

РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН
НАВОИЙСКИЙ ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ
НАВОИЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ

Норбоев Журабек Баратович

**ОБОСНОВАНИЕ ЦИКЛОВ ПРОХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ
ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК**

(научно-исследовательская работа, выполненная в рамках выпускной квалификационной
работы по направлению 5540200 – «Горное дело»)

Работа рассмотрена на заседании
кафедры «Горное дело» и допущена
к защите
Зав.кафедрой «Горное дело»
_____доц.Мислибаев И.Т.
«__»_____2009 г.

Научный руководитель
_____доц. Мислибоев И.Т.
«__»_____2009 г.

Оглавление

Введение.....	3
1. ТЕХНОЛОГИЯ ПРОХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК	5
1.1. Современное состояние способов проведения горизонтальных горных выработок.....	5
1.2. Определения параметров поперечного сечения горизонтальных горных выработок.....	13
1.3. Влияние подземных горных выработок на напряженно- деформированное состояние массива.....	23
2. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЦИКЛОВ ПРОХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК.....	31
2.1. Буровзрывные способы проходки горизонтальных горных выработок.....	31
2.2. Уборка породы и крепления выработок.....	39
2.3. Техничко-экономические показатели проходки горизонтальных горных выработок.....	43
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	51
ЛИТЕРАТУРА.....	53

ВВЕДЕНИЕ

Горнодобывающая промышленность – из ведущих отраслей породного хозяйства, поставляющая сырьё для цветной и чёрной металлургии, химической промышленности и промышленности строительных материалов.

В настоящее время основным способом добычи руд является открытая разработка месторождений, посредством которой из недр извлекается около 2/3 общего объёма добычи всех полезных ископаемых. Это наиболее дешёвый способ разработки, позволяющий применять мощное высокопроизводительное оборудование.

С переходом на более глубокие горизонты открытый способ разработки становится все менее выгодным. Кроме того, при открытом способе и большой глубине разработки земная поверхность нарушается на длительное время на очень большой площади, как в результате самих работ, так и в связи с размещением пустых пород. С учётом условий разведанных месторождений можно считать, что в перспективе удельный вес подземного способа будет постепенно возрастать.

В связи с этим, в ближайшие годы на подземных рудниках должны быть решены крупные научно-технические проблемы: рациональное использование земли и её недр; коронное усовершенствование технологии добычи руд в части методов работ, параметров, способов механизации и т.п.; завершение механизации вспомогательных производственных процессов; автоматизация основных производственных процессов.

Ежегодный объем проведения горных выработок в горнодобывающих отраслях промышленности увеличивается. Сейчас на горнопроходческих работах получило распространение высокопроизводительное бурильное и погрузочно-транспортное оборудование, механизированные комплексы для проходки горизонтальных, вертикальных и наклонных выработок. Началось внедрение новых типов зарубежных комбайнов для проходки горных выработок. С каждым годом увеличивается доля горизонтальных выработок на угольных шахтах, проводимых проходческими комбайнами с использованием конвейерного транспорта. Для высокоэффективного использования этой техники необходимы создание благоприятных и безопасных условий труда, активное внедрение арендных форм организации труда или коллективного подряда, рациональное использование рабочего времени.

Организация труда по графику цикличности, применение высокопроизводительной самоходной проходческой техники и работа ее в двух-трех забоях в течение одной смены позволяют в зарубежной практике достичь устойчивых скоростей проведения выработок буровзрывным способом одним забоем (до 150-250

м/мес), снизить себестоимость 1 м выработки (на 10-30 %) и повысить производительность забойного рабочего (5-10 м³ в смену и более).

Проведение выработок буровзрывным способом по графику цикличности ведут круглосуточно комплексные бригады в составе до 15 чел. в сутки. Скоростные проходки организуют по графику с выполнением до 3 циклов в смену. При оснащении забоев высокопроизводительной техникой и максимальном совмещении процессов проходческого цикла скорости проведения выработки могут достигать 300—400 м в месяц.

Цель работы состоит в обосновании оптимальных параметров процессов проходческого цикла при проведении горизонтальных горных выработок зависящий от физико-механических свойств горных пород.

Идея работы заключается в том, что параметры процессов проходческого цикла при проходке горизонтальных горных выработок совершенствуются с учётом горно-геологических условий месторождений и физико-механических свойств горных пород.

Для достижения поставленной цели в диссертационной работе решаются следующие основные **задачи**:

1. Определение технологических особенностей проходки горизонтальных горных выработок.
2. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ при проведении горизонтальных горных выработок.
3. Обоснование влияния основных факторов на технико-экономические показатели проходки горизонтальных горных выработок

Объектом исследования является технология проведения горизонтальных горных выработок на рудниках.

Научная новизна выполненных исследований заключается в совершенствовании организации процессов проходческого цикла, в том числе буровзрывные работы при проходке горизонтальных горных выработок, уборка породы и крепления выработок в зависимости от физико-механических свойств горных пород с учетом обеспечения скоростной проходки горных выработок.

Практическое значение работы состоит в увеличении темпов проведения подземных горных выработок и обеспечении их экономической эффективности.

Апробация работы. Основные положения работы докладывались на научно-технической конференции одаренных студентов и магистрантов на тему «Фан ва техника тарақиётида ёшлар» в 2007-2009 гг. в г. Навоий.

1. ТЕХНОЛОГИЯ ПРАХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

1.1. Современные состояние способов проведения горизонтальных горных выработок

В зависимости от физико-механических свойств горных пород, определяется способы проведения подземных горных выработок.

При устойчивом контуре горной выработки применяется два основных способа проходки:

- 1) проведение выработок в устойчивых породах, т. е. в обычных условиях;
- 2) проведение выработок в неустойчивых (сыпучих, плавунных и сильно обводненных) породах.

Обычным способом проводят выработки в однородной крепкой или мерзлой породе; в однородной мягкой породе и в неоднородных породах. Неоднородными считают породы, когда в забое выработки имеются породы, различные по своим физико-механическим свойствам (например, наличие в забое угольного пласта вместе с вмещающими породами кровли и почвы). В этом случае проведение выработки связано с подрывкой боковых пород, имеющих обычно большую крепость, чем уголь.

В зависимости от площади поперечного сечения выработки проводят сплошным или уступным забоем, т. е. когда забой делят на два уступа и один из них опережает другой. Разделение забоя может быть на горизонтальные и вертикальные уступы. При проведении штреков в вечномерзлых россыпях забой делят на вертикальные уступы, так как ширина выработки обычно превышает в 2—2,5 раза ее высоту.

В зависимости от крепости пород выбирают способ их отбойки. В породах с $f > 4$ и в вечномерзлых россыпях в настоящее время применяют в основном буровзрывной способ. В более слабых породах можно применять, кроме буровзрывного способа, проведение выработки комбайном или с помощью гидромеханизации.

Проходческий цикл — совокупность процессов и операций, повторяющихся в течение одинакового промежутка времени, за который забой выработки подвигается на одинаковую величину.

В крепких ($f \geq 4$) и мерзлых породах россыпных месторождений выработки проводят с помощью буровзрывных работ. В состав проходческого цикла при проведении выработок в мерзлых породах входят следующие основные операции: бурение шпуров; зарядание шпуров и взрывание зарядов; проветривание; погрузка породы и крепление выработки (при необходимости). К вспомогательным операциям относят: прокладку труб сжатого воздуха; силового и осветительного кабелей, навеску вентиляционных труб; оборудование пешеходной и скреперной дорожек (при скреперной доставке).

