



## ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015

МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ,  
АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

ЭЛЕКТРОННЫЙ СБОРНИК МАТЕРИАЛОВ  
МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ СТУДЕНТОВ,  
АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ  
**«ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015»**,  
ПОСВЯЩЕННОЙ 70-ЛЕТИЮ ВЕЛИКОЙ ПОБЕДЫ

КРАСНОЯРСК, СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ

15-25 АПРЕЛЯ 2015 Г.

Министерство образования и науки Российской Федерации  
ФГАОУ ВПО «Сибирский федеральный университет»

Сборник материалов  
Международной конференции студентов,  
аспирантов и молодых ученых  
«Перспектив Свободный-2015»,  
посвященной 70-летию Великой Победы

Красноярск, Сибирский федеральный университет, 15-25 апреля 2015 г.

Красноярск, 2015.

## **«Шахтное и подземное строительство»**



**ПРОСПЕКТ СВОБОДНЫЙ-2015**

МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ СТУДЕНТОВ, АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ

Красноярск, Сибирский федеральный университет, 15-25 апреля 2015 г.

**ПОВЫШЕНИЕ МОРОЗОСТОЙКОСТИ ОБДЕЛКИ ТОННЕЛЕЙ****Завитаев В.Н.****научный руководитель канд. техн. наук Ермолаев В. Л.***Сибирский федеральный университет**Институт горного дела, геологии и геотехнологий*

Опыт эксплуатации железнодорожных тоннелей в условиях резко континентального климата Восточной Сибири на трассе Абакан – Тайшет показал, что самым слабым местом в конструкции тоннелей является их обделка. Под воздействием попеременного сезонного замораживания и оттаивания в ней происходит образование морозобойных трещин, развитие которых ведет к нарушению целостности конструкции обделки вплоть до полного разрушения на отдельных участках. В настоящее время на трассе идет строительство новых тоннелей, дублирующих ранее проложенные, и, по мере их ввода в эксплуатацию, начинается реконструкция старых тоннелей. В этой ситуации остро стоит вопрос об изыскании инженерных решений, способных минимизировать вероятность появления и развития морозобойных трещин в обделках новых и реконструируемых тоннелей. В представленной статье обобщены основные способы исследования морозостойкости материалов обделки тоннелей и пути ее повышения.

Морозостойкость – свойство насыщенного водой материала выдерживать попеременное замораживание и оттаивание. Морозостойкость материала количественно оценивается маркой по морозостойкости. За марку материала по морозостойкости принимают наибольшее число циклов попеременного замораживания и оттаивания, которое выдерживают образцы материала без снижения прочности на сжатие более 15%; после испытания образцы не должны иметь видимых повреждений – трещин, выкрашивания (потеря массы не более 5%). От морозостойкости зависит долговечность строительных материалов в конструкциях, подвергающихся действию атмосферных факторов и воды. Марка по морозостойкости устанавливается проектом с учетом вида конструкции, условий ее эксплуатации и климата. Климатические условия характеризуются среднемесячной температурой наиболее холодного месяца и числом циклов попеременного замораживания и оттаивания по данным многолетних метеорологических наблюдений. Легкие бетоны, кирпич, керамические камни для наружных стен обычно имеют морозостойкость 15, 25, 35. Однако бетон, применяемый в строительстве мостов и дорог, должен иметь марку 50, 100 и 200, а гидротехнический бетон – до 500. Воздействие на бетон попеременного замораживания и оттаивания подобно многократному воздействию повторной растягивающей нагрузки, вызывающей усталость материала.

Испытание морозостойкости материала в лаборатории проводят на образцах установленной формы и размеров (бетонные кубы, кирпич и т.п.) перед испытанием образцы насыщают водой. После этого их замораживают в холодильной камере от -15 до -20 С, чтобы вода замерзла в тонких порах. Извлеченные из холодильной камеры образцы оттаивают в воде с температурой 15-20 С, которая обеспечивает водонасыщенное состояние образцов. базовые - первый (для всех видов бетонов, кроме бетонов дорожных и аэродромных покрытий) и второй (для бетонов дорожных и аэродромных покрытий); ускоренные при многократном замораживании и оттаивании - второй и третий; ускоренные при однократном замораживании - четвертый (дилатометрический) и пятый (структурно-механический). Для оценки морозостойкости материала применяют физические методы контроля и прежде всего импульсный ультразвуковой метод. С его помощью можно проследить изменение прочности или модуля упругости бетона в процессе циклического замораживания и определить марку бетона по морозостойкости в



циклах замораживания и оттаивания, число которых соответствует допустимому снижению прочности или модуля упругости.

К бетону, как материалу тоннельной обделки, предъявляется ряд требований:

- он должен обладать химической стойкостью к воздействию агрессивных подземных вод;

- выдерживать высокие статические и динамические механические нагрузки;

- быть устойчивым к перепадам температур и обладать морозостойкостью;

- противостоять образованию трещин и усадки.

Бетон является композитным материалом, поэтому его свойства определяются свойствами составляющих компонентов. Химическую стойкость бетона обеспечивает применение специальных химических добавок, выбор которых определяется свойствами подземных вод. Чтобы увеличить стойкость к механическим нагрузкам, надо тщательно подбирать гранулометрический состав заполнителя, уменьшать водоцементное отношение и применять пластификаторы, снижающие водопотребность смеси при той же подвижности, а также за счет тщательного уплотнения бетонной смеси. С возрастанием плотности бетона повышаются его механические, водонепроницаемые, морозостойкие свойства. Для уменьшения усадки бетона следует избегать применения бетонов с большим расходом цемента, при этом необходимо использовать крупные заполнители оптимального гранулометрического состава и обеспечивать влажный режим твердения бетона.

Учитывая требования к транспортным тоннелям по длительности срока их службы (не менее 100 лет), не армированная монолитная бетонная обделка, особенно в условиях континентального и резко континентального климата, не может обеспечить требуемого минимального срока её эксплуатации в течение 50 лет. Для увеличения срока службы обделки применяют железобетон, армированный стальным прокатом переменного сечения. Это в разы увеличивает прочностные характеристики материала обделки и обеспечивает большую её долговечность. Однако армирование бетона арматурной сталью вызывает значительное повышение трудоемкости возведения обделки и сроков ее сооружения из-за необходимости монтажа арматурного каркаса. Альтернативным вариантом традиционному железобетону является применение фиброармирования бетонов.

Фибробетон – это бетон, при изготовлении которого армирование осуществляется дисперсными волокнами (фибрами). Фибробетон обладает высокими прочностными характеристиками при ударных нагрузках, при работе на срез и при растяжении, водонепроницаемостью, морозостойкостью. Во многом эксплуатационные свойства фибробетона зависят от типа применяемой фибры. Сейчас активно применяются волокна из различных материалов — стали, стекла, полимеров, базальта, асбеста и т.д. Особый интерес представляет стальная фибра, вследствие оптимального соотношения стоимость/эффективность работы в бетоне. Например, при использовании стальной фибры достигается достаточная степень анкеровки фиброконструкций, что позволяет в полной мере использовать их прочность для наиболее эффективной работы в бетоне.

Армирование стальной фиброй позволяет достигать проектных характеристик строительных конструкций при меньшей металлоемкости и толщине обделок, чем при железобетоне, повышая при этом надежность при эксплуатации. Сталефибробетон (СФБ), армированный стальной фиброй, обладает особой устойчивостью к воздействиям внешних факторов.

Совмещение операций приготовления бетонной смеси для СФБ и её армирования снижает трудоемкость изготовления обделок. Приготовление фибробетона весьма технологично. Фиброконструкции в необходимом количестве добавляются в миксер с бетонной смесью перед её укладкой и перемешиваются в ней, как правило, не более 5



минут. При этом крупный наполнитель, используемый для приготовления бетона, не должен быть крупнее 20 мм.

Широко применяемые стальные фибры представляют собой пластинчатые или стержневые конструкции, вытянутые в одном направлении. Они просты в изготовлении. Геометрические формы фибры улучшают сцепление с бетоном, и увеличивают временного сопротивления фибры на разрыв, улучшая армирующие свойства. Однако при укладке фибробетона слоями, фибры могут располагаться длинной стороной параллельно укладываемым слоям, что ослабляет прочностные свойства бетона в направлении перпендикулярном слоям.



*Рис. Объемно-распорная конструкция элемента фибры*

Для предотвращения параллельной укладки элементов фибры, ее линейно-вытянутые виды можно заменить фиброй объемно-распорной конструкции (рис.). В каждом таком элементе фибры в единую конструкцию соединены четыре стержня или пластины, которые расходятся друг с другом под равными пространственными углами. Такой конструкцией будет обеспечиваться объемное равномерное армирование трехмерных структур – такая фибра более эффективно воспринимает усилия любого направления, и блокирует трещины со всех сторон, препятствуя их дальнейшему росту и развитию.

Дополнительными средствами, препятствующими развитию морозобойных трещин, являются инженерные мероприятия, уменьшающие водонасыщенность бетонных конструкций отделки: со стороны породного массива отделка должна быть надежно защищена гидроизоляцией с системой дренажа, а от конденсата со сторо-

ны внутреннего пространства тоннеля – специальной обработкой поверхности отделки гидрофобными составами.

Комплексный подход к решению задачи по предотвращению развития морозобойных трещин позволит значительно увеличить сроки межремонтной эксплуатации отделки тоннелей при повышении уровня безопасности их эксплуатации.

## **ВЛИЯНИЕ ДВИЖЕНИЯ ВСКРЫТЫХ ЗАПАСОВ НА ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЯ О РЕКОНСТРУКЦИИ РУДНИКА**

**Зайцева Е.В.,**

**научный руководитель канд. техн. наук Вохмин С.А.**

*Сибирский федеральный университет*

Эффективная работа рудника возможна лишь при оптимальной обеспеченности вскрытыми запасами, поскольку их недостаток или избыток сопровождается в конечном счете экономическими ущербами. Согласно методике расчета нормативов запасов руды (песков) по степени подготовленности к добыче на предприятиях Министерства цветной металлургии СССР, введенной в действие с 1976г., вскрытыми считают «балансовые запасы» месторождения или его части, находящиеся выше горизонта подсечения рудных тел вскрываемыми выработками (стволом с квершлагом, слепым стволом, квершлагом из основного откаточного штрека, штольной) и в которых намечено в дальнейшем проведение подготовительных выработок для эксплуатации месторождения, а также часть запасов, находящихся ниже горизонта подсечения рудных тел вскрываемыми выработками, если обеспечивается с данного горизонта проходка выработок и отработка этих запасов. [1].

Границы вскрытых запасов принимаются:

а) по восстанию – от горизонта подсечения вскрываемой горной выработкой до выхода рудного тела на поверхность или до вышележащего горизонта, над которым запасы отработаны.

б) по простиранию – в пределах шахтного поля, установленного проектом, до выклинки рудного тела или до крупных тектонических нарушений, переход через которые требует проведения обособленных горно-капитальных вскрываемых выработок.

Запасы руд в предохранительных целиках основных выработок, под транспортными путями, поверхностными зданиями и сооружениями, а также запасы руды в барьерных целиках учитываются особо и переводятся во вскрытые только после ликвидации охраняемых объектов или оформления в надлежащем порядке разрешения на выемку предохранительного целика.

Запасы во временных целиках, запроектированные к списанию в потери, исключаются из числа вскрытых и подготовленных запасов после их списания.

По степени разведанности к вскрытым запасам могут относиться запасы категорий А, В, С<sub>1</sub> и С<sub>2</sub>, удовлетворяющие перечисленным условиям [2].

Норматив вскрытых запасов представляет собой их минимальную величину, обеспечивающую гарантированное выполнение годовой производительности по добыче руды и металла. При этом полагается, что величина запасов месторождения, отдельных участков и блоков является постоянной, также неизменяемыми для вводимых в отработку блоков являются значения интенсивности проходки подготовительных и нарезных выработок, значения потерь и разубоживания руды.

Фактическая обеспеченность рудников вскрытыми запасами весьма различна. Величина запасов постоянно меняется и нормативы повсюду не соблюдаются. На рисунке 1 приведен пример одного из наиболее передовых рудников черной металлургии – Шерегешский. Из графика видно, что фактическая обеспеченность вскрытыми запасами составляет от 142 до 197 месяцев к плановой производительности при нормативе в 36 месяцев.



Изменения количества вскрытых запасов на руднике происходят за счет ввода новых горизонтов; в результате отработки с учетом потерь; в связи с приростом и списанием по данным доразведки месторождения.

Таким образом, на практике наблюдается резко скачкообразные изменения вскрытых запасов, но происходят они без определенной цикличности. Последнее объясняется тем, что при относительно постоянной производительности рудника как периоды, так и амплитуды колебаний зависят от природной концентрации запасов на этажах.

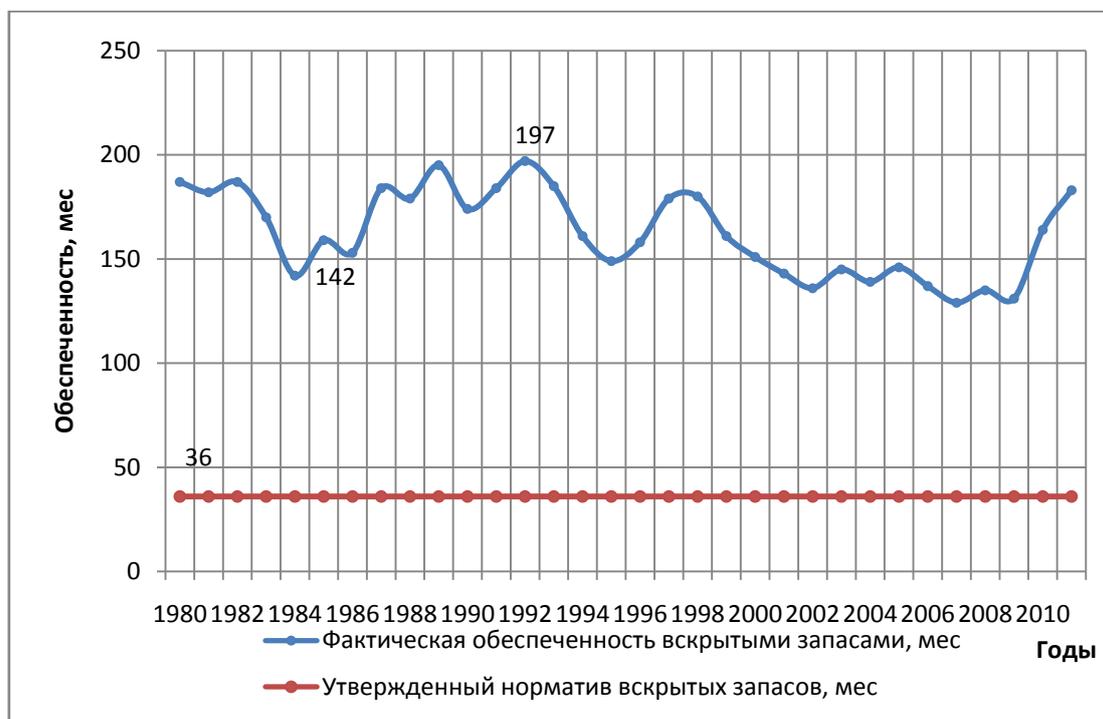


Рисунок 1. Динамика движения вскрытых запасов на Шерегешском руднике

Анализ движения вскрытых запасов показал что, общая обеспеченность вскрытыми запасами характеризуется следующим: во первых, в период 2001-2008 гг. вскрытые запасы практически не изменялись. Это происходит, главным образом, от того, что начатая незначительная добыча покрывается, а иногда и перекрывается приращением запасов в результате эксплуатационно-разведочных работ.

Кроме того, кривая движения вскрытых запасов сопровождается явно синусоидальным характером погашения. Годовая добыча последовательно возрастает и, достигнув максимума (1992 г) после отработки запасов этажа, тут же начинает последовательно уменьшаться. Начало спада приурочено, как правило, к моменту завершения вскрытия нижележащего этажа.

Также изменения вскрытых запасов в процессе эксплуатации аналогичны изменениям подготовленным запасам и зависят от характера работ [3]. Неравномерность технологических процессов горно-капитальных работ вызвана воздействием большого числа случайных факторов. В связи с этим, показатели, характеризующие эти процессы, изменяются в широких пределах. В методических рекомендациях по нормированию вскрытых запасов не отражен случайный характер технологических процессов горно-капитальных работ, при обосновании величины вскрытых запасов.

Существующий подход установления единых постоянных нормативов величин вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов не отвечает современным требованиям и не учитывает влияние ряда производственных факторов, таких как вероятностный характер ведения горных работ, структуру и взаимосвязь работ в блоке, отказы производственных процессов. Кроме того, выполнение горнодобывающими предприятиями постоянных нормативов практически невозможно, исходя из высокой динамичности горного производства. Запасы любой степени подготовленности вводятся большими объемами (этажи, горизонт, блок и т.д.), что приводит к резкому превышению установленного норматива.

