4).

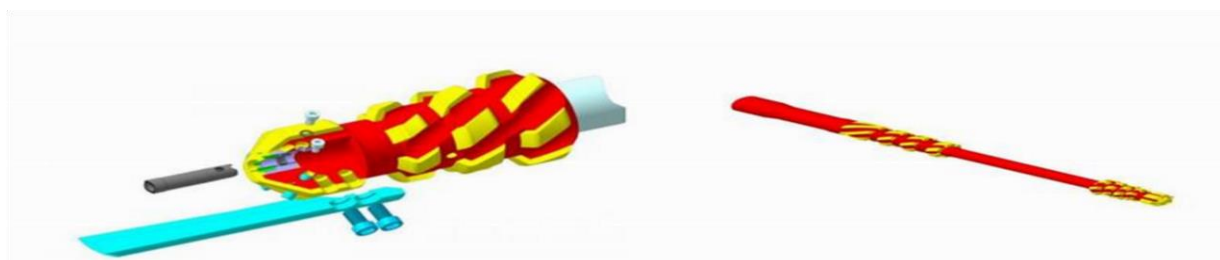


Рисунок 4 – Комплексный фрезер-райбер серии КФРГ[4]

Комплект состоит из клина-отклонителя гидромеханической серии ОКГМ и комплексного фрезер-райбера серии КФРГ.

К основным функциям клина-отклонителя относится обеспечение отклонения фрезерайбера КФРГ и бурового инструмента от оси ствола скважины при вырезании «окна» в эксплуатационной колонне без опоры на «забой» [4, 5].

Комплексный фрезер-райбер (рис. 5) представляет собой набор из двух металлоразрушающих элементов (2, 3), установленных на одном высокопрочном валу (4) с небольшим эксцентриситетом относительно друг друга. Вал имеет присоединительную резьбу 3-86 на бурильный инструмент.

В состав указанного инструмента входит сквозной осевой промывочный канал с гидравлическим манжетным уплотнением для соединения с подвижным трубопроводом клина-отклонителя.

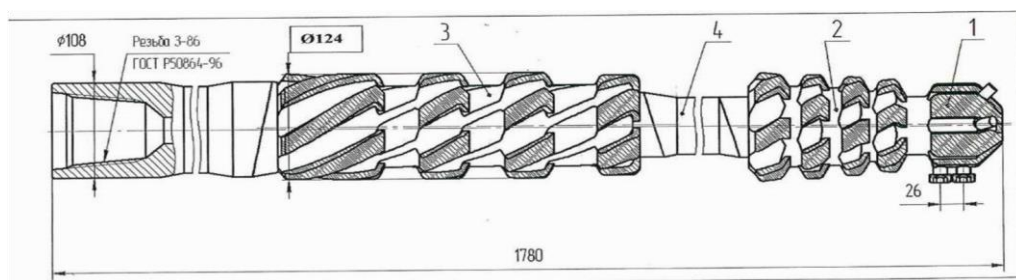


Рисунок 5 – Схема КФРГ-124.ИН

Преимущества клина-отклонителя серии ОКГМ в составе комплексного фрезер-райбера по сравнению с другими обусловлена конструктивными особенностями инструмента, предназначенного для создания «окна» в эксплуатационной колонне (рис. 6). [4].



Рисунок 6 – Конструктивные особенности инструмента

В таблице представлены основные технические характеристики гидромеханического клина-отклонителя серии ОКГМ-120.ИН.

Конструкция клина-отклонителя предполагает опору на забой (цементный мост или пакер-пробку). Он применяется совместно с фрезой стартово-оконной (ФСО) и арбузообразной фрезой (ФА) для проведения операции по спуску, установке клина-отклонителя и прорезанию «окна» в обсадной колонне за одну спуско-подъёмную операцию. Последний является извлекаемым и после комплекса мероприятий по вырезанию «окна» и бурения бокового ствола скважины извлекается из скважины при помощи крюка ловильного КЛ [5].

Таблица 1 – Технические характеристики гидромеханического клина-отклонителя серии ОКГМ-120.ИН

Технические характеристики	Условный диаметр	Обсадной колонны Наружный диаметр, мм	Стрела прогиба, мм	Условный диаметр с учетом прогиба, мм	Установочная длина в сборе перед спуском в скважину, мм	Угол наклона отклоняющегося желоба, град	Транспортная длина, мм	Масса, кг
Значения	146	114	8	120	5090	2,5	4800	205

Модель взрывных работ. Модель, показанная на рисунке 6, была создана для анализа влияния двухэтапного резания на удельный расход взрывчатого вещества. Модель резания упрощена до цилиндра с радиусом основания R и высотой H . В отверстия для резки равномерно распределены по боковой стороне цилиндра. Коэффициент заполнения скважины составляет α . Глубина скважины составляет H . Плотность линии загрузки (масса взрывчатого вещества на единицу длины) равна a . Верхняя длина загрузки равна L_v . Нижняя длина загрузки составляет L_d . Общая длина загрузки составляет L . Длина интервала загрузки между верхней и нижней секциями составляет L_0 . В традиционной теории взрывных работ количество взрывчатого вещества пропорционально объему дробления породы. Приведенные ниже теоретические формулы представляют удельный расход взрывчатого вещества для полной модели и удельный расход взрывчатого вещества для верхней и нижней секций.