При рельсовом транспорте породы к вспомогательным операциям относят также настилку рельсовых путей; при автомобильном — устройство проезжей части, а при наличии в выработке воды — устройство водоотводной канавки.

В вечномёрзлых россыпях при скреперной доставке песков выработку проводят шириной 3,5—5 м и высотой, равной мощности продуктивного пласта, но не менее 1,8 м. Забой делят на два вертикальных уступа.

Уступный забой делают в целях безопасности передвижения людей по выработке. Этим исключается хождение людей по скреперной дорожке. Малый уступ (шириной 1 м) проводят с отставанием не более, чем на 5 м от основного уступа, имеющего ширину 2,5—4 м. Вслед за подвиганием малого уступа оборудуют проход для людей шириной не менее 0,7 м, который выдерживается до высоты 1,8 м от почвы выработки.

Двухуступный забой проводят по одному графику цикличности, операции в каждом уступе организационно взаимосвязаны.

В однородной крепкой породе при самоходном и рельсовом транспорте горизонтальные выработки проводят сплошным забоем, если его площадь не превышает 15—20 м².

Буровзрывные работы занимают в проходческом цикле от 20 до 60% времени. Эти работы должны обеспечить заданные проектом форму и размеры выработки, равномерное дробление породы и подвинуть забой на заданную величину. При правильном ведении буровзрывных работ формируется также компактный развал породы после взрыва, что увеличивает производительность погрузочного оборудования и машин. Эти требования могут быть выполнены путем правильного выбора типа ВВ, величины и конструкции его заряда в шпуре, глубины шпуров, числа и расположения их в забое.

На каждую выработку разрабатывают и составляют паспорт буровзрывных работ, который утверждает главный инженер рудника или прииска. С паспортом буровзрывных работ должны быть ознакомлены горные мастера, бригадиры, взрывники и проходчики. Паспорт буровзрывных работ должен включать:

- схему расположения шпуров забое в трех проекциях с указанием номеров шпуров, углов их плоскости забоя, глубину шпуров и очередность взрывания в них зарядов, схему конструкции заряда в шпуре;
- схему выставления постов оцепления, представляющую собой выкопировку из плана горных работ, с указанием направления движения вентиляционной струи и места укрытия взрывника, расположение постов оцепления и места для ожидания проходчиков в период ведения взрывных работ;

- таблицу к схеме расположения шпуров, в которой приводят данные о категории пород, диаметре и длине шпуров, массе заряда в каждом шпуре, длине зажигательной трубки и др.;
- таблицу основных технико-экономических показателей паспорта, включающую размеры выработки, применяемые типы В и средства инициирования (СИ), данные по удельным расходам ВВ и СИ, объем взорванной породы, коэффициент использования шпура (КИШ) и др.

На рис. 1.1 показана схема расположения шпуров к паспорту буровзрывных работ при проведении штрека в мерзлых породах россыпных месторождений. Штрек шириной 4,5 м и высотой 1,8 м проводят двумя вертикальными уступами с отставанием один от другого на 5 м. Взрывные работы ведут в обоих уступах одновременно. После взрыва зарядов во врубовых шпурах 1—2 образуется щель, облегчая работу зарядов в шпурах 3—6, после взрыва, которых образуется, вырыв в центральной части опережающего забоя. Затем взрывают поочередно заряды в отбойных шпурах 7—8 и оконтуривающих 9—14. Для отбойки уступа служат заряды в шпурах 15—16.

Более четко роль зарядов в шпурах различного назначения можно проследить при проведении выработок в породах средней крепости и крепких. В этом случае для отрыва породы на заданную глубину в забое выработки бурят комплект шпуров, состоящий из врубовых, вспомогательных, отбойных и оконтуривающих шпуров.

Забой подземной выработки имеет, как правило, одну открытую поверхность, и поэтому работа шпуровых зарядов в таких условиях затруднена. Назначение шпурового комплекта в забое следующее. Врубовые шпуры служат для образования вруба (полости), чтобы облегчить работу зарядов в других шпурах путем образования дополнительной открытой поверхности. Взрывом зарядов во вспомогательных шпурах врубовая полость расширяется до необходимых размеров. Отбойные шпуры предназначены для отбойки горной породы в направлении дополнительной открытой поверхности, образованной врубом и вспомогательными шпурами. Отбойные шпуры, расположенные по контуру горной выработки, называют оконтуривающими шпурами, при взрыве зарядов в которых придается окончательный контур выработке.

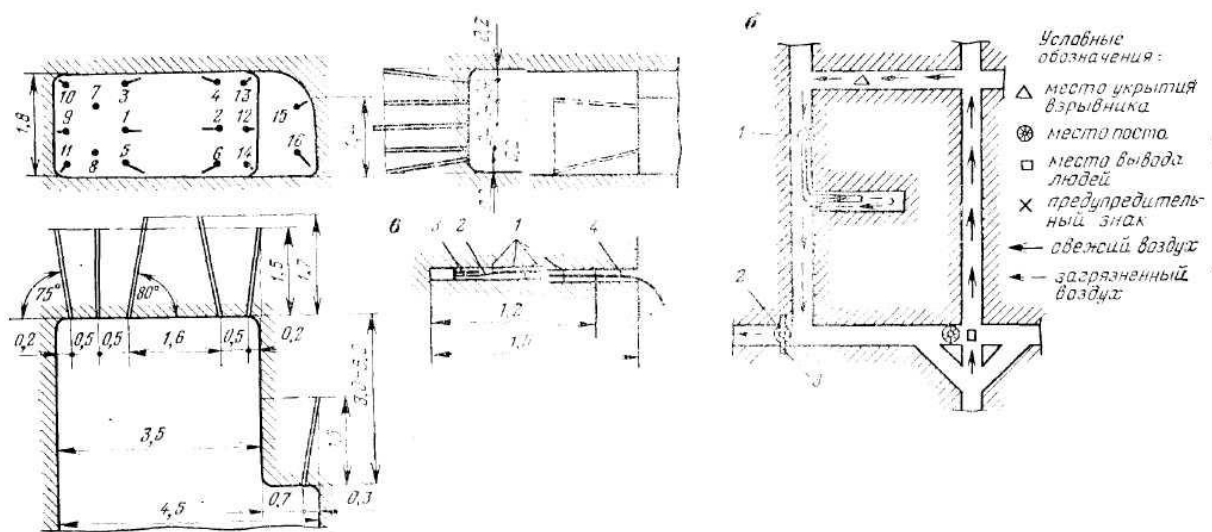


Рис 1.1. К паспорту буровзрывных работ

а) схема расположения шпуров в забое б) схема выставления постов оцепления в) конструкция заряда с патронами ВВ (1), патроном боевиком (2), капсюлем детонатором (3), огнепроводным шпуром (4),

Предъявляются следующие требования к расположению шпуров в забое:

- надо обеспечить коэффициент использования шпуров (КИШ) не менее 0,85—0,87;
- необходимо не допустить увеличения проектных размеров выработки в процессе проведения более, чем на 3—12% (наибольший процент относится к выработкам площадью до 8 м² в породах прочностью более 100 МПа по СНиП 3.02.03—84);
- необходимо добиться достаточного дробления породы для производительной работы погрузочно-транспортных машин, не допуская ее переизмельчения, перерасхода ВВ.