Следовательно, для каждого конкретного рудника должны быть установлены нормативы минимальной обеспеченности вскрытыми, подготовленными и готовыми к выемке запасами. В свою очередь, эти нормативы необходимо рассчитывать с учётом надёжности технологических систем, принятых на конкретном горнодобывающем предприятии.

Рассчитанные нормативы обеспеченности вскрытыми запасами позволят установить последовательность ввода частей месторождения, принять решения об очередности дальнейшего строительства подземного рудника.

### Список литературы

1. Методика расчета нормативов запасов руды (песков) по степени подготовленности к добыче на предприятиях Министерства цветной металлургии СССР. – М.: 1975.- 55 с.

2. Инструкция по учету вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов руды и песков, классификации горных работ и порядке погашения затрат на их проведение на предприятиях Министерства цветной металлургии СССР (введена в действие с 1 января 1976 г.). - М.: 1975.- 59 с

3. Вохмин, С.А. К вопросу оценки обеспеченности Таштагольского рудника подготовленными и готовыми к выемке запасами / С.А. Вохмин, Н.Х. Загиров, Г.С. Курчин, Е.В. Зайцева // Маркшейдерия и недропользование - №3 -2014 – с.44-51.



## КОНТУРНОЕ ВЗРЫВАНИЕ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

**Карелин И.В.**

**научный руководитель канд. техн. наук Вохмин С.А.**

*Сибирский федеральный университет*

При проведении горных выработок различают два метода взрывных работ – обычное взрывание и контурное. *Обычное взрывание* получило чрезвычайно широкое распространение, несмотря на серьезные недостатки. Так, фактические контуры полостей выработок, как правило, не соответствуют проектным. Имеют место большие переборы и чрезмерные нарушения трещинами законтурного массива. Переборы породы являются причиной увеличения объёмов работ по погрузке и транспортировке породы и забутовке закрепного пространства, а при монолитной бетонной крепи – больших перерасходов бетона. Фактический коэффициент излишка сечения (КИС) достигает 1,25-1,30 при нормативном 1,03-1,05.

Трещины, возникающие в законтурном массиве, оказывают отрицательное воздействие на горные породы. Естественные прочность и устойчивость их значительно снижаются. Учащаются случаи деформации крепи и перекрепления выработок, на что затрачивается много времени и средств. В зависимости от типа и диаметра патронов ВВ, диаметра шпуров, прочностных показателей пород трещины распространяются в законтурный массив на глубину до 1,2-1,6 м в песчаниках и 1,6-2,2 – в сланцах.

Трещинообразование в законтурном массиве отрицательно влияет не только на прочность и устойчивость пород кровли и стенок горных выработок, но на безопасность работ, особенно в призабойном пространстве. Трещины также выступают аккумулятором ядовитых газов, образующихся при взрывных работах.

При проведении горных выработок с применением контурного взрывания недостатки, присущие обычному, исключаются.

*Контурное взрывание* – это технологический прием, заключающийся в установлении таких параметров зарядов и расположения оконтуривающих шпуров, при которых достигаются незначительные переборы породы и минимальное воздействие взрыва на законтурный массив. В результате воздействия создается сравнительно гладкая поверхность боков и кровли выработок и малая глубина нарушения законтурного массива, а полость приобретает правильную форму. Кроме того, повышаются устойчивость обнажений, безопасность работ и технико-экономические показатели. [1]

Контурное взрывание рекомендуется при проведении всех типов горных выработок: горизонтальных, наклонных и вертикальных, полевых и пластовых, капитальных и подготовительных.

В настоящее время в нашей стране и за рубежом предпринимаются попытки устранения недостатков, присущих обычному взрыванию, посредством внедрения методов контурного взрывания.

Одним из таких методов является метод разрушения горных пород сверхслабыми зарядами в непрерывном режиме ведения буровзрывных работ, успешно применяемый в США. Экспериментальные исследования, проведенные фирмой «Машин Дизайн Инженерс Инк.» в США показали, что разрушение скальных горных пород в забое выработки возможно производить с помощью шпуров диаметром 10 мм и



небольшой глубины (около одного метра). Заряд ВВ в каждом шпуре составлял 90 г при удельном расходе ВВ  $490 \text{ г/м}^3$  [2].

При обычном способе ведения буровзрывных работ в аналогичных условиях удельный расход ВВ составляет порядка  $2 \text{ кг/м}^3$ , а то есть в 4 раза больше, чем при предлагаемом методе. Газообразных продуктов взрыва при этом также выделяется меньше. Данный способ предполагает непрерывный процесс заряжания и взрывания одновременно четырех шпуров. Для этого было создано специальное оборудование с решением проблемы позиционирования исполнительных механизмов, безопасности манипуляций с непатронированными ВВ и их взрывания без применения детонаторов. Применение ВВ без оболочки и отсутствие детонаторов также снижает выделение ядовитых газов при взрыве. Применение коротких шпуров малого диаметра и малых зарядов в них, естественно, приводит к более точному оконтуриванию горной выработки с незначительными переборами породы, а также к минимальному нарушению приконтурного массива породы [2].

Контурное взрывание впервые применили в Швеции при строительстве гидротехнических сооружений для получения выработок с ровными гладкими стенами. В качестве ВВ использовался динамит в патронах диаметром 32-36 мм. В оконтуривающих шпурах применяли полупатроны. Их разрезали вдоль на две половинки. Эти полупатроны привязывали с промежутками (длина равна длине полупатрона) к деревянным планкам. Чтобы ВВ детонировало, к планкам привязывали также детонирующий шнур. Заряды в шпурах помещали так, чтобы планка находилась со стороны массива, а ВВ было направлено в сторону полости. Расстояние между оконтуривающими шпурами было значительно меньше, чем между остальными. После взрывных работ получалась выработка с очень ровными стенками без трещин и достаточно устойчивая [2]. На шахте “Пролетарская Глубокая” применение контурного взрывания практически ликвидировало процессы трещинообразования в законтурном массиве, устойчивость которого резко возросла. Это позволило увеличить глубину шпуров до 4 м, а подвигание забоя – до 3,6 м при той же продолжительности проходческого цикла и том же количественном составе проходческой бригады. Скорости проведения северного уклона и ходка северного уклона возросли с 70-80 до 110-120 м в месяц. Наряду с описанным, известно *контурное взрывание с предварительным оконтуриванием*. Его применяют в породах с коэффициентом крепости  $f < 4$ . По проектному контуру выработки бурят шпуры (скважины диаметром до 100 мм – на открытых работах) и заряжают их через один. Расстояние между рабочими и холостыми шпурами и заряд должны обеспечивать щель (тонкую трещину) между шпурами. В данном случае это расстояние должно быть в 3-4 раза больше, чем между шпурами щелевого вруба, т. е. расстояние между соседними скважинами или шпурами принимают равным четырем – шести их диаметрам.

На остальной площади забоя выработки располагают шпуры и заряды обычного диаметра. Оконтуривающие шпуры взрывают в первую очередь. Продукты взрыва, действуя на породу (хотя и слабую, но находящуюся в условиях многоосного сжатия), не вызывают в ней сильных нарушений, но прорезают между шпурами (скважинами) тонкую щель. Эта щель является экраном, препятствующим прохождению в законтурный массив ударных волн и напряжений, возникающих при взрыве основных шпуровых зарядов. Оконтуривающие шпуровые заряды должны быть взорваны не менее чем за 100 мс до взрыва первой серии основных зарядов. В подземных выработках данный метод применяют редко [2].

Способ предварительного щелеобразования находит применение в гидротехническом, транспортном и гражданском строительстве (Красоярская, Виллойская, Рагунинская, Чиркейская и другие ГЭС), при этом повышается



устойчивость бортов выемок, экономится бетон и уменьшается фильтрация через массив. Для этого был разработан ряд методов КВИН, ВИСС и др., позволившие обеспечить повышение устойчивости стенок выработок, уменьшение стоимости предохранительных мер и т.д.[3].

Способ предварительного щелеобразования был испытан на руднике Ниттис–Кумужье при проходке штрека по нарушенным перидотитам. При расстояниях между оконтуривающими шпурами от 0,3 до 0,4 м после взрывания их следы на стенках выработки прослеживались на 80-100% общей длины оконтуривающих шпуров [3]. При контурном взрывании применяют ВВ повышенной бризантности и работоспособности в патронах уменьшенного диаметра 28 мм с использованием инертных прокладок между патронами, добиваясь необходимого коэффициента заряжения шпуров. Так, например, в Великобритании для ВВ повышенной бризантности оптимальная величина заряда составляет 0,24–0,40 кг/м, а ВВ средней и малой работоспособности 0,40–0,56 кг/м. В экспериментах, проведенных в Канаде при проходке выработок компанией «Дюпон» и на золотых рудниках компании «ЛаманМайнинг», наилучшие результаты получены при расстоянии между шпурами, соответственно, 0,61-0,91 м и 0,46-0,6 м, линии наименьшего сопротивления 0,61-0,76 м, диаметра патронов ВВ – 22,2 мм и 16 мм, количество ВВ на 1 м шпура – 0,3 и 0,25 кг/м, коэффициента заряжения 0,6 и 0,29[3]. Способы контурного взрывания применялись при проходке выработок на строительстве Нурекской и Хром ГЭС. При проведении Гочианского грузового туннеля были установлены следующие параметры буровзрывных работ: расстояние между шпурами 40–50 см; линия наименьшего сопротивления 70–80 см; величина заряда – не более 0,3–0,4 кг на 2 пог. м; заряды – рассредоточенные с деревянными штифтами (12–15 мм) между патронами ВВ; контурные шпуры заряжались через один [3]. На угольных шахтах «Украина» и «Гвардейская» (Донбасс) проводились опыты по контурному взрыванию в выработках по породе. Установлено, что применение ВВ пониженной бризантности и рассредоточенных зарядов существенно улучшает эффект оконтуривания, а объем бурения увеличивается на 16% по сравнению с обычной технологией буровзрывных работ [3]. Анализ показал, что для проведения горных выработок контурным взрыванием необходимо выполнять следующие мероприятия:

- высокоточная реализация параметров, указанных в паспортах буровзрывных работ, т. е. надо точно размечать шпуры, а при бурении строго выдерживать углы наклона шпуров к поверхности забоя выработки;
- уменьшение в 2-4 раза против обычной энергии взрыва в оконтуривающих шпурах. Последнее достигается применением патронов ВВ уменьшенного диаметра.
- для достижения ровной поверхности контура целесообразно сближение зарядов и применение холостых шпуров.
- применение особого метода расчета параметров зарядов и расположения шпуров [2,3].

### Список использованной литературы

1. Специальные виды взрывных работ – контурное взрывание [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://geologinfo.ru/burovzryvnye-raboty/118-spetsialnye-vidy-vz>
2. Сборник трудов кафедры "СШ и ПС", ДонНТУ 2005 [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.uran.donetsk.ua/~masters/2009/ggeo/galoyan/library/2.htm>
3. Исследования контурного взрывания при проходке подземных горных выработок большого сечения в крепких породах Каракутанского месторождения [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://uz.denemetr.com/docs/769/index-332383-1.html?page=2>



## ВОЗВЕДЕНИЕ ПОСТОЯННОЙ ОБДЕЛКИ НОВОГО ТОМУСИНСКОГО ТОННЕЛЯ

Кирсанов А.К., Грибанова Д.А.  
научный руководитель канд. техн. наук Ермолаев В. Л.  
Сибирский федеральный университет  
Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Для производства работ по бетонированию постоянной обделки Томусинского тоннеля применяется горизонтально-перемещаемая механизированная металлическая опалубка SagaCogio на рельсовом ходу длиной 12 м (рис.).

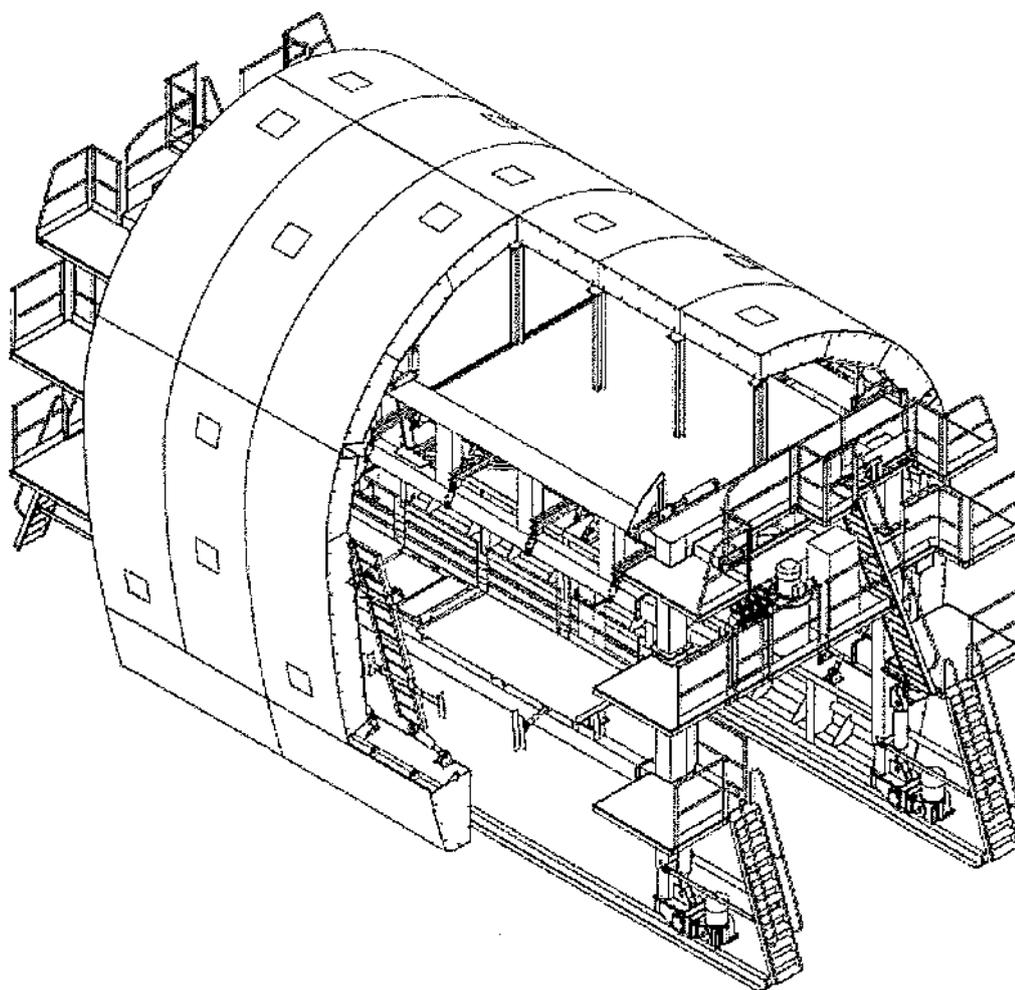


Рис. Механизированная металлическая опалубка SagaCogio.

Механизированная опалубка укомплектована электрическими площадочными вибраторами, закрепленными на оболочке опалубки для уплотнения бетонной смеси и образования гладкой внутренней поверхности “зеркала” обделки тоннеля. Для уплотнения бетонной смеси в заопалубочном пространстве применяются ручные глубинные вибраторы типа ИВ-136. Вибрирование выполняется через «окошки» предусмотренные в механизированной опалубке, по мере бетонирования, на трех уровнях.

Перед началом бетонирования постоянной обделки производятся следующие работы:

- очистка рабочей поверхности оболочки металлической опалубки от цементного “молока” и налипшего бетона;
- смазка рабочей поверхности металлической опалубки составом, исключаящим прилипание бетона к опалубке. В качестве смазки используется петрамин. При смазке опалубки не допускается попадание смазочного материала на элементы армокаркаса и гидроизоляцию;
- выставление металлической опалубки в проектное положение с инструментальным контролем маркшейдерской службой. Металлическая опалубка выставляется механизированным путем при помощи гидравлических домкратов;
- фиксирование металлической опалубки в проектном положении винтовыми домкратами;
- установка металлических трубок Ду 25 мм по своду с шагом 3 метра для проведения контрольного нагнетания за постоянную обделку тоннеля. Трубки устанавливаются на оболочку опалубки при помощи резьбовой шпильки с отступом от гидроизоляционного полотна на 50 мм, трубки затыкаются ветошью, для предотвращения закупоривания цементным молочком;
- монтаж торцевой опалубки из фанеры 5=20 мм и раскрепление при помощи уголка L10 по контуру опалубки, арматуры А-III Ø25-32мм.