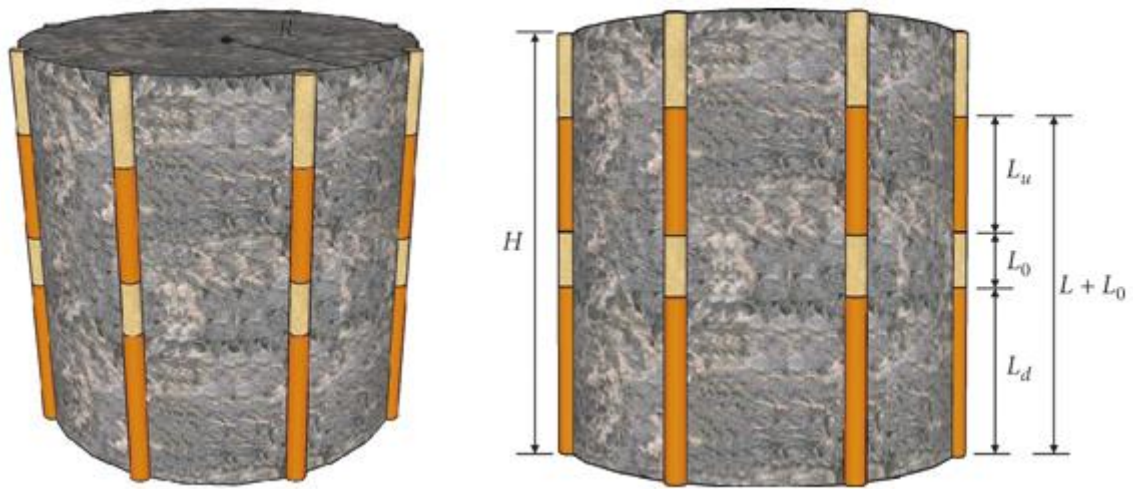


Рисунок 6 – Принципиальная схема модели двухэтапного резания.

Удельный расход взрывчатого вещества для всей модели можно записать в виде

$$V = \pi R^2 H,$$

$$Q = H \alpha ab = ab \alpha H,$$

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{H \alpha ab}{\pi R^2 H} = \frac{\alpha ab}{\pi R^2}.$$

Удельный расход взрывчатого вещества верхней секции можно записать в виде

$$V_u = \pi R^2 (H - L_d - L_0),$$

$$Q_u = (L - L_d) ab = ab (L - L_d),$$

$$q_u = \frac{Q_u}{V_u} = \frac{ab (L - L_d)}{\pi R^2 (H - L_d - L_0)}.$$

Удельный расход взрывчатого вещества нижней секции можно записать в виде

$$V_d = \pi R^2 (L_d + L_0),$$

$$Q_d = ab L_d,$$

$$q_d = \frac{Q_d}{V_d} = \frac{ab L_d}{\pi R^2 (L_d + L_0)}.$$

Результаты удельного расхода, полученные с помощью уравнений (6)– (9), сравниваются следующим образом:

$$q = \frac{Q}{V} = \frac{ab}{\pi R^2} \times \alpha,$$

$$q_d = \frac{Q_d}{V_d} = \frac{ab}{\pi R^2} \times \frac{L_d}{(L_d + L_0)},$$

$$q_u = \frac{Q_u}{V_u} = \frac{ab}{\pi R^2} \times \frac{(L - L_d)}{(H - L_d - L_0)}.$$

Значение коэффициента на единицу расхода взрывчатого вещества определяется как K_q :

$$K_q = \frac{q_u}{q_d},$$

где q_u - удельный расход взрывчатого вещества верхней секции, кг/м³, а q_d - удельный расход взрывчатого вещества нижней секции, кг/м³.

В конкретной области, R, H, b, α, H, a, L и L_0 являются постоянными величинами. Изменяя L_d и L_u , можно получить кривые для $q-L_d, q_d-L_d$ и q_u-L_d . Наконец, кривую K_q можно получить через q_u/q_d .

Для более интуитивного анализа влияния изменения L_d и L_u на q, q_u, q_d и K_q в этой статье использовались параметры взрыва в шахте в Шаньдуне, Китай: $a = 2$ кг / м, $b = 8, H = 5,2, R = 0,8, \alpha = 0,78, L_0 = 0,5$ м. Кривые для $q-L_d, q_d-L_d, q_u-L_d$ и K_q-L_d показаны на рисунках 7 и 8.

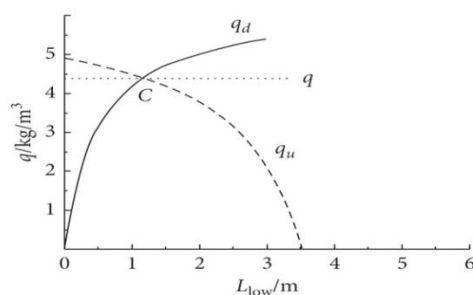


Рисунок 7 – Кривые $q-L_d$, q_d-L_d и q_u-L_d .