Под коэффициентом использования шпуров (КИШ) понимают безразмерную величину, характеризующую эффективность действия взрыва шпуровых зарядов и представляющую собой отношение величины подвигания забоя за взрыв к глубине шпуров. Глубина шпуров в комплекте для большинства шпуров одинакова. Исключение относится только к врубовым шпурам, если их бурят наклонно к плоскости забоя. Глубина таких шпуров больше, чем остальных шпуров в комплекте. Под глубиной шпура понимают длину проекции шпура, которая получается на вертикальной или горизонтальной плоскостях, проведенных параллельно осям выработки.

На рис. 1.2 показано расположение шпуров в забое горизонтальной выработки в крепких породах $f = 13-14$ с врубовыми шпурами, сходящимися на клин 1—8 с разрезными шпурами 1—2. Вспомогательные шпуры 9—10 также имеют наклон к

плоскости забоя, но под меньшим углом. Отбойные шпуров 11—13 пробурены по нормали к плоскости, а оконтуривающие 14—22 несколько выходят за контур выработки. Разрезные шпуров 1—2 предназначены для облегчения работы взрыва во врубовых шпуров. Их бурят в том случае, когда у врубовых шпуров угол наклона более 70° .

Число шпуров в забое для всех видов выработок

$$N = 1,27q S_4 / (d^2 K_3 \Delta),$$

где q — удельный расход ВВ на 1 м^3 взрывающей породы в целике, кг; S_4 — площадь сечения выработки в черне, м^2 ; d — диаметр заряда (или диаметр патрона ВВ), м; Δ — плотность заряжения (плотность ВВ в патронах), кг/м^3 ; K_3 — коэффициент заполнения (заряжения) шпуров, под которым понимают отношение длины заряда в шпуре к длине шпура.

Коэффициенты заполнения шпуров согласно СНиП 3.02.03—84 следует принимать для патронированных ВВ по табл. 1.1. Большие значения K_3 следует принимать для более крепких пород.

Глубину шпуров при проведении выработок всех видов определяют в зависимости от крепости и взрываемости пород, площади сечения выработки, мощности применяемого ВВ и характера расположения шпуров во врубе.

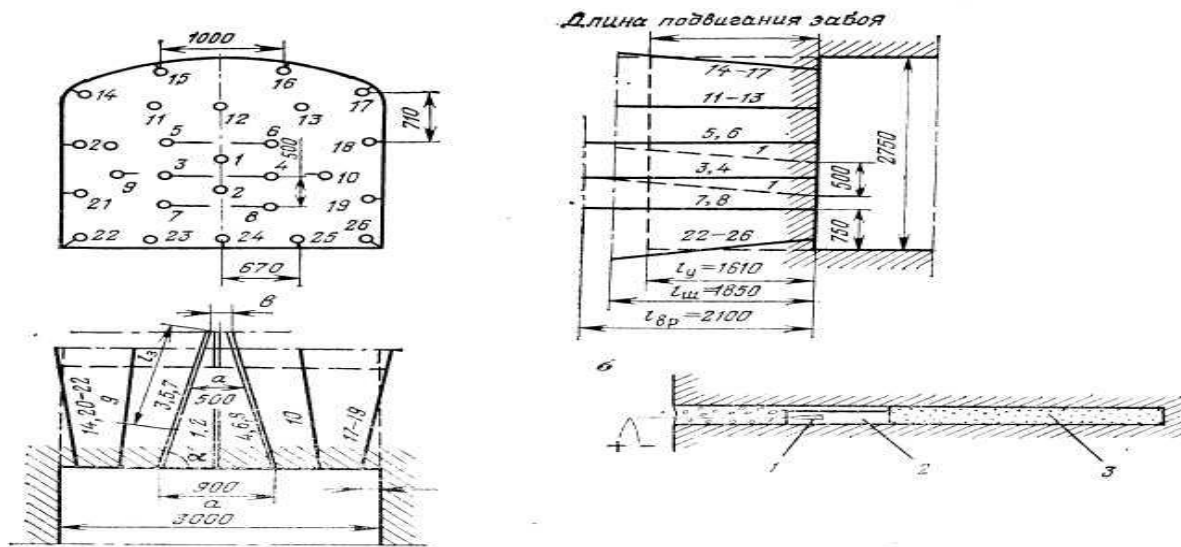


Рис. 1.2. Схема расположения шпуров в забое с клиновым врубом (а) и конструкция заряда (б): a и b — расстояния соответственно между устьями и концами врубовых шпуров; l_z — длина заряда; $l_{вр}$ — глубина врубового шпура. 1 — ЭДКЗ; 2 — детонит М; 3 — гранулит

Таблица 1.1.

Заполнение шпуров в зависимости от типа патронов

Диаметр патрона ВВ, мм	Коэффициент заполнения шпуров при прочности пород (по ГОСТ 25100—82), МПа	
	30—90	90—200
32,36,40 45 24,28,32,36 , 40	<i>Вертикальные стволы</i> 0,4—0,5 0,35—0,45	0,5—0,65 0,45—0,5
	<i>Горизонтальные и наклонные выработки</i> 0,35—0,7 0,3—0,6 0,3—0,5	0,75—0,85 0,6—0,85 0,5—0,75

Глубина шпуров $l_{ш}$ может быть определена также исходя из срока проведения выработки

$$l_{ш} = L / (t_p \cdot t_c \cdot n_{см} \cdot n_{ц} \cdot \eta)$$

где L — длина выработки, м; t_p — число рабочих дней в месяце (обычно 25); t_c — срок проведения выработки, мес; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутках; $n_{ц}$ — число циклов в смену; η — коэффициент использования шпура,

В зависимости от ширины B выработки вчерне глубина шпуров составляет $l_{ш} = (0,6 \sim 0,7)B$.

Тип вруба определяется относительным расположением врубовых шпуров к плоскости забоя или к имеющейся свободной поверхности (плоскости обнажения пород). Врубы разделяют на следующие группы:

образуемые шпурами, пробуренными наклонно или под прямым углом к плоскости забоя; комбинированные, образуемые взрывами зарядов в шпурах, расположенных наклонно и под прямым углом к плоскости забоя;

образуемые скважинами большого диаметра, вокруг которых расположены шнуровые заряды.

Врубы, образуемые шпурами, пробуренными наклонно к плоскости забоя. В породах средней крепости и крепких применяют клиновые врубы, состоящие из двух вертикальных рядов шпуров, образующих клин (см. рис. 7.2). В крепких монолитных породах при углах наклона врубовых шпуров $65—70^\circ$ в центре клинового вруба иногда бурят несколько разрезных шпуров, глубина которых составляет $\frac{2}{3}$ глубины врубовых шпуров. Разрезные шпуры имеют наклон вверх. Глубину врубовых шпуров в клиновых

врубках следует принимать на 30—40 см больше глубины остальных шпуров с соответствующим увеличением массы заряда в них. Наклон оконтуривающих шпуров следует устанавливать экспериментально с расчетом обеспечения минимального увеличения площади сечения выработки (минимальных переборов). Недостатком клиновых врубов следует считать невозможность расположить шпуры под требуемым углом наклона в забоях небольшой ширины или высоты. Особенно этот недостаток проявляется при бурении шпуров бурильными установками, имеющими длину бурильных машин 2,5 м и более при ширине выработки 2—2,5 м. Поэтому в таких забоях приходится увеличивать угол наклона врубовых шпуров и уменьшать их глубину или бурить шпуры перфораторами.