Бетонирование обделки тоннеля производится в направлении от основания к своду одновременно по обеим сторонам опалубки. Бетоновод переставляется по высоте через каждые 2 метра. На сторону требуется не менее 2-х бетоноводов. Металлический рукав бетоновода опалубки Ø133 подсоединяется к бетононаосу «СІFАРС-506-309 EG». Подача бетона в бетононаос производится автобетоносмесителем «Transmix». Перед бетонированием, осуществляется промывка бетоноводов цементным молоком.

Бетонная смесь должна укладываться в конструкции горизонтальными слоями одинаковой толщины, без разрыва, с последовательным направлением укладки в одну сторону во всех слоях. После каждого уложенного слоя бетонной смеси необходимо выполнить уплотнение бетона ручными глубинными вибраторами ИВ-136. Шаг перестановки глубинных вибраторов в каждое технологическое «окно». Следует избегать касания глубинными вибраторами стержней арматуры, чтобы не допускать чрезмерного разжижения бетонной смеси и снижения сцепления арматуры с затвердевшим бетоном. Уплотнение бетонной смеси глубинными вибраторами должно выполняться до отсутствия появления пузырьков воздуха, выступания цементного молока на поверхности уплотняемой бетонной смеси и принятия укладываемой смеси горизонтального слоя. Параллельно производится включение площадочных вибраторов в зоне свежееуложенной бетонной смеси для образования гладкой внутренней поверхности “зеркала” бетонной обделки тоннеля (вибрация площадочными вибраторами выполняется не менее 20сек). При укладке последующих слоев, включение площадочных вибраторов, затрагивающих предыдущий слой запрещается.

При укладке бетонной смеси в свод обделки, бетоновод монтируется на опорном ролике, установленном в проем на верхней секции опалубки. Бетоновод устанавливается на расстоянии 2 метра от готовой постоянной обделки тоннеля. По мере заполнения пространства свода бетонной смесью бетоновод смещают от готовой обделки, до полного заполнения пространства свода бетонной смесью.



## РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОВЕДЕНИЯ ОПЫТНЫХ ВЗРЫВОВ НА ДЖУСИНСКОМ ПОДЗЕМНОМ РУДНИКЕ

**Кирсанов А.К., Грибанова Д.А.**  
научные руководители канд. техн. наук **Вохмин С.А.,**  
канд. техн. наук **Курчин Г.С.**  
*Сибирский федеральный университет*

Буровзрывные работы (БВР) оказывают большое влияние на фактические размеры и качество оконтуривания выработки, а также и на все последующие процессы, связанные как с проходкой, так и с непосредственной добычей полезного ископаемого. В этой связи, при проведении горизонтальных и наклонных горных выработок к БВР стали предъявлять повышенные требования в части обеспечения необходимого развала породы после взрыва и качественного её дробления, высокой устойчивости выработок и оконтуривания их соответственно проектным размерам.

Традиционные методы расчёта основных параметров БВР при проходке подземных горных выработок шпуровыми зарядами, в большинстве случаев представляют собой зависимости от удельного расхода взрывчатого вещества (ВВ) [1,2]. Недостатком этого подхода является, то, что используемые при расчётах коэффициенты имеют весьма широкий диапазон изменения и принимаемые их значения зависят чаще от уровня подготовки и интуиции специалиста, выполняющего расчёты. В результате, параметры БВР могут устанавливаться не совсем корректно, что в значительной мере сказывается на эффективности ведения взрывных работ. Таким образом, существующие методики не всегда дают требуемые результаты. Основной причиной этого может служить как компетенция специалиста, выполняющего расчёты, так и различного рода факторы, не учтённые при разработке методики.

В связи с этим актуальной задачей является разработка принципиально новой методики расчёта параметров БВР.

Принципиально отличаются методики, расчёт которых основывается на определении параметров зон разрушения породного массива [3,4]. Согласно данным методикам, при взрыве удлинённого цилиндрического заряда ВВ в массиве образуется две основные зоны разрушения: зона смятия и зона трещинообразования в виде цилиндра вдоль заряда.

Предлагаемая методика расчёта параметров БВР также базируется на определении зон разрушения породного массива [5], согласно «новой теории разрушения горных пород удлинёнными зарядами ВВ», предложенной Б.Н. Кутузовым и А.П. Андриевским [3].

В зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий строительства горной выработки, расчёт радиуса зоны смятия производится по следующей формуле [5]:

$$R_{см} = d_b \sqrt{\frac{\rho \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d_b^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^2}{8 \cdot \sigma_c}}, \text{ м}, \quad (1)$$

где  $d_b$  – диаметр заряжаемого шпура (скважины), м;  $\rho$  – плотность ВВ в заряде, кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma_c$  – предел прочности пород на сжатие, Па.



Далее следует расчёт радиуса зоны трещинообразования [5]:

$$R_{mp} = 0,7 \cdot R_{cm} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot ((11,794 \cdot \rho - 7080) \cdot d_b^{0,00057 \cdot \rho - 0,46})^2 \cdot d_b}{8 \cdot \tau_{cp} \cdot R_{cm}}}, \text{ м}, \quad (2)$$

где  $R_{cm}$  – радиус зоны смятия, м;  $\tau_{cp}$  – предел прочности разрушаемого массива на срез ( $0,1 \div 0,02 \cdot \sigma_{сж}$ ).

Для расстановки ряда оконтуривающих шпуров используется величина линии наименьшего сопротивления, рассчитываемая по следующей зависимости:

$$W = R_{mp} \cdot \cos(0,5 \cdot \alpha), \text{ м}, \quad (3)$$

где  $R_{mp}$  – радиус зоны трещинообразования, м;  $\alpha$  – минимальный угол образующейся взрывной воронки  $\alpha=60^\circ$ .

После вышеуказанных вычислений по определению основных параметров БВР, производится графическое построение паспорта. При этом, изменение расстояния от расчётного параметра допустимо не более чем на  $\pm 10\%$ .

По предлагаемой методике на Джусинском подземном руднике были проведены опытно-промышленные взрывы, результаты которых представлены ниже.

Опытно-промышленные испытания проводились в период с 05.03.15 г. по 19.03.15 г. На основе исходных данных (табл.1), были рассчитаны основные параметры паспорта БВР (табл.2), по которым графически был построен паспорт БВР (рис.1). Апробация проводилась в выработке сечением  $20,0 \text{ м}^2$  (Водосборник, горизонт -30м).

Таблица 1. Исходные данные для расчёта паспорта БВР

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
			Аммонит 6ЖВ
Плотность ВВ в заряде	$q$	кг/м <sup>3</sup>	1100
Скорость детонации ВВ	$D$	м/с	3316
Радиус заряда	$r\phi$	м	0,016
Предел прочности на сжатие	$\sigma_{сж}$	Па	100000000
Предел прочности на срез	$\tau_{cp}$	Па	10000000
Длина врубовых шпуров	$l_{ш}$	м	3,2
Длина основного комплекта шпуров	$l_{ш}$	м	3,1
Диаметр компенсационных скважин	$d_0$	м	0,063

Таблица 2. Характеристики основных параметров зоны регулируемого дробления

Наименование	Обозначение	Ед. изм.	Значение
			Аммонит 6ЖВ
Радиус зоны смятия	$R_{cm}$	м	0,124
Радиус зоны трещинообразования	$R_{тр}$	м	0,776
Линия наименьшего сопротивления	$W$	м	0,672



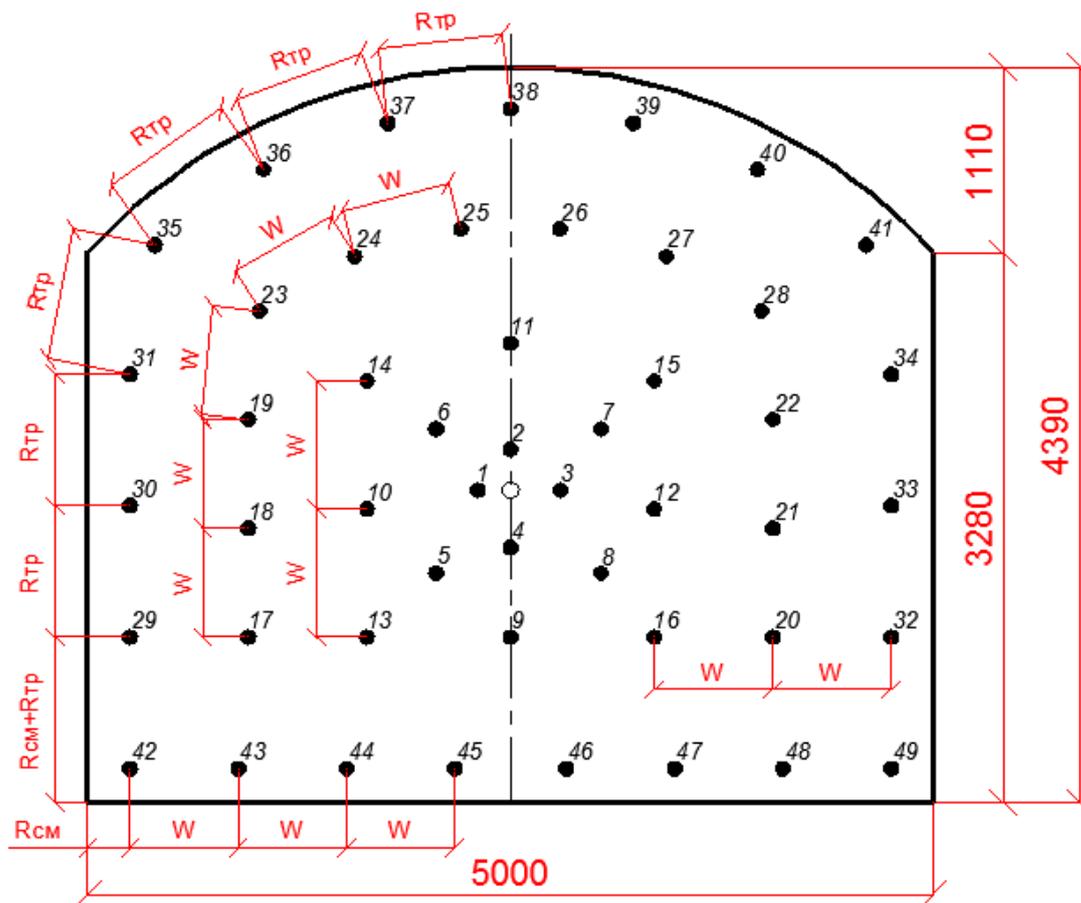


Рис. 1. Паспорт буровзрывных работ, разработанный по предлагаемой методике

Основные показатели действующего, и разработанного по новой методике паспортов БВР приведены в таблице 3.

Таблица 3. Основные показатели паспортов БВР

Показатели	Паспорт БВР, используемый на руднике	Паспорт БВР, разработанный по предлагаемой методике	Разница
Общее количество шпуров, шт.	52	50	-2
Количество врубовых шпуров, шт.	4	4	0
Количество компенсационных шпуров, шт.	1	1	0
Количество вспомогательных (отбойных) шпуров, шт	25	24	-1

Количество оконтуривающих шпуров, шт	22	21	<b>-1</b>
Расход ВВ (Аммонит №6ЖВ), кг:	133,4	118,4	<b>-15,0</b>
Объем бурения, шм	162,2	156,0	<b>-6,2</b>
Фактический КИШ	0,9	0,95	<b>+5%</b>

Из сравнения данных показателей видно, что при уменьшении общего объема бурения на 6,2 шм. и снижения расхода ВВ на 15,0 кг, показатели взрывных работ улучшаются – КИШ возрос до 0,95 без снижения качества оконтуривания выработки и дробления отбиваемой породы.

Работа в данном направлении ведётся в рамках гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых российских учёных – кандидатов наук – МК-5475.2015.8. Поддержка данных опытно-промышленных экспериментов осуществлена в рамках благотворительной деятельности, на средства, предоставленные Фондом Михаила Прохорова.

#### Список литературы

1. Покровский, Н.М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей. 6-е издание М. Недра, 1977. – 400 с.
2. Друкованый, М.Ф. Справочник по буровзрывным работам /М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э.О. Миндели, К.И. Иванов, В.И. Ильин // М.:Недра, 1976 – 631 с.
3. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ. Новосибирск: Наука, 2002. 96 с.
4. Szuladzinski G. Response of rock medium to explosive borehole pressure. Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4, Vienna, Austria. 1993. p. 17–23.
5. Методика расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок / С.А. Вохмин, Г.С. Курчин, А.К. Кирсанов, П.А. Дерягин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. – 2014. – № 4 (48). – С. 5-9.



## КРАТКИЙ ОБЗОР СУЩЕСТВУЮЩИХ МЕТОДИК РАСЧЁТА ЗОН РАЗРУШЕНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА

Кирсанов А.К., Лаптева К.Н., Абдыева Д.С.  
научные руководители канд. техн. наук Вохмин С.А.,  
канд. техн. наук Курчин Г.С.

Сибирский федеральный университет  
Институт горного дела, геологии и геотехнологий

Для эффективного разрушения массива горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых во всём мире уже давно применяют технологию буровзрывных работ (БВР). По мнению ведущих учёных в области горного дела, взрывное разрушение пород в обозримом будущем останется безальтернативной основой большинства горных технологий [1].

Современные тенденции при проходке горных выработок часто требуют применения технологии буровзрывных работ на высоком уровне. С помощью взрывных работ происходит не только отбойка породы с фронтальной части забоя, видимая невооружённым глазом, но и законтурное действие взрыва, которое в свою очередь может производить нежелательные повреждения, что зачастую приводит к увеличению затрат при проходке и проблем с безопасностью работы персонала.

Для уменьшения нежелательных законтурных повреждений и способности прогнозировать эти самые повреждения во время ведения взрывных работ, в настоящее время создается достаточно большое количество методик, основанных на определении параметров зон разрушения породного массива при взрыве. При построении такой методики, очень важен мониторинг ключевых показателей, влияющих на моделирование взрывного процесса. В результате некоторого понимания взаимодействия различных процессов в момент взрыва удлинённого заряда взрывчатого вещества (ВВ) в последние десятилетия различными учёными были достигнуты значительные успехи при разработке таких методических подходов. Так, при взрыве удлинённого заряда ВВ в горном массиве, исследователи выделяют две основные проявляемые зоны разрушения [1-5]:

1. Зона смятия (раздавливания, сжатия, ударная зона, зона мелкого дробления);
2. Зона трещинообразования (зона радиальных трещин);

Для дальнейшего удобства восприятия, эти зоны будут именоваться как зона смятия, зона трещинообразования и зона упругих деформаций. Эти зоны различаются по своим размерам и характеризуют различные этапы разрушения породы вокруг взрываемого шпура (рис.1).

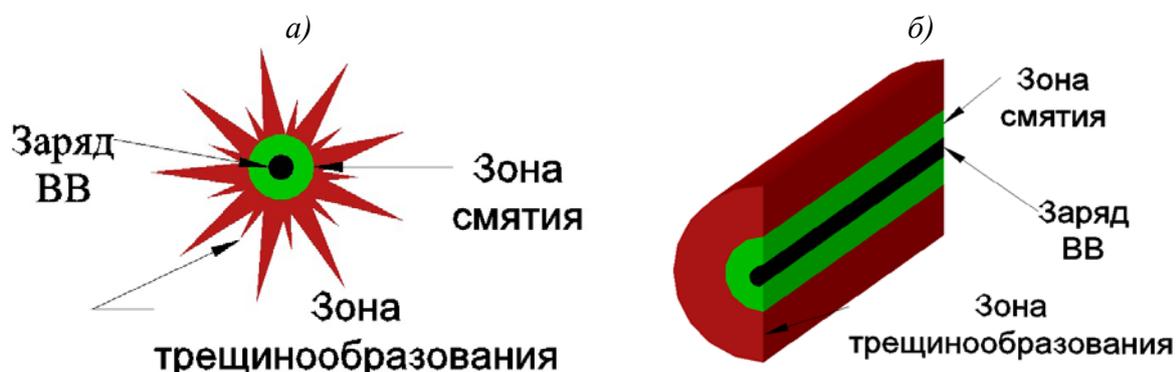


Рис. 1. Схема формирования основных зон разрушения вокруг взрываемого шпура

Анализ современного состояния БВР показывает, что за последние десятилетия выполнен значительный объём исследований по совершенствованию и разработке новых методик расчёта параметров БВР [1-5]. Однако до настоящего момента не разработано единой методики расчёта, которая учитывала бы все факторы и объясняла механизм образования трещин вокруг взрываемого заряда и сам процесс разрушения горной породы.

Ниже приведены некоторые из существующих методик определения параметров буровзрывных работ на основании расчётных зон разрушения.