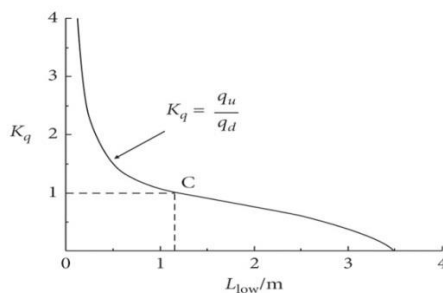


Рисунок 8 – Кривые K_q-L_d .

Согласно рисунку 7, (1) по мере увеличения L_d , q_d постепенно увеличивалась, но скорость замедлялась. По мере увеличения L_d q_u постепенно снижалась, но скорость увеличивалась. Точка С является “критической точкой”. (2) В точке С, $q_u = q_d = q$; слева от С, $K_q > 1$, $q_u < q_d$; справа от С, $K_q < 1$, $q_u > q_d$. Теоретически, существует значение K_q , которое может соответствовать оптимальному эффекту взрывания или оптимальному соотношению на единицу расхода взрывчатого вещества. Это значение варьируется из-за влияния различных факторов, таких как твердость породы, тип взрывчатого вещества и параметры взрывания. Учитывая, что эффект зажима нижней горной массы относительно велик, идеальное оптимальное значение коэффициента составляло от 0,5 до 0,8.

Модельные эксперименты - шкала сходства. На основе теории подобия [23] и некоторые модельные эксперименты [24, 25] критерий подобия был выведен с использованием метода размерного анализа. При выборе коэффициента подобия учитываются определенные лабораторные и полевые условия. В соответствии с параметрами ствола шахты в Шаньдуне коэффициент геометрического подобия был определен равным 15:1, а коэффициент подобия насыпной плотности - 1:1. Затем коэффициенты подобия для других параметров были рассчитаны в соответствии с критерием подобия. Размер образца показан на рисунке 9. Высота составляла 700 мм, верхний диаметр - 1200 мм, а нижний диаметр - 1000 мм. Размер образца был достаточно большим, чтобы игнорировать эффект границы. Зона резания располагалась в центре верхней секции. Расчетная глубина зоны резания составляла 300 мм, а расчетный диаметр - 120 мм (рисунок 9).



(a)



(b)

Рисунок 9 – Параметры образцов и площадь резания

Образцы материалов. Материалом, использованным в образце, был гипс, который был равномерно перемешан в соответствии с расчетным соотношением (гипс: вода: замедлитель = 1: 1: 5: 0,005), а затем насыпан слоями. Перед выпуском пузырьков его подвергали вибрации и уплотнению. Образцы выдерживали в течение 21 дня при соответствующей температуре и влажности. Были измерены основные физико-механические параметры гипса (таблица 2).

Таблица 2 – Измеренные физико-механические свойства гипса

Плотность/ (г/см ³)	Насыпная плотность (г/см ³)	Прочность на сжатие/(МПа)	Модуль упругости/ (средний балл)	Коэффициент Пуассона	Скорость ультразвука (м/с)
1.46	1.4	6.5	0.445	0.3	3010

Взрывчатые вещества. В зависимости от глубины резания и коэффициента заряжения длина заряда составляла 210 мм. Взрывчатые вещества разной длины изготавливались в соответствии с конструктивной структурой заряда, показанной на рисунке 8. Расчетная длина включала четыре спецификации: 210 мм, 105 мм, 63 мм и 147 мм.

Диаметр взрывчатого вещества составлял 6 мм, а взрывчатое вещество состояло из черного порошка. Сначала в пластилин был вмонтирован инициирующий зонд. Затем пластилин закрепили на дне пластиковой соломинки с помощью клея 502.

Затем загрузили черный порошок и уплотнили с помощью палочки. Оба конца черного порошка были набиты ватой, чтобы избежать утечки. Наконец, взрывчатые вещества были заблокированы пластилином и клеем 502 (рисунок 10).

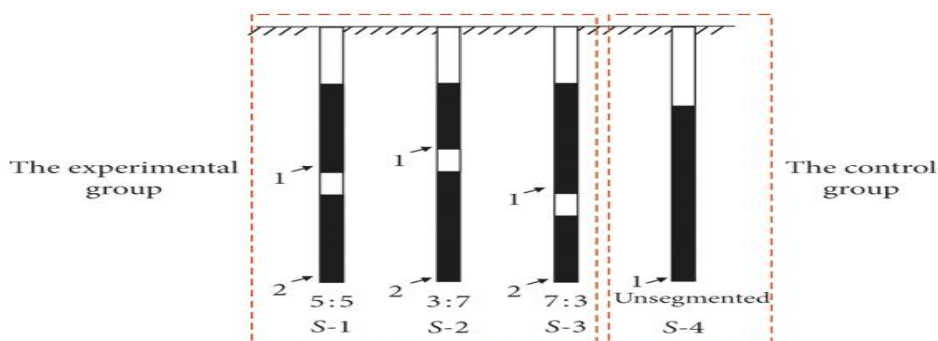


Рисунок 10 – Порядок взрыва и структура заряда (экспериментальная группа и контрольная группа).