Призматические или прямые в р у б ы применяют при любой крепости пород. У этих врубов шпуры бурят под прямым углом к плоскости забоя и строго параллельно один другому. В зависимости от крепости пород расстояние между соседними шпурами вруба принимают 10—30 см, а в очень крепких породах — 5—10 см. Число шпуров в прямых врубах обычно составляет 3—9. В некоторых прямых врубах часть шпуров не заряжают, такие шпуры называют компенсационными (холостыми) шпурами. Компенсационные шпуры создают полости ослабления в массиве горных пород и облегчают работу зарядов в других шпурах вруба. При наличии во врубе компенсационных шпуров можно глубину врубовых шпуров принимать одинаковой с остальными шпурами.

Выбор вида прямого вруба с компенсационными шпурами может быть сделан после определения необходимого числа этих шпуров по формуле

$$N_0 = (\eta l_{ш} / A)^3 / V_0$$

где η — коэффициент использования шпура; $l_{ш}$ — глубина шпура, см; $A = 9,35$ — масштабный коэффициент, принятый на основе опытных данных; V_0 — объем компенсационного шпура, см³.

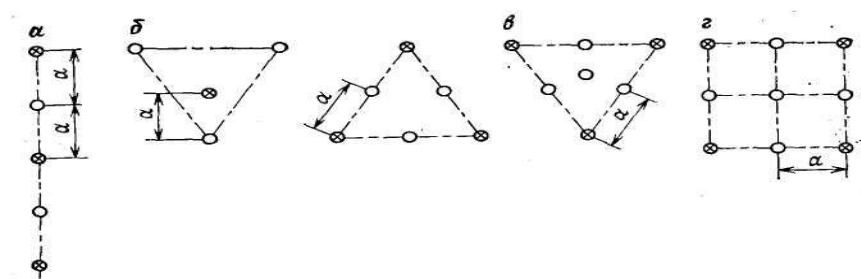


Рис. 1.3. Схемы прямых врубов с двумя (а), тремя (б), четырьмя (в) и пятью (г) компенсационными шпурами

Определив число шпуров N_0 , можно принять соответствующую конструкцию прямого вруба по рис. 7.3. Иногда компенсационные шпуры бурят большим диаметром,

чем остальные. Во врубовых шпурах принимают максимальный коэффициент заполнения шпуров ВВ, достигающий до 0,9. Прямые врубы имеют ряд преимуществ перед клиновыми врубами:

- независимость глубины вруба от ширины выработки;
- возможность конструировать врубы на глубину нескольких метров;
- возможность применения бурильных установок вместо ручных перфораторов в выработках небольшой ширины.

В соответствии с применяемым оборудованием и технологией можно выделить проведение выработок с использованием отбойных молотков, буровзрывных работ, гидромеханизации, комбайнов и комбинированные способы проходки. Способ проведения определяется физико-механическими свойствами пород, их устойчивостью при обнажении, мощностью пласта и его выдержанностью, гидрогеологическими условиями.

Форма поперечного сечения зависит от свойств и состояния пород, величины и направления горного давления, срока службы выработки и конструкции крепи.,

В большинстве случаев выработки проводят в породах, склонных к отслаиванию и обрушению. Если же породы являются устойчивыми, то поперечное сечение выработки прямоугольно-сводчатое, причем форма свода увязывается с параметрами свода естественного равновесия.

В неустойчивых породах россыпных месторождений, при относительно небольшом горном давлении и малом сроке службы выработки, наиболее широко распространена деревянная крепь. Поэтому форма поперечного сечения в основном бывает прямоугольной и трапецевидной и редко косоугольной или многоугольной.

Прямоугольную форму сечения применяют при отсутствии бокового горного давления, трапецевидную — при наличии не только вертикального, но и небольшого бокового давления.

В условиях косонаправленного, неравномерного горного давления, а также с учетом элементов залегания пласта полезного ископаемого поперечному сечению выработок иногда придают более сложную косоугольную форму, i

Если горные породы неустойчивы или недостаточно устойчивы, а срок использования выработок значителен, то для их крепления применяют металл, бетон и железобетон. В этом случае форма поперечного сечения может быть трапецевидной, арочной или круглой — при креплении металлом, прямоугольно-сводчатой, круглой или подковообразной — при креплении бетоном и железобетоном.

Размеры поперечного сечения выработок в свету, так же как и в крепких породах, определяются назначением выработки, основными размерами подвижного состава с

учетом применяемого проходческого оборудования, способом передвижения людей, количеством проходящего в выработке воздуха при проветривании, а также с учетом требований правил безопасности.

Размеры поперечного сечения вчерне определяют с учетом размеров крепи и затяжки.

При проведении выработки по неоднородным талым породам россыпных месторождений для рыхления коренных пород в нижней части забоя применяют буровзрывные работы. Породы в верхней части забоя, представленные песками, отбиваются различными способами. При небольшой устойчивости кровли, состоящей из мерзлых песчано-глинистых пород ($t = -2 \text{—} 3^\circ\text{C}$), рыхление в верхней части забоя производят отдельными шпуровыми зарядами массой 0,4 кг, расположенными в боках, выработки. При неустойчивой кровле породу в верхней части забоя отбивают отбойными молотками. Выработки в неоднородных породах крепят сплошной деревянной крепью, которую при необходимости усиливают подхватами на стойках. Основными процессами проходческого цикла при проведении выработок по мягким породам являются отбойка породы, погрузка ее на транспортные средства и возведение постоянной, крепи.

1.2. Определения параметров поперечного сечения горизонтальных горных выработок.

При проектировании подземных сооружений форму поперечного сечения горной выработки выбирают главным образом в зависимости от физико-механических свойств пересекаемых пород, проявления и величины горного давления, назначения и срока службы выработки, материала и типа крепи, а также ее экономичности.

С точки зрения использования площади наиболее экономична прямоугольная форма, а все остальные хотя и обеспечивают надежную устойчивость, но приводят к завышению площади сечения. Например: у выработок круглой формы излишки сечения достигают 30 %.

Решения по выбору формы и типа крепи должны удовлетворять Правилам безопасности, а также строительным нормам и правилам (СНиП) по проектированию формы и площади поперечного сечения, выбору материала и типа крепи, правилам производства и приемки работ.

В производственной практике наибольшее распространение получили арочная, сводчатая и трапециевидная форма выработок. В меньшей степени применяют круглую, подковообразную, полигональную и прямоугольную формы.

В угольной промышленности арочную форму с металлической рамной крепью применяют при проведении выработок в породах с $f=3 \div 9$, находящихся в зоне установившегося горного давления, а также в зоне влияния очистных работ при отсутствии пучащих пород в почве.

В горнорудной промышленности арочную и сводчатую формы применяют при креплении выработок набрызгбетоном, анкерами и металлической рамной крепью. В крепких породах $f \geq 10$ горные выработки с арочной формой проводят без установки крепи.

Сводчатую форму с монолитной бетонной (железобетонной) крепью применяют при проведении выработок околоствольного двора, а также протяженных выработок в слабых неустойчивых породах. При пучении пород в почве применяют сводчатую форму с обратным сводом.

Подковообразная форма сечения с тубинговой сборной и блочной крепью нашла применение при проведении протяженных капитальных выработок в слабых породах с высоким горным давлением (0,3-0,5 МПа).

Трапецевидную форму с рамной деревянной крепью нашла распространение в выработках с небольшим сроком службы. Достоинство этой формы - более полное по сравнению с другими формами использование поперечного сечения.

Прямоугольную форму применяют при проведении камер околоствольного двора и протяженных выработок с анкерной крепью.

Размеры поперечного сечения выработки (ширина, высота, диаметр и площадь) зависят от ее назначения, основных размеров оборудования, способа передвижения людей, количества проходящего по выработке воздуха, принятой формы поперечного сечения и определяются графоаналитическим способом.