Таблица 1. Существующие методики расчёта зон разрушения породного массива

Автор	Формулы		Примечания
	$R_{CM}$	$R_{TP}$	
Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. [1]	$R_{CM} = d_b \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_c}}$	$R_{mp} = 0,7 \cdot R_{cm} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot D^2 \cdot d_b}{8 \cdot \tau_{cp} \cdot R_{cm}}}$	d – диаметр шпура, м; ρ – плотность ВВ, кг/м <sup>3</sup> ; D – скорость детонации, м/с; σс – предел прочности пород на сжатие, Па; τср – предел прочности разрушаемого массива на срез (τср можно определить как (0,1-0,02)·σсж, Па.
Ракишев Б.Р. [2]	$R_{CM} = r_{IP} \cdot \left( \frac{\gamma C^2}{5 \cdot \sigma_c} \right)^{\frac{1}{2}}$	$R_{TP} = R_{CM} \cdot \frac{\nu}{1 + \nu} \cdot \frac{\sigma_c}{\sigma_p}$	гпр – предельный радиус взрывной полости; у – плотность породы; С – скорость звука в породе; ν – коэффициент Пуассона; σс – предел прочности пород на сжатие; σр – предел прочности пород на растяжение.



<p>Сцуладзинский Г. [3]</p>	$R_{CM} = \sqrt{\frac{2r_b^2 p Q_{EF}}{\sigma_c}}$	<p><math>R_b</math> – радиус шпура, мм;  <math>\rho</math> – плотность взрывчатого вещества, кг/мм<sup>3</sup>;  <math>Q_{EF}</math> – эффективная энергия взрывчатого вещества;  <math>\sigma_c</math> – предел прочности пород на сжатие, Па.</p>
<p>Джорджевич Н. [4]</p>	$R_{CM} = \frac{r_b}{\sqrt{\frac{24 \cdot \tau_p}{P_b}}};$ $P_b = \frac{P_{CJ}}{2};$ $P_{CJ} = \frac{p_0 D_{CJ}^2}{4}$	<p><math>R_b</math> – радиус шпура, мм;  <math>\tau_p</math> – предел прочности пород на разрыв, Па;  <math>P_b</math> – давление в шпуре, Па;  <math>P_{CJ}</math> – скорость детонации, м/с.</p>
<p>Канчиботла С.С. и др. [5]</p>	$R_{CM} = r_b \sqrt{\frac{P_b}{\sigma_c}}$	<p><math>R_b</math> – радиус шпура, мм;  <math>P_b</math> – давление продуктов детонации, Па;  <math>\sigma_c</math> – предел прочности пород на сжатие, Па.</p>

Исходя из анализа приведённых выше методик расчёта зон разрушения породного массива, можно отметить, что все они затрагивают частные случаи и работают в определённых условиях. Некоторые методики применимы только для монолитных массивов.

Тем не менее, рассмотренные методики расчёта параметров БВР могут применяться при проектировании и непосредственном ведении взрывных работ при строительстве горизонтальных и наклонных горных выработок.

Подводя итог, можно сказать, что работа по определению рациональных параметров БВР осложняется тем, что необходимо учитывать всё многообразие горно-геологических и горнотехнических условий строительства горных выработок. Разработанная методика должна быть выгодна как с точки зрения эффективности использования ресурсов, так и с точки зрения безопасности производства работ при строительстве горных выработок и экономики горнодобывающего предприятия.

Данные исследования проводятся коллективом кафедры «Шахтное и подземное строительство» в рамках гранта Президента Российской Федерации для государственной поддержки молодых ученых-кандидатов наук – МК-5475.2015.8.



### Список литературы

1. Кутузов Б.Н., Андриевский А.П. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлиненными зарядами взрывчатых веществ. Новосибирск: Наука, 2002. 96 с.
2. Ракишев Б.Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления // Взрывное дело. 2010. № 103-60. С. 53-65.
3. Szuladzinski G. Response of rock medium to explosive borehole pressure. Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4, Vienna, Austria. 1993. p. 17–23.
4. Djordjevic N. Two-component of blast fragmentation. Proceedings of the Sixth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast 1999, South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, South Africa. 1999. p. 213–9.
5. Kanchibotla S.S, Valery W, Morrell S. Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding. Proceedings of Explo'99—A Conference on Rock Breaking. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Kalgoorlie, Australia, 1999. p. 137–44.



## ИНЖЕНЕРНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ТОННЕЛЯ НА УЧАСТКЕ АРТЫШТА-ТОМУСИНСКАЯ ЗАПАДНО-СИБИРСКОЙ ДОРОГИ

Лазова Е.Н., Фролова А.С.  
научный руководитель Требуш Ю.П.  
Сибирский федеральный университет

На участке Артышта-Томусинская Западно-Сибирской дороги в настоящее время действует однопутный тоннель. Этот небольшой однопутный участок на двухпутном перегоне сдерживает пропуск поездов. Чтобы снять проблему, было решено параллельно со старым на расстоянии в 30 м от него, построить новый тоннель.

Разработка данного тоннеля длиной 1158 м подразделяется на этапы:

1. Разработка калотты тоннеля – верхней части тоннеля высотой 6,26 метра.
2. Разработка штроссы тоннеля – нижней части тоннеля высотой 3,58 метра.
3. Крепление тоннеля постоянной монолитной бетонной крепью.

### **Разработка калотты тоннеля.**

Для врезки и разработки калотты тоннеля выполняется отсыпка пандуса скальным грунтом на высоту - 3,58 м и длину - 17,00 м, угол уклона пандуса не должен превышать 15°. Проходка калотты тоннеля осуществляется тоннеле-проходческим комбайном Sandvik MT520. Длина заходки составляет 1,0 м. Места недоступные для рабочего органа проходческого комбайна дорабатываются отбойными молотками с подвесных полков с 1-го, а затем со 2-го яруса (рисунок 1). Данная технология работ обеспечивает точное оконтуривание сечения выработки.

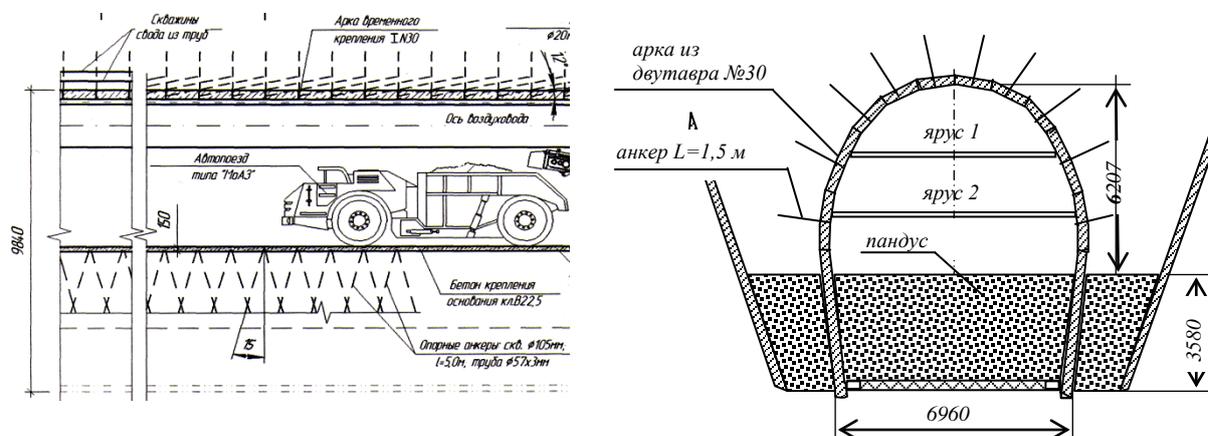


Рисунок 1. Разработка калотты тоннеля

Отбитая горная масса грузится в автопоезд МоА3374051-9586.

По мере проходки калотты, после уборки разработанной породы и перед началом выполнения работ по проходке следующей заходки, производится монтаж временного крепления из арки двутавра №24, устанавливаемых с шагом 1 метр. Раскрепление арки в породу выполняется посредством клинощелевых анкеров диаметром 20 мм и длиной 1500 мм. Монтаж двутавровой арки временного крепления производится после откатки проходческого комбайна от забоя. По своду выработки с подвесных полков бурятся шпурсы диаметром 42 мм и длиной 1400 мм. Бурение выполняется перфоратором ПП-54 по заранее, размеченной маркшейдерской службой,

сетке. Отклонения диаметра и длины шпуров от указанных в проекте не должны превышать соответственно 1 мм и 5 см.

На установленные анкера производится раскрепление частей арки временного крепления. Арка состоит из 4 частей различных размеров, элементы арок объединяются при помощи болтовых соединений, через накладку, монтируемую на сварку к торцам элементов арки.

Крепление элементов арки к анкерам осуществляется при помощи сварки. Монтаж частей арки осуществляется снизу вверх в обе стороны, при помощи рандбалок.

Раскрепление арок между собой, в продольном направлении, производится при помощи металлических скоб, для этого в элементах арок предусмотрены втулки из отрезков труб размером 025x2,5 мм (рисунок 2).

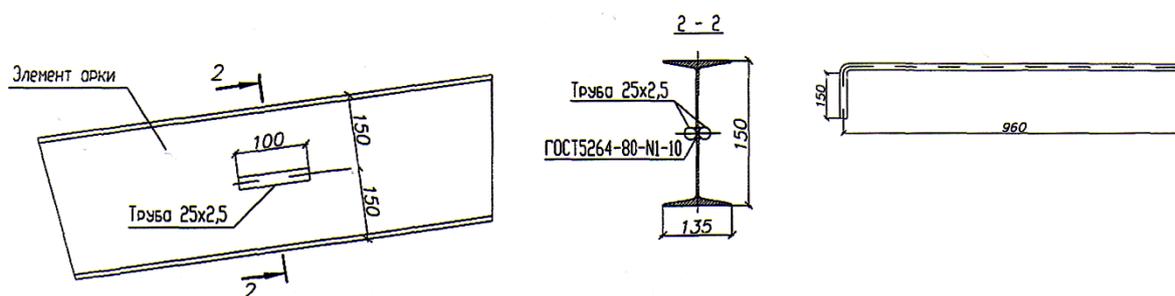


Рисунок 2. Крепления арок из двутавра между собой с помощью скоб

По внутренним полкам арки из двутавра №24 производится набор опалубки из досок толщиной 40 мм с последующим укладкой бетона. Раскрепление опалубки производится арматурой диаметром 32мм через металлические скобы, приваренные к внутренним полкам арки двутавра. Укладка бетона класса В25 в опалубку осуществляется бетононасосом СИФА. Уложенный бетон уплотняется глубинными вибраторами ИВ-136. Бетон укладывается в опалубку слоями. Высота слоя уплотняемого бетона равна 34,5 см. Распалубку бетонной обделки допускается производить при достижении бетоном 75% прочности.

После снятия опалубки за бетон временной крепи производится первичное и контрольное нагнетание, осуществляемое раствором нагнетателем НБ-63/4,0. Доставка раствора к месту производства работ осуществляется автобетоносмесителем. Целью нагнетания является заполнение пустот за бетоном временного крепления через пробуренные скважины. Скважины для первичного нагнетания располагаются по периметру временной крепи с шагом 3.5 метров. Расстояние между рядами скважин первичного нагнетания (вдоль выработки) составляет 5.0 метров. Скважины должны быть забурены в грунт на 15-20 см.

Первичное нагнетание за обделку производится на расстоянии 40-50 метров от забоя, после демонтажа опалубки временной крепи последовательно в оба борта тоннеля в два симметрично расположенных, относительно вертикальной оси, отверстия. Нагнетания в сводовую часть обделки производится после завершения нагнетания в стены тоннеля, переходя от ниже расположенных к выше расположенным скважинам. Процесс нагнетания раствора производится непрерывно до прекращения поглощения раствора или до наступления «отказа». Первичное нагнетание выполняется под давление 0,5 МПа.

Контрольное нагнетание производится не ранее чем через 5-7 суток после окончания первичного нагнетания. Скважины для контрольного нагнетания располагаются

в шахматном порядке между скважинами для первичного нагнетания. Контрольное нагнетание за монолитную обделку производится под давлением 0,4 МПа.

### **Разработка штроссы тоннеля.**

Разработка штроссы ведется заходками по 1,0 м при помощи проходческого комбайна Sandvik MT520 и автопоездом МоА3374051-9586. Зоны не доступные комбайну разрабатываются вручную отбойными молотками.

При этом разработка штроссы на полное сечение ведется в два этапа (рисунок 3):

*Этап 1.* Разрабатывается южный борт штроссы заходками по 1,0 м, с установкой стоек арки из двутавра на каждой заходке, монтажом опалубки и бетонированием «черновой» обделки.

*Этап 2.* С отставанием 10 м от южного борта штроссы производится доработка северного борта, так же с устройством временной крепи на каждой заходке.

Стойки арок временного крепления устанавливаются аналогично монтажу временного крепления колоты.

Стыковка стоек арки временного крепления со сводовой частью арки, выполняется посредством объединения металлических опорных накладок при помощи болтов с последующей обваркой по периметру.

С отставанием 50 м от забоя производится установка опорных анкеров в виде анкер-труб. Бурение шпуров под опорные анкера производится при помощи бурового станка ПБ-100. Длина скважины составляет - 5,0 м, диаметр 105 мм. Опорные анкера из перфорированной трубы 57х3 мм устанавливаются под углом 60° к горизонту в поперечной плоскости арки. Через перфорированную трубу в скважину производится закачка бетонной смеси состава 1:1. Крепление анкера-трубы к арке временного крепления производится при помощи металлической пластины 150х300х10. Анкер-труба приваривается к пластине, а пластина, в свою очередь, крепится сваркой, к арке временного крепления (рисунок 3). По внутренним полкам арки устанавливается опалубка с последующим укладкой бетона. Раскрепление опалубки, укладка бетона и его уплотнение осуществляется по технологии аналогичной данным работам в калотте.

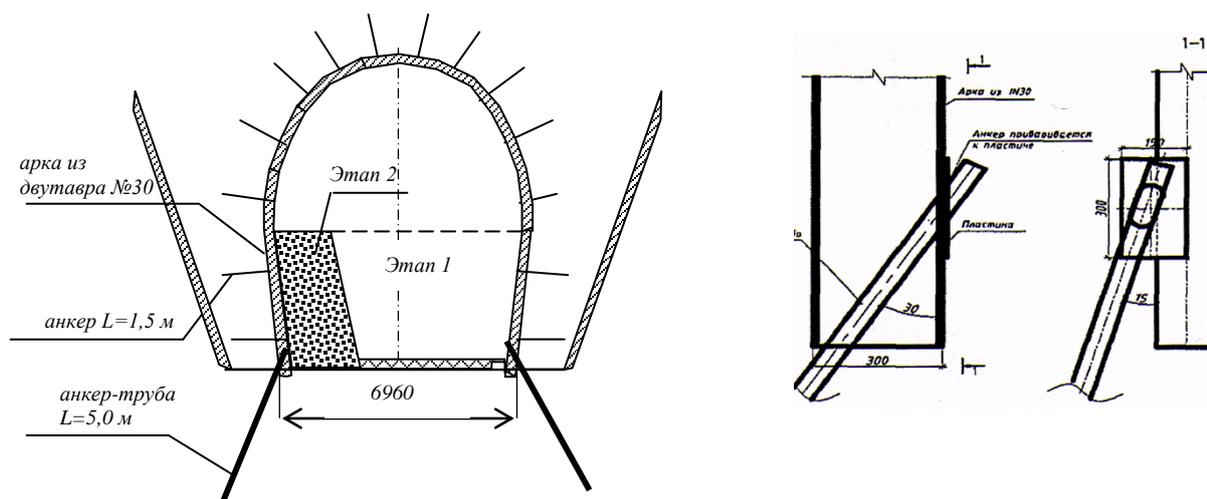


Рисунок 3. Схема разработки штроссы и установки опорных анкеров.

После выемки породы по всей длине штроссы, почва тоннеля выравнивается и на ней обустраивается бетонное основание толщиной 200 мм с укладкой по стенкам тоннеля дренажных труб диаметром 200 мм.

***Крепление тоннеля постоянной монолитной бетонной крепью.***

Позже, когда проходка закончится, тоннель обшивают армокаркасом и накладывают ещё один слой бетона. Для возведения постоянной монолитной железобетонной отделки объекта используется японская механизированная опалубка Saga Kogio, что даёт возможность бетонировать тоннель цельными блоками по 12 м. Расчётная толщина полной отделки свода тоннеля – 46 см, стен – 60 см.