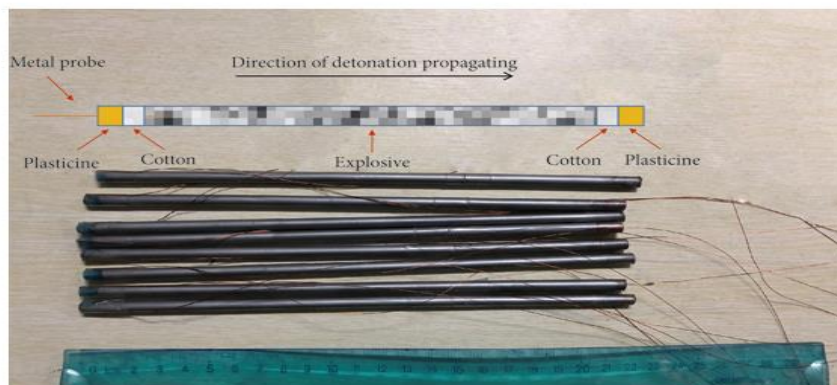


Рисунок 11 – Взрывчатые вещества

Схема эксперимента. В экспериментальной модели были подготовлены четыре образца: S-1, S-2, S-3 и S-4 (таблица 3). В зоне резания было устроено восемь отверстий диаметром 6 мм и

глубиной 300 мм. Коэффициент загрузки составлял 0,7, а пропорции верхней и нижней загрузочных секций были 5 : 5, 3 : 7, 7 : 3, и несегментированными. S-1, S-2 и S-3 были отнесены к экспериментальной группе, и их подрыв осуществлялся в обратном порядке в соответствии с последовательностью от 1-взрывного до 2-взрывного действия. S-4 была классифицирована как контрольная группа и также выполняла обратную детонацию. Схема расположения отверстий для резки показана на рисунке 12. Последовательность детонации и структура заряда четырех образцов показаны на рисунке 10.

Таблица 3 – Схема эксперимента

Группа	Номер образца	Соотношение верхнего и нижнего сечения
Экспериментальный	C-1	5 : 5
	C-2	3 : 7
Контроль	C-3	7 : 3
	C-4	Несегментированный

Результаты исследований. Коэффициент использования проходческих отверстий. После эксперимента с моделью взрыва были измерены глубины канавок и рассчитан коэффициент использования выемочного отверстия. Процедура была следующей: сначала был удален битый гипс из полости канавки, чтобы обнажить дно выемочного отверстия. Затем были измерены расстояния между остаточной частью каждого отверстия для резания и поверхностью исходной модели, была рассчитана средняя глубина резания и коэффициент использования (рисунок 13).

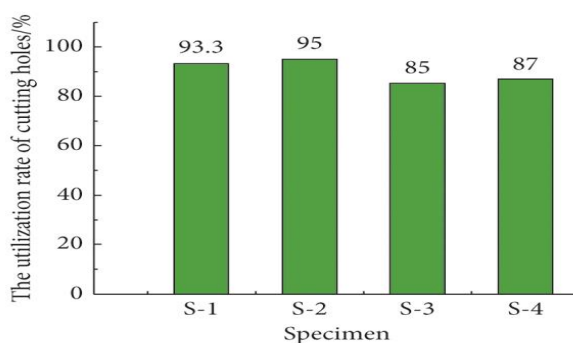


Рисунок 13 – Коэффициент использования вырубемых скважин

Объем полости. После модельного эксперимента были измерены радиус и объем полости. Процедура измерения радиуса была следующей: из полости разреза удаляли битый гипс, определяли граничное положение полости канавки, измеряли максимальный и минимальный радиусы повреждения, и их среднее значение представляло собой радиус полости канавки (рисунок 14). Процедура измерения полости была следующей: из вырезанной полости удаляли битый гипс, засыпали внутрь высушенный и просеянный песок и измеряли объем песка с помощью цилиндра. Объем песка представлял собой объем вырезанной полости (рисунок 15).

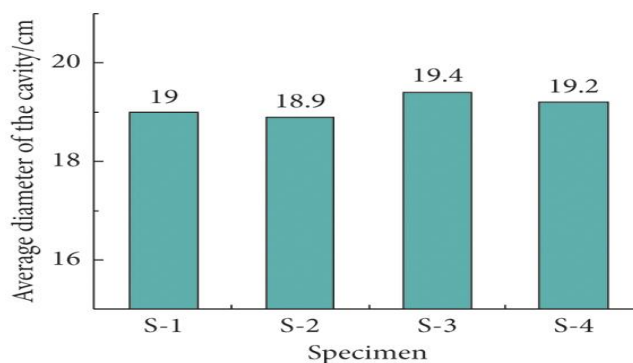


Рисунок 14 – Средний диаметр полости образца.