Минимальную высоту выработки измеряют от уровня головки рельсов до внутренней поверхности крепи и она должна быть по Правилам безопасности равна 1,9 м - в главных откаточных и вентиляционных выработках, 1,8 м - в участковых подготовительных выработках. Минимальная ширина выработок складывается из основных размеров размещаемого в ней оборудования или подвижного состава с учетом прохода для людей и зазоров, предусмотренных Правилами безопасности (ПБ).

Далее графически определяют минимальную ширину выработки в свету, а затем аналитически все другие ее размеры и площадь поперечного сечения.

Сущность графического способа состоит в следующем. На бумагу в определенном масштабе на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейера наносят максимальные основные размеры принятого оборудования, размещаемого в выработке, минимальные зазоры и расстояния между отдельными механизмами, между оборудованием и постоянной крепью выработки. Затем по масштабу находят ширину выработки в свету на уровне верхней кромки подвижного состава или конвейерной установки. Затем аналитически определяют все остальные размеры.

При проектировании поперечного сечения выработки в свету необходимо учитывать запас на возможные осадки пород, зависящий от типа выработки, условий ее поддержания и мощности пласта m . Например, величина запаса на осадку по высоте в откаточных штреках и других выработках, находящихся в зоне влияния очистных работ, принимается равной $(0,5-0,6) m$, в выработках, проводимых широким забоем, - $(0,4 - 0,5)m$. В типовых сечениях предусмотрены вертикальная податливость крепи 300 мм и горизонтальная на уровне 1,8 м от почвы выработки – 230-290 мм. В выработках, закрепленных податливой крепью, очень важно правильно установить запас на осадку, что может обеспечить ее безремонтное поддержание на весь срок службы. Обозначения и расчетные формулы для определения размеров сечений выработок трапецевидной формы с рамной крепью (рис.1.4) следующие.

Высота электровоза (вагонетки от головки рельсов) h (принимается из характеристики оборудования).

Высота от балластного слоя до головки рельсов h_a .

Высота балластного слоя h_o .

Высота от почвы до головки рельсов $h_B = h_a + h_o$.

Высота выработки от головки рельсов до верхняка h_1 (принимается по ПБ).

То же, до осадки (при деревянной крепи) $h' = h_1 + 100$.

Высота выработки от балласта до верхняка $h_2 = h_1 + h_a$.

То же, до осадки (при деревянной крепи) $h_2' = h_2 + 100$.

Высота выработки от почвы до верхняка $h_3 = h_1 + h_B$.

То же, до осадки (при деревянной крепи) $h_3' = h_3 + 100$

Проектная высота выработки в проходке (высота вчерне) $h_4 = h_3 + d + 50$.

То же при сплошной крепи без затяжки $h_4' = h_3' + d$.

Высота подвески контактного провода от головки рельсов, мм $h_{кп} = 1800$; 2000; 2200.

Ширина электровоза A (принимается по характеристике).

Угол наклона стоек крепи $\alpha = 80^\circ$.

Размер прохода на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя $h \geq 700$ мм.

Размер прохода на уровне подвижного состава $n' = n + [1800 - (h + h_a)] \operatorname{ctg} a$.

Размер зазора между оборудованием и крепью на уровне подвижного состава m (принимается по ПБ).

Ширина однопутной выработки в свету на уровне подвижного состава $B = m + A + n'$.

То же, двухпутной выработки $B = m + 2A + p + n'$.

Зазор между составами $p \geq 200$ мм.

Ширина выработки в свету по кровле $l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} a$.

Ширина выработки в свету по балластному слою $l_2 = B + 2(h - h_a) \operatorname{ctg} a$

Ширина выработки в черне по кровле $l_3 = l_1 + 2d + 100$.

То же, при креплении рамами сплошную $l_3 = l_1 + 2d$.

Ширина выработки в черне по почве

$$l_4 = B + \frac{2[\cos \alpha (h + h_B) + d + 50]}{\sin \alpha}.$$

То же, при креплении рамами сплошную

$$l_4 = B + \frac{2[\cos \alpha (h + h_B) + d + 50]}{\sin \alpha}.$$

Площадь сечения выработки в свету после осадки $S_{CB} = 0,5 \cdot (l_1 + l_2) \cdot h_2$.

Площадь сечения выработки в черне до осадки $S_{BC} = 0,5(l_3 + l_4) \cdot h_4'$.

Периметр выработки после осадки $P = l_1 + l_2 + 2h_2 / \sin \alpha$.

Расчетные формулы для определения размеров сечения выработки прямоугольно-сводчатой формы при отсутствии крепи, а также с бетонной, набрызгбетонной (рис.1.5), анкерной и комбинированной (анкерная с набрызгбетоном) крепями следующие h , h_θ , h_a , A , $h_{кп}$, m , n , p имеют те же значения и величины, что и для выработок трапециевидной формы.

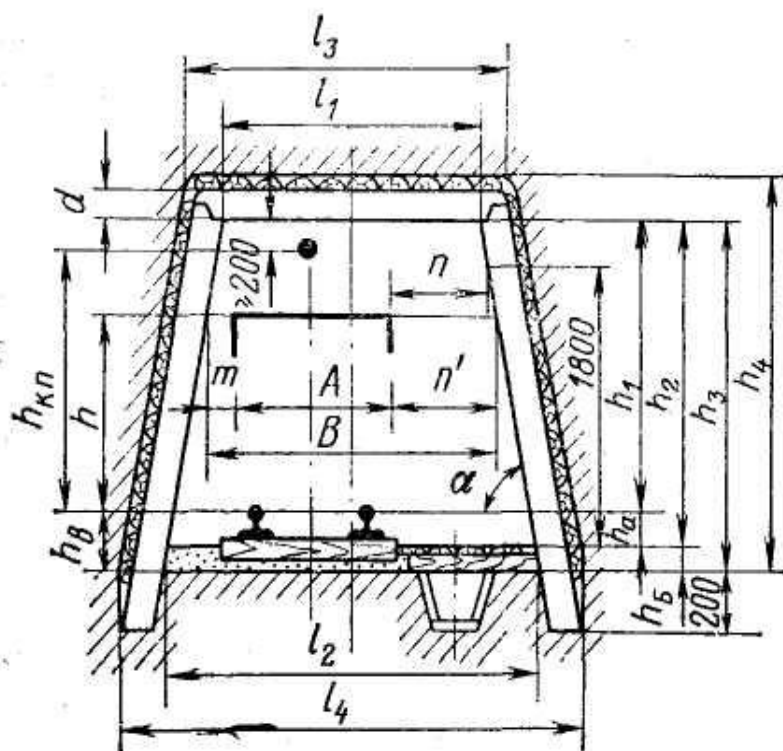


Рис1.4. Сечение выработки трапецевидной формы с рамной деревянной крепью.

Высота стенки выработки от головки рельсов $h_1 = 1800 - h_a$.

Высота от почвы выработки до головки рельсов $h_B = h_a + h_б$.

Высота стенки выработки от балласта $h_2 = h_1 + h_a$.

Высота стенки выработки от почвы $h_3 = h_2 + h_б = h_1 + h_B$.

Высота коробового свода при коэффициенте крепости пород $f \leq 12$ $h_0 = B/3$.

То же, при $f > 12$ $h_0 = B/4$.

Проектная высота выработки в проходке при наличии крепи

$$H_0 = h_3 + h_0 + \delta; \quad (\delta \geq 50 \text{ мм})$$

То же, при отсутствии крепи $H = h_3 + h_0$.

Ширина однопутной выработки в свету $B = m + A + n$.