УДК 622.25

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ЖЕЛЕЗОБЕТОННОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ НА РУДНИКАХ ЗФ ОАО «ГМК «НОРИЛЬСКИЙ НИКЕЛЬ»

Лушников П.В., Гладких А.А.,  
научный руководитель канд. техн. наук Урбаев Д.А.  
Сибирский федеральный университет

Анкерное крепление в настоящее время является одним из основных видов крепления горных выработок на рудниках Норильского пром. района. В целях снижения себестоимости, а также повышения безопасности ведения горных работ производится осмотр крепи и проверяется несущая способность железобетонных штанг. Железобетонная анкерная крепь представляет собой сочетание двух материалов: цементно-песчаного раствора и металлической арматуры. Штанга образуется в результате заполнения бетоном шпура и введения армирующего стержня. Успешная работа железобетонной штанги в течение длительного времени обеспечивается сцеплением бетона с арматурой и породой стенок шпура. В соответствии с действующими регламентирующими документами (РТПП-043-2004) контроль несущей способности установленных штанг производят не реже 2 раз в месяц, но не ранее чем через 24 часа с момента установки. Испытанию подвергают не менее 1 % установленных штанг. В настоящее время на большинстве предприятий горной промышленности несущая способность железобетонных штанг оценивается с помощью выдергивания анкеров гидравлическим домкратом с фиксацией величины прикладываемой нагрузки. Несущая способность железобетонных штанг в возрасте 24-х часов должна быть не менее 25 кН, в 10-15 суточном возрасте не менее 70 кН. Если проверкой установлено, что прочность штанг менее 25 кН или 70 кН при первом и втором испытаниях соответственно, то на этом участке необходимо определить несущую способность еще 3-5 штанг, расположенных рядом. В случае несоответствия несущей способности штанг регламентированной величине, крепь на принимаемом участке бракуют, а данный участок должен быть перекреплен. На рудниках ЗФ ОАО «ГМК «Норильский никель» для определения несущей способности штанговой крепи нашли применение следующие методы и соответствующие им приборы: - с помощью динамометрического ключа ДК-1, согласно инструкции по применению; - с помощью приборов типа ПКА-1, ПКА-3, ВШГ-20 и ДМШ-1 (рис. 1, табл.1).



а - ВШГ-20; б – ПКА-3; в – ПКА-1

Рисунок 1. Приборы для испытаний анкерной крепи

Применение данных методов сопровождается большими затратами труда и времени. Как видно из таблицы, существующие приборы имеют большие габариты и



массу. Конструкция приборов не позволяет качественно вести контроль несущей способности анкеров, установленных под углом  $60^\circ$  к продольной оси выработки. Кроме этого, выдергивание анкеров связано с опасностью обрушения кровли из-за дополнительных нагрузок.

Таблица 1.

Основные технические характеристики	Приборы контроля	
	ПКА-1	ПКА-3
Максимальное тяговое усилие, кН	110	300
Масса общая, кг	8,8	20,9

Отсюда вытекает задача перехода от разрушающих методов оценки несущей способности к применению менее трудоемких экспресс-методов (ультразвуковой, геофизический и т.д.) контроля качества установки анкеров, что позволит снизить трудозатраты, увеличить производительность и обеспечит безопасные условия труда. Также применяемые при данных методах приборы должны отличаться простотой использования и легкостью установки.

Известны исследования по разработке метода контроля анкерной крепи. В основе положен неразрушающий метод контроля, а именно акустический контроль и его разновидность – спектральный метод свободных колебаний (интегральный). Сущность данного метода заключается в следующем. Объект контроля подвергают удару специальным молотком. Ответный звук принимают микрофоном и при помощи специальной аппаратуры анализируют его частотный спектр. По характеру спектра судят о наличии или отсутствии дефектов в объекте контроля. В нашем случае делают вывод о недостаточно качественном закреплении штанги в шпуре.

Известен похожий прибор и метод определения растягивающих напряжений, действующих на анкеры в кровле выработки [5]. Устройство включает молоток для создания вибраций в анкер, в результате чего образуется звуковой импульс, микрофон, чтоб распознать импульс, компаратор (блок сравнения) имеющий зарегистрированный звук или звуки, посредством чего оператор может сопоставить вызванный звуковой импульс с зарегистрированным звуковым импульсом, чтобы определить нагрузку, действующую на анкер. Компаратор может включать диапазон звуков, или может включить функцию переменной скорости, посредством чего подача зарегистрированного звука может быть различна, пока вызванный звук не подобран. Сравнение вызванного звука с зарегистрированным звуком обеспечивает установление характера растягивающей нагрузки. В целом прибор прост по конструкции и в эксплуатации, мобилен – может переноситься и управляться единственным оператором (рис. 2).

Таким образом, применение данного метода и приборов позволит избежать отрицательных последствий от использования традиционного метода контроля несущей способности железобетонных штанг и обеспечит приемлемый уровень достоверности полученных данных. Кроме того, будет достигнут рост эффективности мероприятий по поддержанию горных выработок.



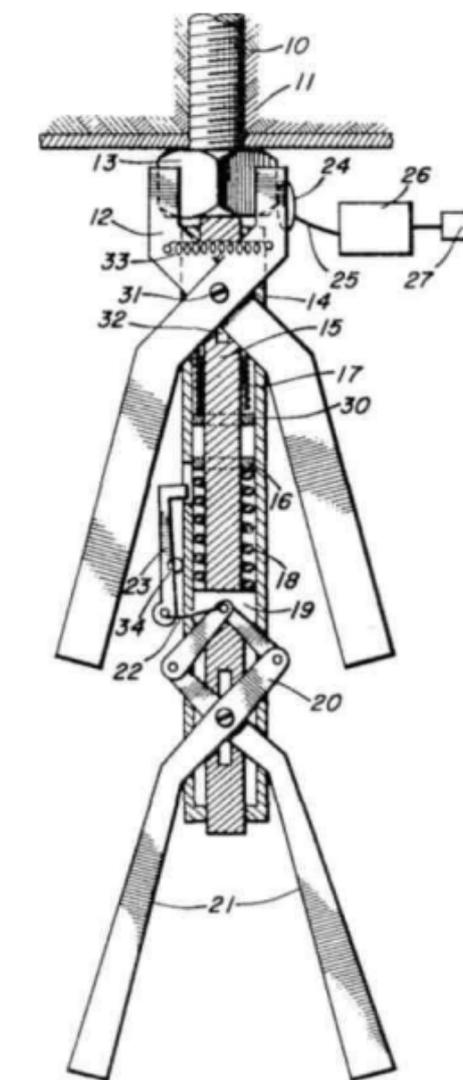


Рисунок 2. Устройство по U.S. Pat. 4,152,929

### Список литературы

1. ГОСТ Р 52042-2003. Крепи анкерные. Общие технические условия.
2. ГОСТ 18353-79. Контроль неразрушающий. Классификация видов и методов. М., 1979.
3. ГОСТ 20415-82. Контроль неразрушающий. Методы акустические. Общие положения. М., 1982.
4. Методы неразрушающего контроля. Н. И. Кашубский, А. А. Сельский, А. Ю. Смолин, А. А. Кузнецов, В. И. Афанасов. Красноярск : ИПК СФУ, 2009.
5. U.S. Pat. 4,152,929.



## **ВЛИЯНИЕ ИЗВИЛИСТОСТИ КОНТУРА ВЫРАБОТКИ ПРИ КОМБАЙНОВОЙ ПРОХОДКЕ НА ОБЪЕМ БЕТОНА ОБДЕЛКИ**

**Майоров Е.С.**

**научный руководитель профессор, канд. техн. наук Вохмин С.А.**

*Сибирский федеральный университет*

Проходческие комбайны избирательного действия предназначены для проведения горизонтальных и наклонных выработок различного назначения. Применение проходческих комбайнов дает возможность совместить во времени основные технологические операции проходческого цикла: отделение горной породы от массива, ее погрузку в транспортные средства, а иногда и крепление выработанного пространства.

Многолетняя практика эксплуатации проходческих комбайнов на угольных шахтах и рудниках показала, что с их применением существенно увеличивается скорость проходки выработок и производительность труда горнорабочих в сравнении с буровзрывной проходкой; упрощается организация труда; повышается безопасность труда; значительно облегчается труд проходчиков; улучшается устойчивость проведенных выработок, что снижает затраты на их поддержание; сокращает долю ручного труда по забутовке закрепленного пространства [1].

Совершенствование конструкции, увеличение мощности узлов и энерговооруженности комбайна позволило расширить область применения проходческих комбайнов за счет увеличения размеров проводимой выработки и возможности разрушения более крепких пород. В настоящее время комбайны применяют при строительстве транспортных, гидротехнических и других подземных сооружений.

Проходка выработки комбайном имеет ряд преимуществ [2]:

по сравнению с тоннелепроходческим комплексом:

– поперечное сечение и размеры выработки могут изменяться в значительных пределах, что позволяет наиболее рационально использовать внутреннее пространство тоннеля;

– применение комбайновой проходки при малой протяженности выработки будет экономически целесообразнее;

– требуется меньше времени на подготовительные операции для запуска комплекса в работу;

– возможность селективной выемки;

– меньший объем капиталовложений;

– высокий уровень надежности, так как имеется возможность заменить комбайн в случае поломки;

по сравнению с буровзрывным способом:

– меньшая сейсмическая нагрузка на окружающий массив;

– поперечное сечение выработки более выдержано и стремится к проектному;

– высокая механизация процессов горного производства;

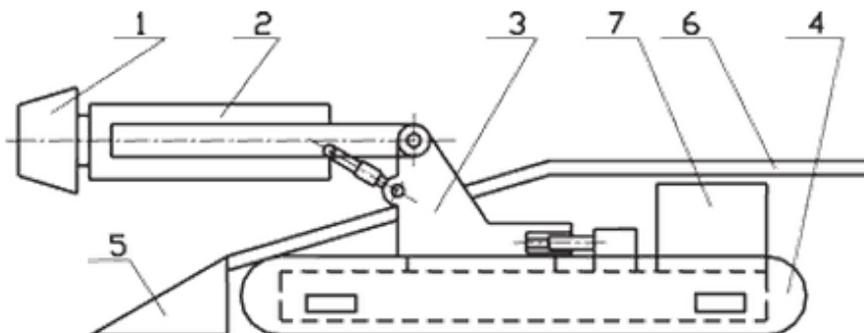
– высокая производительность и безопасность работ.

При всем многообразии выпускаемых в мировой практике проходческих комбайнов со стреловидным исполнительным органом в их конструкциях очень много общих элементов. По сути дела, структурно-компоновочная схема рассматриваемого класса машин имеет практически один и тот же состав для большинства моделей (рис. 1). Основное различие проходческих комбайнов избирательного действия заключается

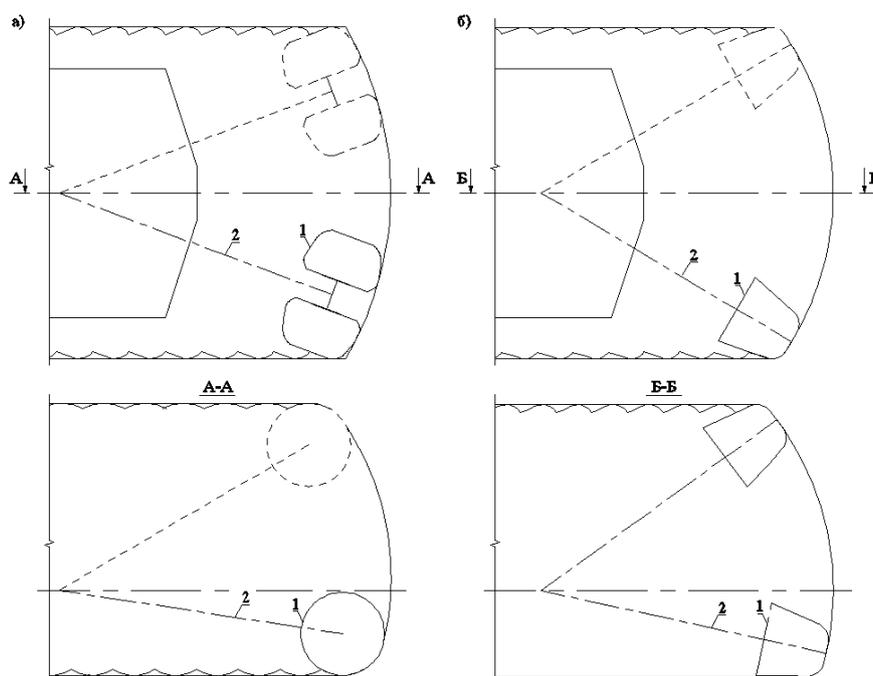


в типе буровой коронки исполнительного органа. В зависимости от коронки различают два типа исполнительных органов: с продольно-осевой (радиальной) коронкой; с поперечно-осевой (аксиальной) коронкой [2].

Форма и размеры извилистости контура выработки зависят от типа исполнительного органа, параметров буровой коронки и самого комбайна. Схема формирования извилистости контура выработки в зависимости от типа исполнительного органа представлена на рисунке 2.



*Рисунок 1. Структурно-компоновочная схема проходческого комбайна со стреловидным исполнительным органом: 1 – стреловидный исполнительный орган; 2 – система подвески стреловидного исполнительного органа; 3 – корпус машины; 4 – ходовая часть; 5 – погрузочный орган; 6 – конвейер; 7 – гидро- и электрооборудование комбайна*



*Рисунок 2. Схема обработки поверхности выработки исполнительным органом: а – с продольно-осевой коронкой; б – с поперечно-осевой коронкой (1 – режущая коронка; 2 – ось стрелы комбайна)*

Проведение выработки комбайном с поперечно-осевой режущей коронкой показана на рис. 2, а. Стреловидный исполнительный орган с поперечно-осевой

коронкой имеет режущую коронку, ось которой находится в горизонтальной плоскости и перпендикулярна продольной оси стрелы. Форма извилистости выработки в бортовых частях выработки имеет пилообразную форму, размеры которой зависят от глубины зарубки, угла поворота стрелы комбайна в горизонтальной плоскости и ее длины. На почве и кровле извилистость имеет волнообразную форму контура определяемую диаметром коронки и глубиной зарубки.

Уменьшение извилистости в этом случае достигается уменьшением глубины зарубки, что приводит к резкому снижению производительности проходческого комбайна за цикл, т.к. уменьшается толщина слоя отделяемого с плоскости забоя. При использовании данного типа коронок довольно сложно обеспечить ровную поверхность почвы выработки.

Схема обработки поверхности выработки исполнительным органом с продольно-осевой коронкой показана на рис. 2, б. Продольно-осевая коронка имеет ось вращения, соосную со стрелой комбайна. С помощью этой коронки можно обеспечить довольно ровный профиль почвы выработки, что облегчает движение транспорта по выработке и обеспечивает хорошую зачистку почвы выработки. При этом возникает извилистость при обработке кровли и боковых поверхностей выработки. Извилистость выработки по всему сечению имеет одинаковый по форме профиль пилообразного вида, размеры которого зависят от конусности коронки, угла поворота стрелы комбайна в горизонтальной и вертикальной плоскостях и глубины зарубки.

На рисунке 3 представлено изменение формы и размеров извилистости борта выработки в зависимости от ширины проводимой выработки на примере комбайна типа АМ-75 фирмы «Alpine-Miner» с поперечно-осевой коронкой. На схеме видно, что с увеличением ширины выработки извилистость борта увеличивается. Изменение высоты выработки не влияет на извилистость в кровле и почве выработки. Характер изменения извилистости контура при продольно-осевой режущей коронке в зависимости от размеров выработки аналогичен схеме представленной на рисунке 3.

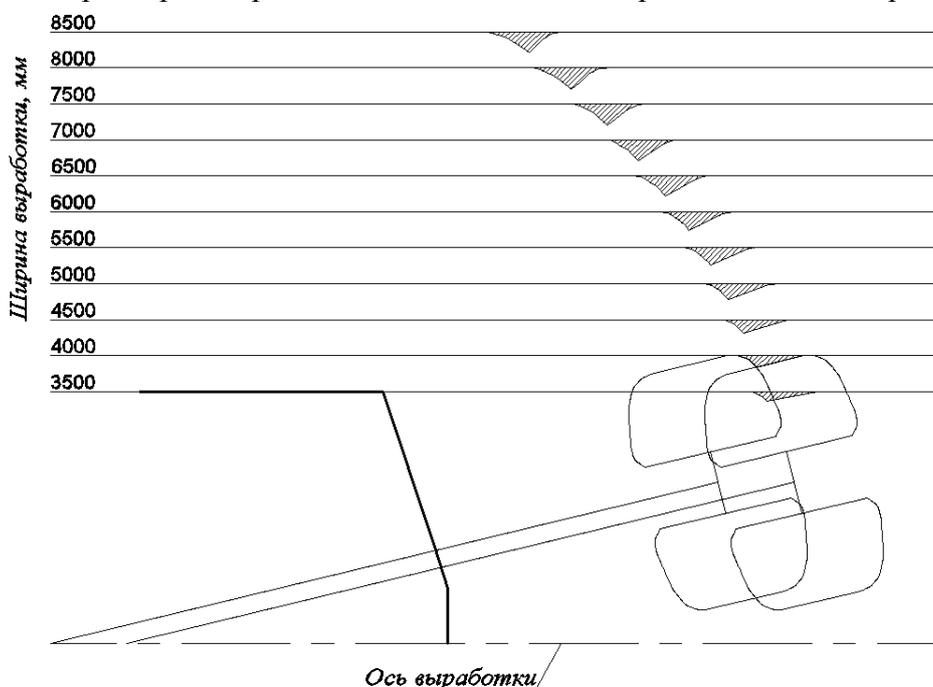


Рисунок 3. Схема формирования извилистости борта выработки в зависимости от ширины выработки

Извилистость контура при применении монолитной бетонной крепи приводит к перерасходу материала (бетона) за счет образования дополнительных полостей по контуру выработки, которые тоже будут заполнены бетоном. Неравномерная толщина бетона приводит к возникновению дополнительным напряжений, что приводит к образованию трещин, последующему разрушению крепи и выходу из строя объекта.