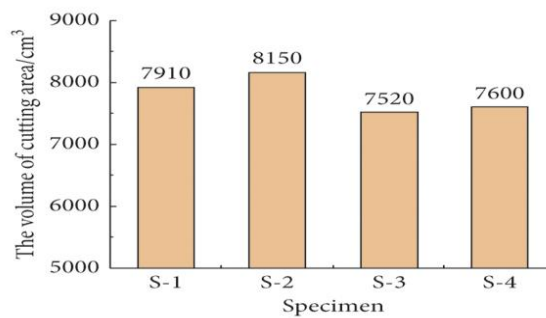


Рисунок 15 – Объем полости образца

Дробеструйная обработка. После модельного эксперимента фрагменты гипса были собраны и просеяны. Для разделения фрагментов гипса на восемь сортов использовался национальный стандарт сортировки камней. Фрагменты гипса каждого сорта были взвешены. На рисунке 16 показано распределение фрагментов гипса в четырех образцах.

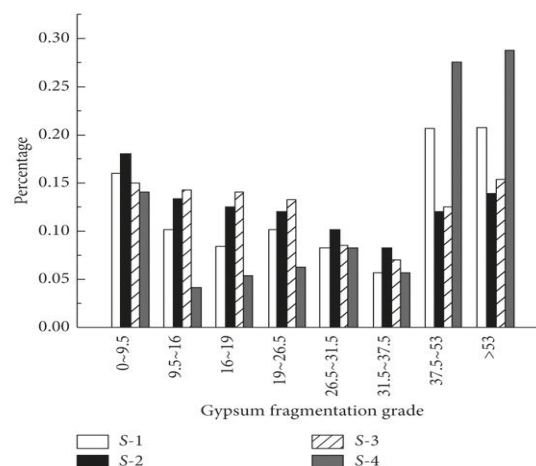


Рисунок 16 – Степень дробления при взрыве

Выводы. Рис. 13 показывает, что резать отверстие использования ставки $3 : 7 > 5 : 5 > 7 : 3$ нецелесообразно. Поскольку коэффициенты заряда для всех четырех образцов составляли 0,7, предполагалось, что общая энергия взрыва была примерно одинаковой, и изменение соотношения верхнего и нижнего сечений фактически было изменением распределения энергии. Поскольку верхняя секция имела преимущество в свободной поверхности, ее можно было обрабатывать с меньшими затратами энергии. Поскольку нижняя секция обладала сильным прижимным эффектом, ее можно было обрабатывать с большими затратами энергии. Экспериментальные результаты хорошо согласуются с теоретическим анализом.

На рисунке 16 показано распределение фрагментации гипса для четырех образцов. Согласно критерию подобия, фрагменты гипса диаметром более 37,5 мм рассматривались как крупная пустая порода, и с ними плохо обращались в вертикальной шахте. Выход валуна для S-1, S-2, S-3 и S-4 составил 41,3%, 25,9%, 27,9% и 56,3% соответственно. Можно видеть, что выход валуна для образцов с двухэтапной дробеструйной обработкой был ниже, чем для образцов без сегментации. Это связано с тем, что при двухэтапном резании энергия взрыва более равномерно распределяется в гипсовой модели, что позволяет легче разрушать породу.

На рисунках 14 и 15 показаны средний диаметр и объем полости. Средние диаметр и объем были самыми низкими на участке 3:7. В то же время энергия, вырабатываемая взрывчатыми веществами, расходовалась больше на дробление гипса и меньше на кинетическую энергию, звуковую энергию и тепловую энергию. Следовательно, объем режущей полости сегмента 3: 7 был самым высоким. Между тем, благодаря концентрации энергии в нижней секции, она была полностью разрушена, что уменьшило повреждение участков за пределами зоны резания и минимизировало средний диаметр полости канавки.

Заключение. Для решения проблемы низкой загрузки ствола при глубоких взрывных работах в вертикальных стволах с твердой породой в этой статье предложена технология двухэтапного

резания и проверены гипотезы с использованием теоретического анализа, модельных экспериментов и полевых экспериментов.

(1) Без изменения общей энергии взрыва двухэтапный резаный взрыв эффективно улучшает дробление породы, обеспечивая эффективный метод проведения глубоких взрывных работ. Основной причиной этих улучшений было улучшенное распределение энергии.

(2) На основе классических взрывчатых веществ и теории дробления горных пород были выведены формулы для удельного расхода взрывчатого вещества для всей модели, верхней и нижней секций. Также была предложена концепция оптимального соотношения расхода взрывчатого вещества на единицу продукции.

(3) На основе теоретического анализа и разработки формулы двухэтапного резания была разработана и завершена экспериментальная модель резания с четырьмя типами сегментов. Было обнаружено, что сегмент 3: 7 обеспечивает оптимальный эффект дробеструйной обработки. Наконец, технология двухступенчатого резания была использована в вертикальном стволе в Шаньдуне для решения проблемы низкой эффективности при проведении глубоких взрывных работ в твердой породе. Используя сегмент 3: 7 и разумное время задержки, было подтверждено, что эта технология повысила эффективность резания без изменения исходной схемы ствола.