Ширина двухпутной выработки в свету $B = m + 2A + p + n$.

Радиус осевой дуги коробового свода $R = 0,692B$ при $f \leq 12$.

То же, при $f > 12$ $R = 0,905B$.

Радиус боковой дуги коробового свода при $f \leq 12$. $r = 0,262B$.

То же, при $f > 12$ $r = 0,173B$

$$B = m + 2A + p + n,$$

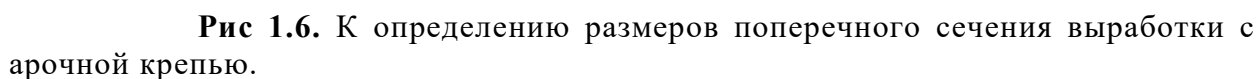
где m - зазор между подвижным составом и крепью (он должен быть не менее 250 мм при конструкции крепи, состоящей из отдельных крепежных рам, и не менее 200 мм при сплошной бетонной и железобетонной крепях); A - ширина подвижного состава в наиболее выступающих частях (принимают ширину электровоза по буксам, так как она обычно больше ширины вагонетки); p - зазор между встречными подвижными составами (он должен быть не менее 200 мм); n - ширина прохода для людей на уровне верхней кромки подвижного состава.

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \operatorname{tg} \alpha$$

где 0,7 м - ширина прохода для людей на высоте 1,8 м от уровня балласта, а при отсутствии рельсового пути (т. е. балласта) - от почвы выработки; h - высота подвижного состава от уровня головки рельсов; h_p - расстояние от балласта до уровня головки рельсов оно равно при рельсах РЗЗ - 190 мм, при рельсах Р24 - 160 мм и при рельсах П18 - 140 мм); $\alpha = 10 \div 20^\circ$ - угол перехода прямой части стойки в кривую.

Если прямая часть стенки выработки (стойки) не менее 1,8 м или угол α очень мал, то $n = 0,7$ м.

Указанные минимальные значения зазоров относятся к прямолинейным участкам пути. На закруглениях и поворотах эти зазоры увеличиваются в зависимости от радиуса кривой, длины и жесткой базы электровоза. В выработке, оборудованной конвейером, зазоры должны быть: с одной стороны - не менее 700 мм, с другой - не менее 400 мм. Если в выработке кроме конвейерной установки имеется рельсовый путь, то зазор между корпусом подвижного состава и выступающей частью конвейерной установки должен быть не менее 400 мм.


$$H'_K = H_K + h_p + h_{\delta};$$

На уровне высоты подвески контактного провода предусматривается зазор m' между крепью и токоприемником не менее 200 мм. Для наиболее распространенной крепи АКП-3 исходной величиной является лишь длина прямой части стойки h_c , представляющая также и высоту от почвы выработки до центра радиуса дуги стойки, значения которой приведены в табл. 1.

Таблица 1.

Тип спец. профиля СВП	Площадь сечения выработки в свету после осадки, м ²	Площадь внутри арки до осадки, м ²	Ширина арки до осадки, м	Высота арки до осадки, м	Радиус дуги верхняка, м	Радиус дуги стойки, м	Длина прямой части стойки, м	Смещение центра радиуса дуги стойки от оси выработки, м	Периметр арки до осадки, м
17	6	6,4	2,95	2,68	1,45	1,65	0,8	0,177	9,62
17	6,7	7,3	3,27	2,76	1,65	1,65	1,1	0,016	10,05
22	8	8,5	3,57	3,01	1,65	2,11	1	0,326	11,27
22	9,8	10,4	4,18	3,13	2,11	2,11	1	0,18	12,41
27	12,2	12,8	4,75	3,44	2,32	2,62	0,9	0,246	13,91
27	13,8	14,5	5,2	3,55	2,62	2,62	0,9	0,02	14,84
27	16,4	17,3	5,44	3,97	2,74	2,74	1,2	0,02	16,04

После нанесения на бумагу в определенном масштабе установленных величин h_1, B_1, H'_K и допустимых зазоров между крепью и токоприемником, а также между крепью и корпусом подвижного состава графически определяют величину радиуса дуги стойки с таким расчетом, чтобы она обеспечивала наличие указанных зазоров. Также графически находят величину смещения центра радиуса дуги стойки от оси выработки c_{II} и центральный угол дуги стойки β_0 . Все остальные размеры поперечного сечения выработки определяют по расчетным формулам.

Радиус дуги верхняка

$$r = R - c_{II} / \cos \beta_0 + h_{\phi}$$

где R - радиус дуги стойки, определенный графически; h_{ϕ} - высота фланца (23 мм для СВП-17, 26 мм для СВП-22 и 29 мм для СВП-27).

Высота от почвы выработки до центра радиуса дуги верхняка

$$h_{II} = h_c + c_{II} \operatorname{tg} \beta_0,$$

центральный угол дуги верхняка

$$\alpha_0 = 180^\circ - 2\beta_0,$$

ширина выработки в свету на уровне ее почвы

$$B_1 = 2(R - c_{II});$$

высота выработки в свету от уровня ее почвы

$$H = h_{II} + r$$

площадь поперечного сечения выработки в свету до осадки

$$S'_{CB} = 0,785(R^2 + r^2) + B_1(h_c + h_6) - c_{ц}^2;$$

площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки

$$S_{CB} = (0,94 \div 0,96)S'_{CB};$$

периметр выработки в свету

$$P = 1,57(R + r) + 2(h_c - h_6) + B_1$$

Чтобы сохранить минимальные размеры поперечного сечения выработки в свету на весь срок ее службы, необходимо при проведении выработки увеличить площадь ее сечения, учитывая, что под влиянием горного давления она уменьшится. Поэтому при определении размеров поперечного сечения выработки вчерне, кроме толщины крепи и затяжек, следует предусмотреть указанное увеличение. В соответствии с этим: ширина выработки вчерне на уровне высоты подвижного состава

$$B_1 = B + 2(h_{СП} + h_{ЭТ} + \Delta b);$$

где $h_{СП}$ - высота профиля (93 мм для СВП-17, 110 мм для СВП-22 и 123 мм для СВП-27); $h_{ЭТ} = 30 \div 50$ мм - толщина одинарной затяжки; Δb - горизонтальное сдвижение пород бока выработки на уровне балластного слоя; высота выработки вчерне

$$H' = H + h_{СП} + h_{ЭТ} + \Delta h,$$

где Δh - вертикальное смещение пород кровли.

Значениями Δb и Δh задаются на основе данных практики (замеров) или установленных норм.

Площадь поперечного сечения выработки вчерне с достаточной для практики точностью может быть определена по формуле

$$S_{BЧ} = S_{CB} + (P - B_1) \left(h_{СП} + h_{ЭТ} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right).$$

При проведении выработки буровзрывным способом имеют место в какой-то степени переборы пород, которые увеличивают площадь сечения вчерне на

3-5%. Поэтому фактическое сечение выработки в проходке

$$S = (1,03 \div 1,05)S_{BЧ}$$

При комбайновой проходке $S = S_{BЧ}$.

По расчетному поперечному сечению в свету принимают ближайшее большее типовое. Можно типовое сечение выработки подбирать по ширине выработки в свету, определенной на высоте подвижного состава, а затем найти все остальные размеры сечения с учетом толщины крепи и размеров принятого типового сечения выработки.