В результате обработки данных компьютерного моделирования (рис. 3) были получены следующие значения изменения ширины извилистости, проектных размеров выработки и перерасхода бетона представленные в таблице 1.

Таблица 1. Перерасход объёма бетона в зависимости от ширины выработки

№ п/п	Ширина выработки, мм	Ширина извилистости борта, мм	Отклонение ширины выработки вчерне от проектного размера, мм	Перерасход бетона на 1м <sup>2</sup> боковой поверхности выработки, м <sup>3</sup>
1	3500	130	260	0,076
2	4000	162	324	0,097
3	4500	192	384	0,114
4	5000	216	432	0,128
5	5500	238	476	0,145
6	6000	264	528	0,161
7	6500	278	556	0,171
8	7000	288	576	0,181
9	7500	298	596	0,187
10	8000	290	580	0,182
11	8500	300	600	0,189

Учитывая значительную протяженность выработок и площадь поперечного сечения перерасход бетона приводит к значительному удорожанию объекта строительства

Применение комбайнов с продольно-осевой режущей коронкой предполагает применение буровых коронок с различной конусностью, что позволяет при правильном подборе бурового инструмента уменьшить извилистость выработки и тем самым сократить объем бетона для крепление и стоимость объекта строительства.

#### Список литературы

1. Механизация проведения подготовительных выработок /А.И.Петров, Г.Г. Штумпф, П.В. Егоров, Г.Н Архипов. – М.: Недра, 1988.
2. Федунец Б.И. Технология проведения горных выработок в крепких породах комбайнами. – М.: МГИ, 1988.



## **СТАБИЛИЗАЦИЯ ПЛЫВУННЫХ ГРУНТОВ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ.**

**Маликова К.С.**

**научный руководитель канд. техн. наук Ермолаев В. Л.**

*Сибирский федеральный университет*

*Институт горного дела, геологии и геотехнологий*

Наличие плавунных грунтов при подземном строительстве способно в значительной степени осложнить ведение горно-строительных работ, а иногда и вызвать аварийные ситуации с тяжелыми или даже катастрофическими последствиями. В связи с этим актуальной является тема настоящей статьи – выбор действенного метода борьбы с плавунными явлениями в зависимости от их типа, мощности плавунных тел, гидрогеологических условий и от характера возводимого сооружения.

На сегодняшний день, несмотря на очевидную важность вопросов изучения плавунных явлений, не существует детально проработанной общепризнанной теории, объясняющей происхождение плавунных грунтов. Первые подробные описания плавунных в отечественной научной литературе приведены в трудах профессора А.Ф.Лебедева (1935), и далее развиты в трудах д.т.н. Я.И.Балбачана (1947), А.С. Гераскиной (1954), И.М. Горьковой, В.Ф. Чепик и К.Н. Рябичевой (1957).

Плывуном называется грунтовая масса, которую образует мелкозернистый и тонкозернистый заиленный и частично оглиненный песок, насыщенный водой, способный переходить в подвижное состояние. Плавунные грунты создают большие трудности в проходке строительных выработок, стремясь заполнить выработанное пространство. При условии замкнутого пространства плавунны могут быть надежными основаниями, но создать такой контур трудно. Возможно выпирание плавуннов из-под фундаментов, что вызывает оползни, провалы поверхности, деформацию зданий и сооружений. Опасна подрезка склона, дающая выход плавуннам. Плавунны очень чувствительны к вибрации и динамическим ударам, даже на значительно удаленных расстояниях от места возмущения.

Проблема плавуннов является серьезной в современном строительстве и требует расширения наших познаний в борьбе с плавунными грунтами. При выполнении данной работы были обобщены характер проявления плавуннов в различных ситуациях борьбы с ними

Анализ причин, которые вызывают переход грунтов в плавунное состояние, позволили А.Ф. Лебедеву подразделить плавунны на истинные и ложные. Псевдоплавуннами называют такие рыхлые горные породы (преимущественно среднезернистые или тонкозернистые пески), оплывание которых обязано наличию гидродинамического давления. Истинными плавуннами называют такие рыхлые горные породы (глинистые пески, супеси, суглинки, глины), оплывание которых обязано не только действию гидродинамического давления, но, главным образом, наличию в составе породы органоминеральных коллоидов.

В то же время, характер проявлений при механическом воздействии горно-строительных работ в процессе вскрытия или приближении к плавунным объектам, что у истинных, то и у псевдоплавуннов очень похож: они переходят в подвижное состояние (активируются) и заполняют полость вскрывающей подземной выработки или котлована, прорываясь в нее с разрушением породной перемычки между выработкой и плавунным объектом. В результате, кроме повреждения котлована или выработки, происходит смещение, неравномерная осадка земной поверхности и деформация близко



расположенных сооружений, что представляет собой большую опасность. Так, например, в Ленинграде в 1974 г. при строительстве метро проходили подземную выработку в пльвунах на глубине примерно 80 м после их замораживания. Однако на одном участке эти пески оказались не промороженными, и образовался прорыв. Тысячи кубических метров пльвунных грунтов быстро заполнили часть готовой выработки, а на поверхности произошло оседание пород с образованием мульды сдвижения. При строительстве Северо-Муйского тоннеля в 1987 г. во время ведения буровзрывных работ произошел выброс пльвуна. В результате на 100 м от забоя была отброшена буровая установка и породопогрузочная машина массой 27 т.

Значительные затруднения возникают и при вскрытии пльвунов буровыми скважинами. При механическом воздействии буровых работ истинные пльвуны из забоя скважины устремляются вверх по обсадной трубе, обволакивают буровой снаряд и происходит его «прихват», в результате чего в обсадных трубах образуются «пробки», не редко сопровождается вышибанием бурового снаряда.

Проявление пльвунности грунтов может привести к деформации и даже разрушению сооружения. Давление пльвунов часто вызывает искривление стволов шахт, разрушает крепление подземных горных выработок, также они очень осложняют процесс проходки горных выработок и строительство сооружений.

Борьба с пльвунами сложна и не всегда принятые меры дают желаемые результаты. В выборе метода борьбы важнейшее значение имеет вид пльвуна. Все способы борьбы с пльвунами можно разделить на 3 группы:

- искусственное осушение пльвунных пород в период строительства (открытая откачка воды из котлованов, иглофильтры и др.);
- ограждение пльвунов путем создания шпунтовых стен;
- закрепление пльвунов путем изменения их физических свойств (силикатизация, цементация, замораживание).

Для ложных пльвунов применимы все способы борьбы. В борьбе с истинными пльвунами можно использовать ограждение, замораживание и струйную цементацию.

Осушаемость посредством принудительного удаления воды носит временный характер, так как искусственное осушение выполняется на время производства строительных работ. Этот метод невозможно применить для истинных пльвунов, так как содержащаяся в них связанная вода удаляется с грунтом, вызывая осадку вышележащих пород и поверхности по всей площади пльвунного объекта.

Метод крепления пльвунных грунтов путем создания шпунтовых ограждений применим лишь при сравнительно небольшой глубине залегания пльвунов, так как погружение ограждения на глубину более 25 м представляет значительные технические трудности. Шпунтовое ограждение применяют при вскрытии пльвунов котлованами и траншеями. Для этого вокруг будущей выемки забивают деревянные (до глубины 4-5 м), железобетонные или металлические шпунты, образующие сплошной «Забор» глубиной иногда более 20 м, защищающий выемку от пльвуна. Этот метод обеспечивает временную фиксацию грунтов в период возведения строительных объектов, так же как и замораживание.

Способ искусственного замораживания применим для обоих типов пльвунов, и используется для придания временной прочности пльвунным грунтам. Для замораживания бурят скважины, в которые нагнетают чаще всего охлажденный раствор хлористого кальция. В результате вокруг скважины создается зона охлаждения пород с температурой от  $-20^{\circ}$  до  $-32^{\circ}\text{C}$ .

К способам длительной фиксации грунтов относятся предварительная цементация и силикатизация грунтов, которые увеличивают механическую прочность пород, делая их более устойчивыми, и рекомендуются при работе с ложными пльвунами. Си-



ликатизация — нагнетание в пльвуны жидкого стекла. Это возможно при достаточно высокой водопроницаемости пльвунов. Силикатизация требует больших затрат, но весьма эффективна.

Применима ко всем типам пльвунных грунтов технология борьбы путем возведения стены в грунте с помощью струйной цементации. Этот способ применяется для длительной фиксации грунтов. Технология струйной цементации заключается в разрушении и перемешивании грунта высоконапорной струей цементного раствора, исходящего под высоким давлением из монитора, расположенного на нижнем конце буровой колонны. В результате в грунтовом массиве формируются сваи диаметром 0,6 - 1,5 м из нового материала - грунтобетона с достаточно высокими несущими и противодиффузионными характеристиками.

Ниже представлена таблица, обобщающая особенности проявления пльвунных свойств грунтов и способы борьбы с их негативным влиянием на горно-строительные работы.

<b>ПЛЬВУННЫЕ ЯВЛЕНИЯ</b>	
<b>истинные пльвуны</b>	<b>псевдопльвуны</b>
<b>1. Состояние воды в составе грунтов</b>	
Связная, в форме коллоидного раствора.	Свободная, покрывает поверхности смежных частиц грунта и заполняет пространство между ними
<b>2. Характер проявлений при механическом воздействии буровых работ</b>	
Прорыв пльвуна в скважину с заполнением ее материалом пльвунного тела, часто с вышибанием бурового снаряда.	Как обычные рыхлые обводненные грунты
<b>3. Характер проявлений при механическом воздействии горно-строительных работ в процессе вскрытия или приближении к пльвунным объектам</b>	
Переходят в подвижное состояние (активируются) и заполняют полость вскрываемой подземной выработки или котлована, прорываясь в нее с разрушением породной перемычки между выработкой и пльвунным объектом. В результате кроме повреждения котлована или выработки происходит смещение земной поверхности.	
<b>4. Осушаемость посредством принудительного удаления воды</b>	
Невозможна – связная вода удаляется с грунтом, вызывая осадку вышележащих грунтов и поверхности по всей площади пльвунного объекта.	Возможна путем: - открытой откачки воды из котлована; - применения иглофильтров для предварительного водопонижения через скважины;
<b>5. Способы временной фиксации грунтов в период строительства объектов</b>	
Замораживание	
Создание шпунтовых ограждений	
<b>6. Способы длительной фиксации грунтов</b>	
	Предварительная цементация и силикатизация грунтов
Струйная цементация	Возведение стены в грунте методом подводного бетонирования
Возведение стены в грунте с помощью струйной цементации	



### Список литературы

1. Абелев Ю.М., Абелев М.Ю. Основы проектирования и строительства на просадочных макропористых грунтах. – М. Госстройиздат, 1968. — 430 с.
2. Гуменекый Б.М. Основы физикохимии глинистых грунтов и их использование в строительстве. — М.: Стройиздат 1965. — 234 с.
3. Злочевская Р.И. Связанная вода в глинистых грунтах. — М.: Изд-во МГУ, 1969. — 84 с.
4. Гольнштейн М.Н. Механические свойства грунтов. — М.: Госстройиздат, 1973. — 176 с.



**ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩИХ****Мамедов Р.Д.****научный руководитель старший преподаватель Майоров Е.С.***Сибирский федеральный университет*

Технология проходки вертикальных и крутонаклонных восстающих несколько отличается от технологии проведения слабонаклонных восстающих, которые преимущественно проходятся при разведке пологопадающих залежей. Объем проходки разведочных восстающих по сравнению с объемом горизонтальных выработок незначителен.

Известны следующие способы проходки восстающих: обычный способ (с оборудованием в период проходки лестничного отделения и устройством рабочего и предохранительного полков), с помощью проходческих комплексов, взрыванием скважинных зарядов, бурением на полное сечение и др. Перечисленные способы проходки находят применение в геологоразведочной практике.

Обычный способ отличается высокой трудоемкостью, но может применяться практически в любых условиях при незначительных объемах проходки. Областью его применения при больших объемах проходки считают: наличие относительно устойчивых пород при длине восстающего не более 20 - 25 м.

Скорости проходки восстающих обычным способом в породах с 8-12 редко превышают 25 - 30 м/мес., тогда как скорость проходки с помощью комплекса КПВ при одном забое может достигать 200 м/мес. [1].

При проходке восстающего с помощью КПВ подготовительный период включает проходку монтажной камеры длиной не менее 6 м (с учетом длины сопряжения с выработкой) и подходов к ней, монтаж монорельса и установку оборудования для уборки породы. Если восстающий крепят сплошной венцовой крепью, то под ним устанавливают лебедку для подъема материалов в забой.

В практике применяют несколько способов расположения монтажной камеры относительно горизонтальной выработки. Монтажная камера, необходимая для сборки и укрытия комплекса во время взрывных работ, может быть расположена параллельно или перпендикулярно к выработке, а также в кровле выработки, располагаясь перпендикулярно к ней. Высота монтажной камеры принимается не менее 2,8 м, радиус сопряжения - 3 м. монтажной камеры, расположенной параллельно выработке, а на рис. 21.9 - в кровле выработки при сплошном креплении восстающего. Для пропуска кабины КПВ в забой, при расположении монтажной камеры перпендикулярно к выработке, породу убирают погрузочной машиной ППН-1 в рудничные вагонетки.

В зависимости от устойчивости пород проходку восстающего ведут без крепи или с крепью. В крепких устойчивых породах восстающий проходят на высоту 3 - 5 м выше кровли монтажной камеры с сооружением временных деревянных полков. В восстающем по одной из стенок (обычно висячей стороне) бурят шпур для установки штанг, крепящих монорельс, а в забое укрепляют блок для монтажных работ с помощью пневматической лебедки ЛПТ-2,5. На почве камеры собирают став монорельса, состоящий из усиленной секции, необходимого числа кривых и двух прямых секций. Этот став поднимают лебедкой в восстающий и укрепляют штангами. Затем производят монтаж и установку других секций монорельса вместе с ходовой частью комплекса. В кровле камеры навешивают к ходовой части рабочий полук (платформу) и клеть, на почву устанавливают шланговую лебедку, к бокам крепят блок



питания, монтируют воздушную и водяную магистрали. На весь комплекс этих работ затраты труда составляют 50 - 60 чел./ч.

Во время подъема полка в забой со скоростью 0,2 м/с проходчики осматривают крепление секций монорельса и при необходимости подтягивают болтовые соединения. Поднявшись в забой, рабочие выходят через люк на рабочую платформу, устанавливают предохранительный зонт и производят тщательную оборку заколов в забое и на боках восстающего. Затем наращивают секцию монорельса и отклоняют ее в нужную сторону домкратом или винтовой колонкой. Через отверстия в траверсе бурят шпуров и устанавливают штанги. Для бурения шпуров под штанги обычно применяют телескопный перфоратор. На наращивание секции монорельса длиной 1,5 м (без учета времени на бурение шпуров под штанги) два проходчика затрачивают от 20 до 35 мин. После подготовки инструмента к бурению проходчики подсоединяют водяной и воздушный шланги перфоратора к распределительной головке монорельса. В некоторых случаях для бурения шпуров в забое применяют два-три перфоратора. Второй перфоратор подсоединяют к магистрали, питающей ходовой двигатель комплексу, а для третьего в монтажной камере устанавливают дополнительную шланговую лебедку.

Глубина шпуров выбирается таким образом чтобы величина подвигания забоя за взрыв была не менее 1,5 м (равнялась длине секции монорельса) и составляла 1,6 - 1,65 м. После обурирования забоя перфораторы и буры убирают в гнезда, находящиеся в кабине полка, поднимают из кабины контейнеры с ВВ и СВ и приступают к заряданию шпуров. Способ взрывания электрический. Проветривают забой воздушно-водяной смесью, образуемой туманообразователем, который питается сжатым воздухом и водой, поступающей по трубам монорельса. Время проветривания по правилам ТБ должно быть не менее 1 ч. Это время может быть сокращено до 15 - 20 мин при наличии разрезной скважины.