Использование клина-отклонителя серии ОКГМ-120.ИН в составе комплексного фрезер-райбера при ЗБС может обеспечить высокую скорость фрезерования металла обсадной колонны и увеличить проходной диаметр «окна». Кроме того, внедрение данной технологии ЗБС позволит значительно снизить затраты финансовых средств на один боковой ствол и времени на 1 сут.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Сетху, Т. А. Внедрение буровых и взрывных работ с использованием пневматических буровых установок в руандийской кустарной подземной шахте [Текст] / Т. А. Сетху // Журнал Южно-Африканского института горного дела и металлургии, том 117.- 2017.- № 4.- С. 313-319

2 Сингх, П. К. Контролируемые взрывные работы для долгосрочной устойчивости стенок карьера [Текст] / П. К. Сингх, М. П. Рой и Р. К. Пасван // Международный журнал механики горных пород и горных наук, том 70.- 2018. - № 9. - С. 388-399

3 Хадемиан, А. Экологически устойчивая добыча полезных ископаемых за счет правильного выбора взрывчатых веществ при проведении взрывных работ [Текст] / А. Хадемиан и Р. Багерпур // Экологические науки о Земле, том 76- 2017. - № 4. - С. 166

4 Оресте, П. Комбинированный аналитический и численный подход к оценке радиальных нагрузок на крепь вертикальных стволов [Текст] / П. Оресте П. Г. Спаньоли и Л. Ло Бьянко // Геотехника и геологическая инженерия, том 34.- 2017. - № 4. - С. 1057-1065

5 Карду, М. Количественная оценка сложности проходки туннелей с помощью буровзрывных работ [Текст] / М. Карду и Дж. Секкаторе // Технология туннелирования и подземного пространства, том 60.- 2017. - С. 178-182

6 Лю, З. Численное моделирование и инженерная практика для определения оптимальных параметров глубоких работ в боковых стенках проезжей части [Текст] / З. Лю, А. Цао, Г. Чжу и К. Ван // Арабский научно-технический журнал, том 42. - 2017. - № 9. - С. 3809-3818

7 Чжэн, З. Т. Технология глубоких взрывных работ в твердых породах при строительстве вертикальных разрезов замораживающих пород [Текст] / З. Т. Чжэн, Ю. Сюй, Дж. Х. Донг, К. Цзун и Л. П. Ван // Журнал виброинженерии, том 17.- 2017.- № 3. - С. 1105-1119

8 Рао, З. Испытание на взрывные работы и вибрационный мониторинг взрывных работ при методе разработки вертикальных кратеров на железном руднике [Текст] / Луохэ, З., Рао и С. Цай // Геотехника и геологическая инженерия, том 34.- 2018.- № 4.- С.1047-1056.

9 Чжун, К. Качественная и эффективная технология проходки туннелей на шахте Синь Сан [Текст] / К. Л. Чжун, Д. М. Го, Б. Тонг, Х. Дж. Сюэ и Ю. Б. Ван // Прикладная механика и материалы, том 170 -171. - 2019. - С.1486-1490

10 Ван, З. К. Анализ механизма образования полостей при клиновидных взрывных работах в твердых породах [Текст] / Х. В. Гу, В. Л. Чжан и К. К. Сиекс. К. Сюй и К. Ван // Удар и вибрация, том 2019. – 2019. - № 1828313. 10 страниц

11 Чжан, З.-Х. Взрывные работы в горных породах на открытых участках и проходке туннелей [Текст] / З.-Х. Чжан // Разрушение горных пород и взрывные работы. - 2018. - С. 334-352

12 Шан, Р. Л. Модельное испытание квазипараллельного резания при проходке горных пород [Текст] / Р. Л. Шан, Б. Л. Хуан и З. Т. Вэй // Китайский журнал механики горных пород и инженерии, том 31.- 2018.- № 2, - С.256-264 (на китайском языке).

13 Ван, Х. Б. Численный анализ и применение поля напряжений при взрывных работах с параллельными резами в полости большого диаметра в вертикальном стволе [Текст] / К. Цзун и Ю. К. Чжао // Китайский журнал механики горных пород и инженерии, том 3. - 2019. - С. 223-229 (на китайском языке).

14 Чжан, З. Р. Технология многоступенчатого резания и ее применение в скальных дорожках [Текст] / Чжан З. Р. и Р. С. Янг // Китайский журнал горной механики и инженерии, том 38.- 2019. - № 3.- С. 124-132 (на китайском языке).

15 Се, Л. Х.. Механизмы эволюции повреждений горных пород в глубоких туннелях, вызванные взрывными работами [Текст] / Л. Х. Се. В. Б. Лу, К. Б. Чжан, К. Х. Цзян, Г. Х. Ван и Дж. Чжао // Технология туннелирования и подземного пространства, том 58. - 2019. - С. 257-270,

16 Ли, Q. Y. Одноразовая технология глубоких взрывных работ и тематическое исследование [Текст] / Q. Y Ли, Х. Б. Ли, З. П. Фан и Р. Х. Чжан // Китайский журнал механики горных пород и инженерии, том 32. - 2017. - № 4.- С. 664-670 (на китайском языке).