В случае арочной крепи, если искомое сечение выработки обязательно должно быть типовым, нет необходимости прибегать к трудоемкому графическому способу, а надо воспользоваться более упрощенным приемом, который заключается в следующем. По исходным данным (тип выработки, колея и число путей, вместимость вагонетки, тип электровоза, тип спецпрофиля СВП) для проектирования сечения выработки находят ширину выработки в свету на уровне высоты верхней кромки подвижного состава. Затем подбирают типовое сечение шириной, равной или больше расчетной, а также отвечающее другим требованиям. Принятое сечение проверяют на скорость движения воздуха аналитическим способом по формуле с учетом газообильности шахты

$$v = \frac{RqA}{864S_{CB}d} \leq v_D$$

где v - расчетная скорость движения воздуха, м/с; $R = 1,45$ - коэффициент утечки воздуха и неравномерности добычи угля; q - выделение метана на 1 т суточной добычи, м³; A - суточное количество угля, транспортируемого по выработке, т; S_{CB} - площадь поперечного сечения выработки в свету, м²; d - допускаемое содержание метана в исходящей струе выработки, %; v_D - скорость движения воздуха, допускаемая по ПБ, м/с.

Средняя скорость движения воздуха по выработке должна быть не менее 0,25 м/с, максимальная - не выше 8 м/с в главных откаточных и вентиляционных выработках и 6 м/с - во всех прочих, проведенных по углю и породе. Если скорость движения воздуха по выработке превышает величину, установленную ПБ, то необходимо подобрать ближайшее большее типовое сечение, обеспечивающее допустимую скорость движения воздуха. При этом надо иметь в виду, что в соответствии с ПБ площадь поперечных сечений выработок не должна быть меньше величин, приведенных в табл. 1.

1.3. Влияние подземных горных выработок на напряженно-деформированное состояние массива

При проведении горизонтальных горных выработок особое место занимает вопрос о поддержании кровли сразу после раскрытия забоя и в момент возведения временной крепи,

поскольку до окончания ее возведения проходит от 5 до 20 часов, а в отдельных случаях может быть и больше. При этом следует учитывать, что в таких выработках сразу после взрыва формируется значительная площадь обнажения не только по периметру выработки, но еще и по глубине, поскольку длина заходки составляет, как правило, 3—4 м.

Необходимо, следовательно, либо применять временную ограждающую крепь в виде громоздких конструкций из опалубки и чернового бетона, либо вести работы, связанные с приведением забоя в безопасное состояние, погрузкой породы и возведением временной крепи в зоне повышенной опасности, что в конечном итоге повышает трудоемкость этих процессов и снижает темпы самой проходки.

Таким образом, вопрос об обеспечении устойчивости породного обнажения, а также надежности конструкции временной крепи при проходке выработок является главным и для его решения большое значение имеет знание о напряженно-деформированном состоянии (НДС) породного массива, поскольку именно оно является причиной всех механических процессов, происходящих в окружающем массиве и на контуре выработки (потеря устойчивости, вывалы, обрушения, горные удары, выбросы и т.д.).

Следует отметить, что напряженно-деформированное состояние породного массива, по всей видимости, является доминирующим фактором и в определении величины нагрузки на крепь подземного сооружения. Отсюда корректность расчета ее конструкции во многом зависит от правильного представления о напряженно-деформированном состоянии породного массива и механических процессах, протекающих в окрестности выработки.

Существует большое количество гипотез, претендующих на объяснение этих явлений и решение главного вопроса этой проблемы: расчет нагрузки на крепь и, как следствие, определение ее конструктивных параметров (2).

Условно все научные работы, посвященные напряженно-деформированному состоянию породного массива, можно разделить на два направления: работы, в основу которых положены «гипотезы сил», и работы, в основу которых положены «гипотезы деформаций».

Приверженцами первого направления являются такие ученые, как А.Н. Динник, М.М. Протодяконов, П.М. Цимбаревич, В.Д. Слесарев, Е.Т. Проявкин и многие другие.

К недостаткам работ этого направления можно отнести то, что в их расчетах отсутствуют деформационные процессы, происходящие в примыкающем к выработке породном массиве. В работах данного направления нагрузка на крепь формируется исключительно силами гравитации, т.е. массой толщи вмещающих пород (полной или

частичной). Расчет нагрузки ведется в статической постановке задачи без учета взаимодействия породного массива с крепью.

Такой подход не учитывает величины смещения на контуре выработки. Таким образом, расчет конструкции крепи выработки ведется аналогично расчету конструкции наземного сооружения по заданным нагрузкам. Гипотезы этой группы на современном этапе развития механики горных пород можно считать частными случаями полной картины взаимодействия крепи и породного массива.

Дальнейшее развитие представлений о механике горных пород привело к следующему важному выводу: вопрос определения внешних нагрузок на крепь не может быть решен без учета совместного взаимодействия крепи и массива и совместного их деформирования, от которого в конечном зависит величина нагрузки на крепь, причем последнее нельзя рассматривать при расчете вне массива, что является принципиальным. Вот это положение и лежит в основе работ, отнесенных ко второму направлению — «гипотезы деформаций».

Однако эти идеи не были подкреплены практическим опытом и, как следствие, не получили в то время признания в области расчета крепи.

Первая практическая польза от данного направления отнесена к заслуге Ф.А. Белаенко, который впервые предложил уравнение совместности деформаций крепи и пород (6):

$$U_{\infty}(p) = U_0 + U_k(p), \quad (2.1)$$

где $U_{\infty}(p)$ — смещение породного контура к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив; U_0 — начальное смещение породного контура, соответствующее промежутку времени от обнажения участка породного контура до момента ввода крепи в работу; $U_k(p)$ — смещение внешнего контура крепи к моменту установления статического равновесия в системе крепь-массив.

Впоследствии это уравнение стало основным уравнением теории взаимовлияющей деформации.

В последующих работах этого направления было доказано наличие существенного влияния касательных напряжений, возникающих на контакте крепи с массивом, и, как следствие, влияния последних на напряженно-деформированное состояние самой крепи (2). Таким образом, теоретической базой гипотез второго направления является рассмотрение массива горных пород с точки зрения механики сплошной среды.

Однако классические теории упругости и пластичности не в состоянии полностью описать особенности деформирования горных пород в заданных условиях. Установлено, что

характер проявления их напряженно-деформированного состояния отличается как от идеально-пластических, так и от идеально-хрупких материалов.

Деформирование пород за пределом прочности сопровождается постепенной потерей несущей способности (5). Это можно видеть на полных диаграммах «напряжение-деформирование» в виде ниспадающей ветви. Именно эта особенность служит базой для создания и разработки теории запредельного Деформирования, которая является дополнением к классической теории предельного состояния, содержит научно-обоснованное представление о процессе разупрочнения материалов и дает новую формулировку критериев прочности [6].

В связи с образованием горной выработки, как уже было отмечено, в массиве происходит нарушение начального напряженно-деформированного состояния, т.е. происходит перераспределение напряжений и деформаций. В приконтурной зоне выработки: практически образуется новое поле напряжений, характеризующееся концентрацией напряжений по заданному контуру выработки.

Установлено, что на величину этой концентрации напряжений влияет прежде всего форма и поперечные размеры выработки, а также пространственная ориентация выработки относительно поверхности земли (выработка вертикальная, горизонтальная, наклонная). Имеет также существенное влияние на проявление деформаций «крепь-массив» расстояние до забоя до выработки.

Существенным образом на концентрацию напряжений влияют деформационные характеристики пород и распределение их в массиве (анизотропия и неоднородность массива), а также способ производства работ (буровзрывной, комбайновый, гидравлический и др.). При этом максимальная концентрация напряжений имеет место на контуре выработки или может быть смещена вглубь массива, если породы в окрестности выработки имеют повышенную деформируемость. Размеры распространения областей концентраций напряжений зависят от механических свойств горных пород, складывающих массив, и параметров сечения выработки (2).