В настоящее время накоплен достаточно большой опыт проходки восстающих в неустойчивых породах комплексом КПВ-1 с возведением в забое сплошной венцовой крепи. Перед сборкой комплекса монтажная камера и ее сопряжение с восстающим должны быть закреплены. В восстающем сплошная венцовая крепь выкладывается на высоту 4 - 6 м и забой перекрывается накатником (если породы склонны к обрушению). Установку кривой и усиленной секции монорельса производят при помощи цанговых штанг длиной не менее 1,5 м, расположенных в шпурах, пробуренных между венцами крепи. Затем с помощью специальных устройств крепят монорельс. Применяют и другой способ крепления монорельса, который заключается в следующем. В период крепления камеры и восстающего в кровле и по всяческому боку прокладывают трехметровые звенья рельса. По мере возведения венцовой крепи рельс наращивают с помощью накладок и болтов, а между венцами крепи пропускают специальные скобы-захваты, к которым и крепят монорельс. Подъем элементов крепи производят лебедкой, установленной в монтажной камере. Секцию монорельса наращивают в период крепления восстающего. При крайне неустойчивых породах проходчики перекрывают забой восстающего накатником в разбежку через 10 - 15 см. Это перекрытие делается для защиты рабочих от вывалов породы из забоя во время бурения шпуров. Перед взрыванием перекрытие снимают. Если перекрытие зажато отслоившейся породой, то его взрывают вместе с забоем. Проходка восстающего с деревянным перекрытием возможна только при небольшой мощности неустойчивых пород, а также перед сбойкой с верхним горизонтом.

Для проходки восстающего со сплошной венцовой крепью и неустойчивым забоем создан проходческий комплекс КПК (комплекс проходки с креплением). В отличие от комплекса КПВ комплекс КПК дополнительно снабжен проходческим



щитом в виде каркаса, состоящего из отдельных деталей, верхнего и нижнего перекрытий. Каркас и верхнее перекрытие после окончания проходки разбираются на узлы с целью удобства транспортирования. Обуривание забоя и зарядание шпуров производятся через люки верхнего перекрытия. После зарядания верхнее перекрытие опускается в наклонное положение, люки закрывают и проходчики опускаются в кабине вниз.

Работы по отшивке ходового отделения и установке лестниц ведут сверху вниз с полка комплекса КПВ-1. Продолжительность цикла составляет 3 - 7 ч. Скорость проведения восстающего без крепи при трехсменной работе и двух циклах в смену составляет 200 м/мес., при одном цикле - до 100 м/мес. [2].

При обычном способе проходки перед началом проведения восстающего сооружают камеру в боку или кровле горизонтальной выработки. Если камеру делают в кровле выработки, то улучшаются условия выпуска породы из грузового отделения в связи с увеличением проходного сечения восстающего после навески люка и затвора.

В камере после выемки породы устанавливают камерную раму, которая служит основанием для венцовой крепи и устройства люка. В неустойчивых породах бока камеры затягивают распилом или досками. После сооружения камеры начинают работы по проходке восстающего. Первые 5 - 7 м выработки проходят с временных полков без разделения восстающего на отделения. В дальнейшем, независимо от назначения выработки, восстающий делят на отделения. При устойчивых породах пробивают распорки и отшивают друг от друга отделения досками толщиной 40 мм, а при неустойчивых породах применяют сплошную венцовую крепь. Если проходка восстающего предусмотрена с передовой скважиной, то ее бурят заранее.

Оборудование восстающего, проходимого в устойчивых или мерзлых породах с применением распорной крепи. После взрывных работ и проветривания забоя породу из грузового отделения восстающего выгружают в вагонетки, оставляя подушку из породы высотой не менее 1 м, чтобы при последующем взрывании не разбить люк. Проходчики поднимаются в забой по ходовому отделению до отбойного полка и через боковую откидную ляду выходят в призабойную зону, осматривают и обирают забой от отслоившихся кусков породы, сбрасывают оставшуюся породу с распорок и отбойного полка. Затем приступают к подъему лесоматериалов для распорной крепи и досок для отшивки ходового отделения от грузового. В забое сооружают два полка: рабочий (на расстоянии 1,8 - 2 м от забоя) и предохранительный (на 1 м ниже рабочего). После сооружения полков в забой поднимают телескопные перфораторы, хранящиеся обычно ниже отбойного полка в ходовом отделении. Бурят двумя перфораторами, применяя клиновой или прямой вруб. Врубы располагают над грузовым отделением во избежание повреждения ходового отделения в период взрыва и разрушения отбойного полка. Остальные заряды в шпурах взрывают порядно с замедлением в направлении ходового отделения. Глубину шпуров выбирают в зависимости от крепости пород, их трещиноватости и устойчивости в пределах от 1,5 до 2,5 м. С повышением глубины шпуров повышается производительность проходчиков.

Разработка паспорта буровзрывных работ производится в той же последовательности, как и для горизонтальных выработок. При наличии в забое разрезной скважины применяют прямой вруб, используя скважину в качестве компенсационной полости для облегчения работы зарядов во врубовых шпурах. Их располагают на расстоянии 1,8 - 2 диаметров скважины от ее оси. Коэффициент заполнения врубовых шпуров принимают равным 0,9 - 0,95, остальных - 0,6 - 0,75. Способ взрывания электрический или электроогневой. При взрывании зарядов в хрупких породах рекомендуется принимать интервал замедления от 15 до 50 мс, а в пластичных и мерзлых - от 30 до 75 м/с. Перед взрыванием зарядов устраивают



наклонный отбойный полок из распила, толстых досок или старых рельсов, а рабочий и предохранительный полки убирают. Отбойный полок необходим для направления отбитой взрывом породы в грузовое (породное) отделение с целью защиты ходового отделения от разрушения.

Проветривание забоя при большой длине восстающего и отсутствии разрезной скважины является сложной задачей в связи с наличием в выработке крепи и полков в ходовом отделении и может длиться 2,5 - 3 ч. Для проветривания применяют вентиляторы ВМ-5М или ВМ-6М, работающие на нагнетание, а также эжекторы. Вентилятор, работающий на нагнетание, устанавливают в горизонтальной выработке на расстоянии 10 м от устья восстающего со стороны свежей струи. Если горизонтальная выработка проветривается по всасывающей схеме, то в восстающем применяют также всасывающий способ проветривания и врезают вентилятор в общий всасывающий трубопровод. Трубы монтируют в специальном отделении восстающего. Если же такое отделение отсутствует, то трубы размещают в ходовом отделении. Эффективность проветривания резко повышается, если имеется разрезная скважина диаметром не менее 150 - 200 мм. При слабой естественной тяге у устья скважины на верхнем горизонте может быть установлен вентилятор, работающий на всасывание, тогда проветривание осуществляется за 20 - 30 мин.

При сплошной венцовой крепи используется круглый лесоматериал диаметром не менее 15см, а при распорной крепи - диаметром 16см.

При проходке восстающего обычным способом и отсутствии разрезной скважины выполняется не более одного-двух циклов в сутки. Одна бригада проходит обычно две-три выработки, в том числе один восстающий [1].

Подводя итоги, проходка восстающих с помощью комплекса КПВ имеет следующие преимущества по сравнению с обычным способом проходки: скорость проходки в 3 - 4 раза и производительность труда в 1,5 - 1,8 раза выше, а себестоимость на 30 - 40% ниже. Кроме того, повышается безопасность труда проходчиков и снижается трудоемкость работ в несколько раз.

Стоимость проходки восстающих с помощью взрывных скважин обходится на 30 - 50% меньше, а затраты на лесоматериалы ниже на 20 - 25% по сравнению с обычным способом проходки [1].

### Список литературы

1. Уголь Донбасса – Горное дело – Проведение вертикальных и наклонных выработок [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.coal.in.ua/gornoe-delo/provedenie-vertikalnyh-i-naklonnyh-vyrabotok/2328-prohodka-vosstayushhix.html>

2. ГорноСтроительная Компания – технология проходки восстающих выработок [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.gs-comp.ru/vidy-deyatelnosti/gornoprokhodcheskie-raboty/tekhnologiya-prokhodki-vosstayushchikh-vyrabotok.html>





УДК 624.19

## ГОТАРДСКИЕ ПЕРЕВАЛЬНЫЙ И БАЗИСНЫЙ ТОННЕЛИ

**Михайлова А.И.**

**научный руководитель канд. техн. наук Ермолаев В.Л.**

*Сибирский федеральный университет  
Институт горного дела геологии и геотехнологий*

Сен-Готард, важнейший горный перевал в Швейцарских Альпах, располагается на границе кантонов Тичино и Ури, на расстоянии 60 км на северо-запад от Беллинцонны. Перевал, пересекающий с севера на юг долины рек Рёйс и Левентина, находится на высоте 2108 метров, его длина - 50 километров, ширина - 10–12 километров.

Перевал Сен-Готард был известен уже в древнеримскую эпоху как один из четырёх использовавшихся в то время переходов через Альпы из Ломбардии на север. Основную сложность перехода через Сен-Готард, который являлся самым коротким путём из Северной Европы в Италию, представляли пересекающие его речные ущелья. После устройства в 12 – 13 веках дорог и ряда деревянных мостов, Сен-Готард превратился в наиболее удобный и быстрый альпийский перевал, центр пересечения торговых и паломнических путей.

В начале 15 века в борьбу за владение перевалом вступил Швейцарский союз во главе с кантоном Ури, который установил здесь своё влияние почти на четыреста лет с 1439 по 1803 год. С начала 19 века Сен-Готард находится на территории Швейцарской Конфедерации.

В 1595 году был построен первый каменный мост через ущелье реки Рёйс, получивший название «Чёртов мост» в связи с древней легендой о сверхъестественном возведении этого сооружения над ущельем, глубина которого достигает 23 метров, а ширина – 25 метров. С этим знаменитым мостом связано единственное военное событие в истории перевала. В 1799 году во время войны Второй коалиции русская армия под командованием фельдмаршала Александра Васильевича Суворова перешла через Сен-Готард, чтобы неожиданно встретиться с французским войском в Мутенской долине.

В начале 18 века дороги перевала были расширены, а перед Чёртовым мостом был выкопан узкий подземный тоннель длиной 60 метров («Урзернская дыра»), значительно облегчивший переход через Сен-Готард. В первой трети 19 века через перевал была проложена новая проезжая дорога, шириной около 5 м, и рядом с древним был устроен новый мост через реку Рёйс, получивший одноимённое название. В 1955 году здесь же был открыт современный автотранспортный «Чёртов мост». В 1872 – 1881 годах был проложен Готардский железнодорожный туннель, длиной около 15 км. В 1980 году рядом с ним был устроен Готардский автомобильный тоннель, длиной 17 км, соединивший кантоны Ури и Тичино.

Готтардские перевальный и базисный железнодорожные тоннели являются выдающимися образцами инженерно-строительного искусства своих времен.

Старый Готтардский перевальный тоннель был построен в 1882 году. Это железнодорожный тоннель в Лепонтинских Альпах длиной 14998 метров. Тоннель устроен под два железнодорожных пути. Ширина тоннеля 8 м, высота от верха рельсов до ключа свода — 6 м. Годы строительства 1872—1881. К порталам старого Готтардского перевального железнодорожного тоннеля поезд подходит по горным участкам с высокой крутизной и обилием петель.

При строительстве пришлось преодолеть большие трудности вследствие обильного притока воды и значительного давления пород на стены и своды тоннеля. Для пробивки туннеля применялись бурильные машины систем Ферру, Мак-Кин-Сегена,



Дюбуа и Франсуа, работавшие на сжатом воздухе давлением до 7 атмосфер. Работа велась по бельгийскому способу, то есть по способу опертого свода. Средняя уходка направляющего хода в сутки при 24-часовой работе с обоих концов составляла 6,31 м. Для взрывных работ было употреблено до 1 тыс. тонн динамита и других взрывчатых веществ. Объём выемки пород составил около 840 тыс. м<sup>3</sup>. Во время пробивки тоннеля замечалось повышение температуры воздуха внутри тоннеля на 2 °С для каждых 100 м высоты горы над сводом тоннеля. По мере углубления внутрь горного массива температура наружного воздуха перестала влиять на температуру в проводимых выработках и вблизи места сбойки обоих направляющих ходов наблюдалась наибольшая температура 34 °С. После сбойки температура воздуха внутри тоннеля понизилась, но незначительно, и в настоящее время температура в средней части туннеля колеблется, под влиянием изменений наружной температуры, между 14—23 °С. Профиль тоннеля (стены и свод) отделан камнем.

Готардский базисный тоннель — железнодорожный тоннель в Швейцарии длиной 57 км (включая служебные и пешеходные ходы — 153,4 км). Северный портал тоннеля находится возле деревни Эрстфелд, а южный портал — возле деревни Бодио. После завершения прокладки восточной части (15 октября 2010 года) и западной части (23 марта 2011 года) он стал самым длинным железнодорожным туннелем в мире. Тоннель будет обеспечивать железнодорожное сообщение через Альпы. Он позволит перевести грузовые перевозки с автомобильных на более экологичные железнодорожные и уменьшить время путешествия из Цюриха в Милан с 3 часов 40 минут до 2 часов 50 минут. В декабре 2016 года AlpTransit должна передать тоннель Федеральным железным дорогам Швейцарии в рабочем состоянии. Открытие движения по тоннелю планируется на 2017 год.

Исходная идея постройки тоннеля была выдвинута ещё в 1947 году. Первый вариант проекта был составлен министерством внутренних дел Швейцарии в 1962 году. План включал в себя двухпутный тоннель в виде прямой линии от Амстега до Гиорнико. Он должен был протянуться на 45 км и включать «обгонный» съезд между путями в середине. Поезда должны были достигать скорости 200 км/ч, что не сильно отличается от окончательного плана.

Многие параметры исходного плана были радикально изменены впоследствии. Основным камнем преткновения стала конструкция тоннеля. Выбор стоял между двухпутным туннелем с туннелем обслуживания и двумя однопутными туннелями (с туннелем обслуживания или без такового). Окончательно победило техническое решение с двумя однопутными туннелями без туннеля обслуживания, но с соединяющими переходами (галереями) примерно каждые 180 метров (в таком случае один тоннель может служить выходом из другого). Оно также включало две многофункциональные станции и съезды. Из-за увеличивающейся интенсивности движения между странами, Швейцария в 1994 году проголосовала за изменения в транспортном регулировании. Целью изменений стало намерение перевозить грузовые автомобили и контейнеры между южной Германией и северной Италией по железной дороге, чтобы разгрузить автомобильные дороги (и, заодно, уменьшить экологическую нагрузку).

На строительстве Готардского тоннеля одновременно работает свыше 3500 рабочих, включая инженеров, планировщиков и геологов. Работы ведутся круглые сутки, семь дней в неделю. Для проходки тоннеля в скальных породах используются как буровзрывные работы, так и несколько тоннелепроходческих комплексов (ТПК). Тоннельный комплекс состоит из двух тоннелей (соединённых между собой галереями приблизительно через каждые 325 м), по которым поезда будут следовать в противоположных направлениях. Внутри тоннеля будут находиться две многофункциональные железнодорожные станции, которые могут служить как в роли аварийных, так и для



смены составов. Готард строился одновременно в 5 секциях: Эрстфед, Амстег, Седрун, Файдо и Бодио. Первые работы начались в 1993 году с пробной разработки Пиора и взрывной прокладки шахт доступа с 1996 по 1998 в Седруне, Файдо и Амстеге. Основные работы были начаты в 2001. Общее планирование велось в течение 50 лет. Для обеспечения на линии скоростного режима в 250 км/ч, новая магистраль Цюрих—Милан практически не имеет изгибов и проходит на высоте 500 м над уровнем моря. Это позволит сократить на 1 час время поездки, требующей сегодня 3,5 часа. Готард является базисным тоннелем, порталы которого находятся у самого подножия хребта. Благодаря такому их расположению поезд попадает в тоннель непосредственно с равнинного участка, что позволяет резко увеличить скорость и массу составов. С помощью тоннелепроходческих комплексов (ТПК) немецкой фирмы «Herrenknecht» пройдено порядка 36 км длины каждого из двух тоннелей, из них 19 км от северного портала и 17 км - от южного. Средняя часть каждого тоннеля - свыше 21 км - пройдена с применением буровзрывных работ. Крепление тоннеля осуществляется комбинированной крепью, состоящей из железобетонных анкеров, металлической сетки и рам, покрытых торкрет-бетоном, что обеспечивает надежную его работу в существующих горно-геологических условиях.