17 Янг, Р. Исследование взрывных работ с разделенным зарядом на основе метода высокоскоростной цифровой корреляции изображений [Текст] / Р. Янг, К. Дин, Л. Янг, З. Лей и К. Чжэн // Технология туннелирования и подземного пространства, том 83. - 2019. - С. 51-59

18 Континьо, К. П. Модели уменьшенного масштаба на основе теории подобия [Текст]/ К. П.Континьо, А. Дж. Баптиста и Дж. Д. Родригес // Engineering Structures, том 119. - 2018. - С. 81-94,

19 Янг, Р. Модельный эксперимент по динамическому поведению соединенной горной массы при взрывных работах в условиях высоких напряжений [Текст] / К. Дин, Л. Янг и К. Чен, // Технология туннелирования и подземного пространства, том 74.- 2018. - С.145-152

20 Шатерпур-Мамагхани А.Некоторые материалы по оценке производительности и эксплуатационных параметров буровых установок для подъема — тематическое исследование на медном руднике Куре, Турция [Текст] / А. Шатерпур-Мамагхани и Н. Билгин // Технология туннелирования и подземного пространства, том 54. - 2018.- С. 37-48.

REFERENCES

1 Sethu, T. A. Vnedrenie burovyyh i vzryvnyh rabot s ispol'zovaniem pnevmaticheskikh burovyyh ustanovok v ruandijskoj kustarnoj podzemnoj shahte [Tekst] / T. A.Sethu // Zhurnal Juzhno-Afrikanskogo instituta gornogo dela i metallurgii, том 117.- 2017.-№ 4.- S. 313-319

2 Singh, P. K. Kontroliruemye vzryvnye raboty dlja dolgosrochnoj ustojchivosti stenok kar'era [Tekst] / P. K. Singh, M. P. Roj i R. K. Pasvan // Mezhdunarodnyj zhurnal mehaniki gornyh porod i gornyh nauk, том 70.- 2018. -№ 9. - S. 388-399

3 Hademian, A. Jekologicheskij ustojchivaja dobycha poleznyh iskopaemyh za schet pravil'nogo vybora vzryvchatyh veshhestv pri provedenii vzryvnyh rabot [Tekst] / A. Hademian i R. Bagerpur // Jekologicheskie nauki o Zemle, том 76- 2017. -№ 4. - S. 166

4 Oreste, P. Kombinirovannyj analiticheskij i chislennyj podhod k ocenke radial'nyh nagruzok na krep' vertikal'nyh stvolov [Tekst] / P.Oreste P. G. Span'oli i L. Lo B'janko// Geotekhnika i geologicheskaja inzhenerija, том 34.- 2017. -№ 4. - S. 1057-1065

5 Kardu, M. Kolichestvennaja ocenka slozhnosti prohodki tunnelej s pomoshh'ju burovzryvnyh rabot [Tekst] / M. Kardu i Dzh. Sekkatore // Tehnologija tunnelirovanija i podzemnogo prostranstva, том 60.- 2017. - S. 178-182

6 Lju, Z. Chislennoe modelirovanie i inzhenernaja praktika dlja opredelenija optimal'nyh parametrov glubokoryhlytel'nyh rabot v bokovyh stenkah proezzhej chasti [Tekst]/ Z. Lju, A. Cao, G. Chzhu i K. Van // Arabskij nauchno-tehnicheskij zhurnal, том 42. - 2017. -№ 9. - S. 3809-3818

7 Chzhjen, Z. T. Tehnologija glubokih vzryvnyh rabot v tverdyh porodah pri stroitel'stve vertikal'nyh razrezov zamorazhivajushhih porod [Tekst] / Z. T. Chzhjen, Ju. Sjuj, Dzh. H. Dong, K. Czun i L. P. Van // Zhurnal vibroinzhenerii, том 17.- 2017.- № 3. - S. 1105-1119

8 Rao, Z. Ispytanie na vzryvnye raboty i vibracionnyj monitoring vzryvnyh rabot pri metode razrabotki vertikal'nyh kraterov na zheleznom rudnike [Tekst] / Luohje, Z., Rao i S. Caj // Geotekhnika i geologicheskaja inzhenerija, том 34.- 2018.- № 4.- S.1047-1056.