В 1996 году постройка была оценена в 13,6 млрд. франков. Фактически, к концу прокладки тоннеля, его цена достигнет 24 млрд. франков. Еще в 1996 году за смету проголосовали на федеральном референдуме жители Швейцарии (всего по Сен-Готарду проводилось четыре референдума, это показало значимость тоннеля для экономики и общественной жизни страны).

В Швейцарии подсчитали, что каждому жителю страны готардская стройка обойдется примерно в 1300 франков. Но, по мнению экологов, дело того стоит, так как поможет сохранить первозданную красоту Альпийских гор. Сегодня через перевал проезжает более 1,2 млн. грузовых автомобилей и фур. Они наносят ущерб флоре и фауне, ускоряют эрозию горных пород, чем способствуют разрушению Альпийского хребта. Поэтому перевозку грузов должна в идеале взять на себя железная дорога.





УДК 622.013.364

## **ИНЖЕНЕРНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ НАПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ ПРОХОДКЕ**

**Нагимулина Т.Д.,  
научный руководитель Требуш Ю.П.**  
*Сибирский федеральный университет*

На горных предприятиях проводится достаточно много наклонных выработок с углами от 5 до 50 градусов.

Контроль углов наклона выработок осуществляет маркшейдерская служба горных предприятий с использованием специальных оптических приборов – теодолитов, нивелиров и угломеров. Процесс этот занимает достаточно много времени, что связано со сложностью при ориентации и установке приборов в рабочее положение на наклонной почве выработок. Это, в свою очередь, сказывается на показателях проходки выработки – скорости проходки и величине уходки (длине продвижения) выработки за один цикл проходческих работ.

Как показал анализ литературных и патентных материалов, в настоящее время проходчики не имеют простых и надежных приборов оперативного контроля углов заложения выработок в горизонтальной и вертикальной плоскостях. Единственным прибором определения угла наклона почвы (оси) выработки является механический угломер (рис. 1).

Для отсчета углов необходимо приложить основание 1 данного угломера к почве или плоскости забоя выработки и по стрелке 3 определить на угломерной шкале 2 угол наклона почвы или плоскости забоя.

Недостатком в работе данного устройства является недостаточная точность определения углов, обусловленная неровностями поверхности почвы выработки и плоскости забоя. Также этим устройством можно определить только угол наклона выработки в вертикальной плоскости, но нельзя найти угол направления выработки в горизонтальной.

Сотрудниками СФУ разработано самоустанавливающееся в вертикальной и горизонтальной плоскостях устройство (а.с. №1719630, МПК E21B47/02, 1991 г.).

При определении углов заложения наклонной выработки работа устройства осуществляется следующим образом. В плоскость забоя перпендикулярно забурируется короткий шпур. Трубка 4 устройства закрепляется в шпуре по его оси приспособлением 8. Надетый на трубку 4 хомут 3, с прикрепленными к нему угломерным полукругом 5 и штангой 7 под действием массы диска 1, присоединенного к штанге, самоустанавливается в вертикальной плоскости. При этом диск 1 и буссоль 9 располагаются в горизонтальной плоскости. Далее по шкале угломерного полукруга 5 и стрелке, расположенной по оси штанги определяется угол наклона оси выработки в вертикальной плоскости, а по шкале буссоли 9 производят отсчет величины горизонтального угла между направлением оси буссоли (диска, хомута, трубки, скважины) и направлением на магнитный север – определяют угол заложения выработки в горизонтальной плоскости. Для удобства работы предусмотрена возможность перемещения диска по штанге с фиксацией стопором 6. Все детали устройства изготовлены из немагнитного материала (рис. 2).

Использование данного устройства позволяет оперативно определять углы заложения выработки и своевременно принимать соответствующие меры. При этом время на измерение углов составляет от 10 до 15 минут.



Одним из недостатков рассмотренного устройства является необходимость бурения короткого шпура в плоскость забоя и закрепление в нем устройства. При этом может возникнуть комплексная ошибка определения угла наклона выработки, связанная неперпендикулярностью плоскости забоя и почвы выработки, а также неперпендикулярностью забуренного шпура к плоскости забоя. Первую часть ошибки можно избежать, измерив с помощью угломера угол наклона плоскости забоя и введя соответствующую корректировку в конечные результаты.

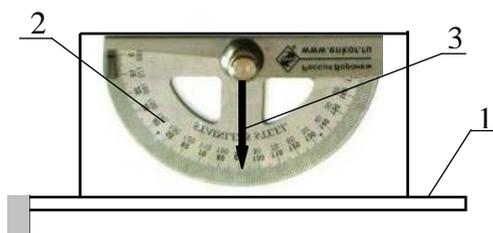


Рисунок 1. Угломер для определения углов наклона выработки

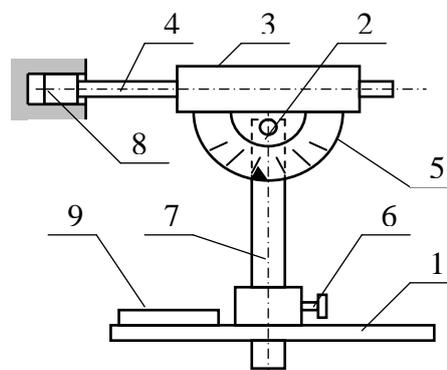


Рисунок 2. Конструкция устройства для определения углов заложения выработки по А.с. №1719630.

Сотрудниками кафедры ШПС СФУ разработано устройство определения углов заложения горной выработки, располагаемое при работе на почве горной выработки. Такое расположение позволяет с минимальными затратами времени сориентировать устройство и определить углы в вертикальной и горизонтальной плоскостях (Патент РФ №2469268, МПК G01C3/00, 2012 г.).

В данном устройстве вертикальная стойка 1 перпендикулярно присоединена к основанию 2 со штырями, а также, посредством шарового шарнира 3, к пластине 4, на которой по её оси размещен визир 5. К торцевой поверхности пластины 4 прикреплена буссоль 6 посредством муфты 7 с возможностью поворота буссоли вокруг оси муфты. К буссоли 6 посредством жестких стяжек прикреплен центрирующий груз 8. На буссоли 6 размещен цилиндрический уровень 9. Также на торцевой поверхности пластины 4 посредством шпильки 10 закреплена угломерная шкала 11 с угловыми отметками  $\pm 90^\circ$  с возможностью поворота шкалы вокруг шпильки. Угломерная шкала 11 снабжена стрелкой 12 жестко закрепленной со шпилькой 10 (рис. 3).

В качестве визира 5 можно использовать лазерную указку или лазерный дальномер. Угломерную шкалу также можно заменить лазерным угломером, расположенным на верхней плоскости пластины.

Работа устройства осуществляется следующим образом.

По почве забоя определяется его середина и на плоскость забоя от этой точки наносится вертикальная осевая линия (например прочерчиванием с помощью мела или по вертикальной оси забоя устанавливается вертикальный репер, например, маркшейдерская рейка). На линии вертикальной оси забоя от почвы выработки отмечается известная высота устройства. На некотором расстоянии от забоя намечается исходная точка, ранее зафиксированная маркшейдерской съемкой, на которой будет установлено устройство. От точки центра забоя до исходной точки прокладывается нить, например, тонкая веревка. На исходную точку по направлению нити устанавливается устройство. Наличие штырей на основании позволяет расположить устройство непосредственно на породной почве выработки при наличии слоя отбитой

породы. Луч света из лазерной указки направляется на точку, отмеченную на плоскости забоя. Горизонтальность установки устройства контролируется по цилиндрическому уровню, расположенному на буссоли, при этом буссоль автоматически находится постоянно в горизонтальном положении под действием центрирующего груза.

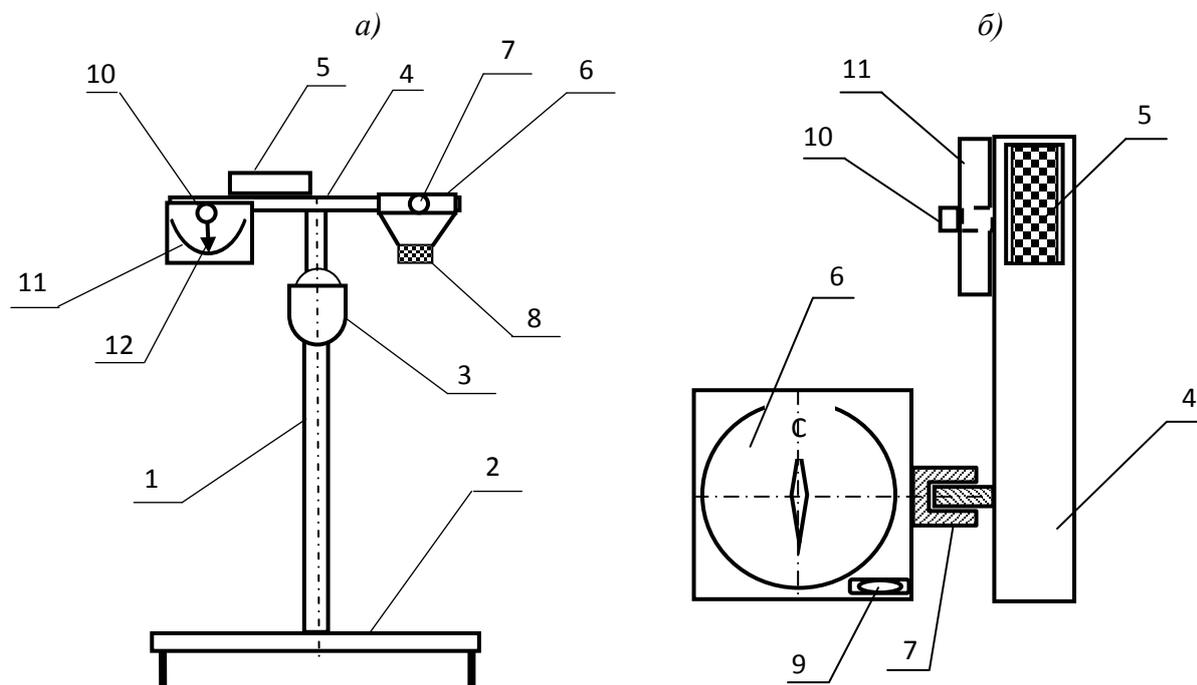


Рисунок 3. Конструкция устройства для определения углов заложения выработки по патенту РФ №2469268: а) общий вид устройства; б) соединение лазерного дальномера, угломерной шкалы, буссоли с пластиной

Значение фактического угла наклона оси выработки устанавливается по стрелке угломерной шкалы. Ось «0» угломерной шкалы при этом находится в вертикальном положении, так как шкала закреплена к пластине с помощью шпильки, расположенной выше центра тяжести шкалы. А стрелка угломерной шкалы закреплена неподвижно на шпильке перпендикулярно плоскости пластины.

По шкале буссоли устанавливают значение фактического азимутального угла от точки нахождения устройства на ось забоя. Если имеются отклонения в значениях проектных и фактических углов, то вводят коррективы в углы наклона оконтуривающих шпуров по бортам, по почве и кровле выработки.

Используя рассмотренные устройства, проходчики после отгрузки забоя, могут оперативно определить соответствие проектных и фактических углов направления выработки и ввести необходимые коррективы в расположение отбойных шпуров.

Трудоемкость работ определения углов минимальная, изготовление устройств на горных предприятиях возможно из собственных и доступных материалов и приборов. Устройства малогабаритны и могут находиться в забое в специальных футлярах. Время сборки устройств и приведение их в рабочее состояние минимальное, получение результатов по пространственным углам заложения выработки не требует дополнительных расчетов.

## АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ БУРОВЗРЫВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ВЫРАБОТОК ГОРИЗОНТА -1050 РУДНИКА «ТАЙМЫРСКИЙ»

Соломин А.О.

научный руководитель канд. техн. наук Урбаев Д.А.

*Сибирский федеральный университет*

В большинстве горнодобывающих стран мира разработка рудных месторождений подземным способом характеризуется высокими темпами углубления горных работ, что вызвано ни столько исчерпанием запасов полезных ископаемых вблизи земной поверхности, сколько возрастающим спросом на минеральное сырье. Медно-никелевые руды Талнахского рудного узла (Талнахского месторождений) связаны с крупным габбро-долеритовым интрузивом, локализованным в южной части Хараелахской трапповой мульды. Рудником отрабатывается участок пластообразной залежи сплошных сульфидных руд с ксенолитами вмещающих пород. Контакты залежи отчетливо выражены с наличием апофиз и зон расщепления. Мощность залежи на участках отработки изменяется от 3 до 35м. Богатые руды горизонта -1050м представлены двумя отчетливо выраженными пачками. Горизонт -1050м характеризуется весьма сильной тектонической нарушенностью.

Актуальность работы в горнодобывающей промышленности при строительстве рудника и разработке месторождений полезных ископаемых ежегодно проходят 2-3 тыс. км горных выработок. Более 80% объема подземных сооружений на рудниках составляют горизонтальные горные выработки с площадью поперечного сечения 8 - 25 м<sup>2</sup>. Буровзрывной способ проходки горных выработок является доминирующим и составляет 87-90 % от общей объема проходки на руднике. Объект исследований – параметры буровзрывной технологии проходки на руднике Таймырский.

По результатам преддипломной практики собран материал по функционированию рудника «Таймырский», в частности, данные по технологическим процессам строительства выработок гор.-1050.

С целью поиска резерва повышения эффективности технологических процессов, проведен анализ параметров буровзрывной технологии для данного участка работ. Обработаны сведения по паспортам БВР и представлены в виде таблицы 1.

Данный проходческий участок горно-капитальных работ характеризуется строительством выработок по породе  $f=8-14$ . Сечение выработок изменяется в пределах от 15,6-23,9м<sup>2</sup> прямоугольно-сводчатая форма выработок, количество шпуров меняется в пределах от 56-74шт. При этом на 1 м<sup>2</sup> площади забоя от 3,1 до 3,6 шпуров. Тип вруба прямой с компенсационными скважинами. Число врубовых шпуров 12-16 шт, длина шпуров не меняется в отдельном паспорте и находится в пределах 1,5-2,7м. Проектный КИШ заявлен 0,95. На практике КИШ не превышает 0,85.

Удельный расход ВВ находится в диапазоне 1,13-3,26 кг/м<sup>3</sup>, диаметр заряжаемых шпуров 40-43 мм. Средства инициирования неэлектрические. Применяемое оборудование на бурении – СБУ, переносные перфораторы.



Таблица 1.

№ п/п	Назначение выработки и площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	f	Количество шпуров	Тип вруба и число шпуров вруба	Длина шпуров, м	КИШ	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Диаметр шпуров, мм	Вид иницирования	Оборудование на бурении
1	ВЗС гор.-1100м S=19,70	8-14	56	Тип вруба прямой, 16	1,5-1,6	0,95	1,13	40	НСИ	ПП-63
2	ТВШ гор.-1100м S=20,70	8-14	63	Прямой с компенсационным и скважинами, 12	2,7	0,95	2,37	40	НСИ	СБУ
3	ЮЗДУ-1 гор.-1100м S=20,70	8-14	63	Прямой с компенсационным и скважинами, 12	2,3	0,95	2,34	43	НСИ	СБУ
4	КР гор.-1100м S=23,90	8-14	74	Прямой с компенсационным и скважинами, 12	2,7	0,95	2,37	43	НСИ	СБУ
5	Закладочная выработка гор.-1050 м. S=16,0	8-14	56	прямой с донным выбросом, 16	2,1-2,3	0,95	3,26	40	НСИ	СБУ, ПП
6	Закладочный уклон гор.-1050 м. S=15,60	8-14	56	Прямой, 12	2,3	0,95	2,64	43	НСИ	СБУ



Расхождение в проектном и практическом КИШ по нашему мнению связаны со следующими причинами:

- согласно мнению авторитетных ученых [1,2] в области БВР необходимо врубовые шпуры бурить на 0,2-0,3м глубже остальных, а величина зарядов в них на 15-20% больше чем в остальных (что не имеет место в применяемых паспортах);
- низкая дисциплина соблюдения, как расположения, так и глубины пробуренных шпуров по отношению к паспортным значениям;
- применяемые пневмозарядчики не обеспечивают соответствие веса заряда реальному к паспортному;
- отсутствие учета типа забоя при составлении паспорта БВР, т.к. вязкость рудного массива негативно сказывается на эффективности взрыва, (в связи с этим необходимо учитывать свойства взрываемого массива при составлении паспорта).

В дальнейшем в рамках дипломного проекта планируется предложить некоторые технологические и проектные решения, направленные на устранение отмеченных недостатков или снижения их негативного влияния.

### **Список литературы**

1. Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов.-3-е изд., перераб. И доп.- М.:изд-во МГГИ,1992.-516с.
2. Справочник взрывника / Под общ. Ред. Кутузова Б.Н.-М.:Недра,1988.-511с.