- 9 Chzhun, K. Kachestvennaja i jeffektivnaja tehnologija prohodki tunnelej na shahte Sin' San [Tekst] / K. L. Chzhun, D. M. Go, B. Tong, H. Dzh. Sjuje i Ju. B. Van// Prikladnaja mehanika i materialy, tom 170 -171. - 2019. - S.1486-1490
- 10 Van, Z. K. Analiz mehanizma obrazovaniya polostej pri klinovidnyh vzryvnyh rabotah v tverdyh porodah [Tekst] / X. V. Gu, V. L. Chzhan i K. K. Sieks. K. Sjuj i K. Van // Udar i vibracija, tom 2019. – 2019. - № 1828313. 10 stranic
- 11 Chzhan, Z.-H. Vzryvnye raboty v gornyh porodah na otkrytyh uchastkah i prohodke tunnelej [Tekst] / Z.-H. Chzhan // Razrushenie gornyh porod i vzryvnye raboty. - 2018. - S. 334-352
- 12 Shan R. L. Model'noe ispytanie kvaziparallel'nogo rezaniya pri prohodke gornyh porod [Tekst] / R. L. Shan, B. L. Huan i Z. T. Vjej // Kitajskij zhurnal mehaniki gornyh porod i inzhenerii, tom 31.- 2018.- № 2, - S.256-264 (na kitajskom jazyke).
- 13 Van, H. B. Chislennyj analiz i primenenie polja naprjazhenij pri vzryvnyh rabotah s parallel'nymi rezami v polosti bol'shogo diametra v vertikal'nom stvole [Tekst] / K. Czun i Ju. K. Chzhao // Kitajskij zhurnal mehaniki gornyh porod i inzhenerii, tom 3. - 2019. - S. 223-229 (na kitajskom jazyke).
- 14 Chzhan, Z. R. Tehnologija mnogostupenchatogo rezaniya i ee primenenie v skal'nyh dorozhkah [Tekst] / Chzhan Z. R. i R. S. Jang// Kitajskij zhurnal gornoj mehaniki i inzhenerii, tom 38.- 2019. - № 3.- S. 124-132 (na kitajskom jazyke).
- 15 Se, L. H.. Mehanizmy jevoljucii povrezhdenij gornyh porod v glubokih tunneljah, vyzvannye vzryvnymi rabotami [Tekst] / L. H. Se. V. B. Lu, K. B. Chzhan, K. H. Czjan, G. H. Van i Dzh. Chzhao // Tehnologija tunnelirovaniya i podzemnogo prostranstva, tom 58. - 2019. - S. 257-270,
- 16 Li, Q. Y. Odnorazovaja tehnologija glubokih vzryvnyh rabot i tematiceskoe issledovanie [Tekst] / Q. Y Li, X. B. Li, Z. P. Fan i R. H. Chzhan // Kitajskij zhurnal mehaniki gornyh porod i inzhenerii, tom 32. - 2017. - № 4.- S. 664-670 (na kitajskom jazyke).
- 17 Jang, R. Issledovanie vzryvnyh rabot s razdelennym zarjadom na osnove metoda vysokoskorostnoj cifrovoj korrekcii izobrazhenij [Tekst] / R. Jang, K. Din, L. Jang, Z. Lej i K. Chzhjen // Tehnologija tunnelirovaniya i podzemnogo prostranstva, tom 83. - 2019. - S. 51-59
- 18 Kontin'o K. P. Modeli umen'shennogo masshtaba na osnove teorii podobija [Tekst]/ K. P.Kontin'o, A. Dzh. Baptista i Dzh. D. Rodrigues // Engineering Structures, tom 119. - 2018. - S. 81-94
- 19 Jang, R. Model'nyj jeksperiment po dinamicheskomu povedeniju soedinennoj gornoj massy pri vzryvnyh rabotah v uslovijah vysokih naprjazhenij [Tekst] / K. Din, L. Jang i K. Chen, // Tehnologija tunnelirovaniya i podzemnogo prostranstva, tom 74.- 2018. - S.145-152
- 20 Shaterpur-Mamaghani, A. Nekotorye materialy po ocenke proizvoditel'nosti i jekspluatacionnyh parametrov burovnyh ustanovok dlja pod#ema — tematiceskoe issledovanie na mednom rudnike Kure, Turcija [Tekst] / A. Shaterpur-Mamaghani i N. Bilgin // Tehnologija tunnelirovaniya i podzemnogo prostranstva, tom 54. - 2018.- S. 37-48.

ТҮЙІН

Қатты жыныстарда терең жарылыс жұмыстарын жүргізу кезінде төменгі тау массасының қатты басу әсері көптеген қалдық тесіктердің пайда болуына әкеледі. Бұл оқпанды қазу барысына әсер етеді және терең жарылыс технологиясының дамуын шектейді. Жарылыс жұмыстарының тиімділігін арттыру кесуге байланысты; сондықтан кесу технологиясын жетілдіру тез қазуға қол жеткізу үшін өте маңызды.

Қатты жыныстарда терең жарылыс жұмыстарын жүргізу кезінде шұңқырлар төменгі жынысты басу әсеріне байланысты сирек қолданылады, бұл қазу барысына әсер етеді және терең жарылыс технологиясының дамуы мен қолданылуын шектейді. Ату-бұл қазу жылдамдығын арттырудың кілті. Бұл мақалада екі сатылы кесу технологиясын көрсететін жаңа кесу әдісі ұсынылды. Шпурдың орналасуын өзгертпестен жоғарғы және төменгі бөліктерге бөлінді. Алдымен жоғарғы бөлік жарылып, екінші бөлік жарылған төменгі бөлік үшін жеткілікті бос бет пайда болды. Бұл қуысты ұлғайтуға және шпурды пайдалануды жақсартуға мүмкіндік берді. Нәтижелер теориялық талдау мен инженерлік қосымшалардың арқасында екі сатылы кесу технологиясында жарылғыш жұмыстардың жақсы нәтижелерін көрсетті. Шпурды пайдалану коэффициенті 96,1% құрады, жоғарғы және төменгі нақты зарядтардың қатынасы = 0,78. Бұл құжат төмен жүктеме баррель мәселесін шешу үшін жақсы анықтама болып табылады.