Следствием концентрации напряжений вокруг выработки является образование зоны неупругих деформаций. Эти деформации развиваются во времени и распространяются в глубь массива. Процесс деформаций пород в зоне неупругого деформирования порождает смещения контура выработки. В свою очередь смещения породного контура выработки создают нагрузку на крепь. Если крепь жесткая, а нагрузка превышает ее несущую способность, то крепь может быть разрушена.

Крепь, которая имеет податливость, «уходит» от давления и, таким образом, позволяет образоваться вокруг выработки зоне неупругих деформаций. В этой зоне за счет реализации смещений происходит уменьшение напряжения, что позволяет зону пониженных

напряжений в сочетании с крепью использовать как несущую конструкцию, таким образом, она выполняет роль подпорной стенки для пород этой неупругой зоны.

Следовательно, для обоснованного выбора конструкции и режима работы крепи необходимо знать условия, в которых она будет работать, и соответственно выбирать ее параметры, т.е. податливость и несущую способность. Принятая конструкция крепи должна выдерживать расчетную нагрузку.

Поэтому самым важным фактором повышения устойчивости выработок большого сечения, кроме выбора типа крепи, ее грузонесущей способности и схемы взаимодействия с окружающим массивом, является правильный выбор технологии производства работ. По всей видимости, разумное сочетание выбора конструкции крепи и технологии производства работ по сооружению выработки есть оптимальное решение проблемы проведения и поддержания выработки при минимальных затратах. Процесс увязки технологии строительства с реализуемыми механическими процессами пошел по двум направлениям (14).

Согласно первому направлению предлагается проходить выработку такого сечения, которое после реализации величины ожидаемых смещений, устанавливаемых аналитическими или другими методами, будет соответствовать проектному сечению. Этот метод на сегодняшний день широко используется в мировой практике строительства подземных выработок. В качестве временной крепи используют податливые крепи из спецпрофиля, а после стабилизации смещений — арки из спецпрофиля замоноличивают бетоном.

Однако при проектировании выработок большого сечения возникает вопрос: зачем нужно поддерживать деформированные и разрушенные породы, если исследования на стадии проектирования, с помощью которых мы определяем смещения, так же надежны, как и исходные данные, которыми мы оперируем? Кроме того, при такой технологии строительства получают значительные переборы пород (особенно для выработок большого сечения), и ненадежность исходных данных свидетельствует о том, что этот способ является не совсем Удачным (14).

Второе направление, существующее на сегодняшний день, известно под названием метода двойной проходки. Суть этого метода состоит в том, что выработка проходится в два этапа, что позволяет снизить, а в некоторых случаях и свести до нуля смещения проектного контура выработки.

Для этого вначале проводят передовую выработку с учетом сохранения проектного контура выработки и действия на нем минимальных напряжений. После образования вокруг пилот-выработки зоны неупругих деформаций производится расширение ее до проектного контура и возводится постоянная крепь. Опережающую выработку либо крепят

податливой крепью, либо, если позволяют породы, не крепят вообще. При этом основные смещения в пределах проектного контура выработки реализуются под защитой породной оболочки (зона неупругих деформаций).

Если правильно подобрать размеры передовой выработки, а также время доработки забоя до проектного сечения, то можно достичь полной реализации смещений породного массива.

Поэтапный метод раскрытия забоя большепролетной выработки, причем со смещением каждого участка забоя вдоль оси выработки и креплением его боковой поверхности облегченной податливой крепью, позволяет предотвратить разуплотнение пород в целом на проектном контуре выработки, развивающееся в результате проявления горного давления.

На этом же принципе основан метод, предложенный еще в 1948 году Л. Рабцевичем и получивший название «новый австрийский тоннельный метод», который широко распространен во многих странах мира.

Суть этого метода состоит в максимальном сохранении и использовании несущей способности приконтурного массива за счет реализации строго контролируемых деформаций благодаря применению податливой или полуподатливой крепи, при этом плотно контактирующей с массивом. В качестве такой крепи обычно применяют анкеры в сочетании с набрызг-бетоном, устанавливаемые в несколько этапов, при этом каждая последующая партия устанавливается по мере исчерпания податливости предыдущей. Таким образом, установленная крепь демпфирует деформации породы и в конечном счете обеспечивает их стабильность к моменту возведения постоянной обделки либо сама играет ее роль.

Учитывая специфику технологии строительства рассматриваемых в данной работе объектов, таких, как подземные атомные электростанции (ПАЭС), подземные гидроэлектростанции (ПГЭС), гидроаккумулирующие электростанции (ГАЭС), комплексы для размещения запасов нефти и газа, а также подземные сооружения для захоронения радиоактивных отходов (РАО) и в особенности камерные выработки, следует отметить, что управление напряженно-деформированным состоянием породного массива в момент раскрытия под-сводовой части камер является особенно сложным процессом.

Сложность процесса прежде всего состоит в том, что в относительно небольшом объеме горного массива находится большое количество выработок разного типа (вертикальных, горизонтальных, наклонных) с различной ориентацией относительно друг друга, причем большинство выработок сопряжено друг с другом и фактически испытывает взаимовлияние как на стадии проходки, так и после нее. Причем усугубляю-

щим обстоятельством является тот факт, что каждая последующая выработка проходится в измененном напряженном состоянии массива.

Более того, практическое применение «точных» решений в замкнутом виде весьма ограничено ввиду слишком большого отрыва крайне идеализированных расчетных схем от реальных условий возникновения и развития напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности выработки. Кроме того, даже при небольших отклонениях расчетной схемы от простейшей (круглое отверстие в сплошной, однородной изотропной упругой, упруго-пластической или идеально-пластической среде при равномерном одноосном нагружении) предложенные формулы часто значительно усложняются и становятся неудобными для непосредственного использования в инженерных расчетах. Поэтому аналитические методы обычно применяют в сочетании с так называемыми наблюдательными методами или эмпирическим, с использованием результатов натурных измерений или модельных исследований.

В современной практике проектирования подземных сооружений аналитические методы почти полностью уступили место так называемым численным методам, связанным с использованием ЭВМ. Среди большого многообразия численных методов в области геомеханики получили распространение метод конечных элементов, метод конечных разностей, метод граничных интегральных уравнений и др.

При расчете методом конечных элементов (МКЭ) выполняют анализ уравнений, связывающих напряжения и перемещения элементов, вводят граничные условия и решают уравнения относительно перемещений, по которым затем вычисляют деформации, а затем напряжения. Преимущество метода заключается в скорости решения и достаточно хорошем учете физических и структурных свойств материалов. Недостатком метода являются трудности учета больших деформаций или геометрической нелинейности, фактора времени, в частности переменных нагрузок.

Метод конечных разностей (МКР) в трактовке Кандела сводится к решению законов движения частиц. Преимущество такого метода состоит в лучшем, по сравнению с другими методами, учете крупных деформаций и в возможности решения нелинейных (пластических) задач, а также в возможности учета фактора времени. К недостаткам метода относится учет конструктивных особенностей выработки (сооружения).

Интенсивное развитие в последние годы численных методов открывает большие возможности для исследования пространственного напряженно-деформированного состояния практически любой сложности. Так, например, метод граничных интегральных уравнений (МГИУ) по универсальности значительно уступает МКЭ (существенный его

недостаток — возможность получения решения только для однородных тел), но в ряде случаев дает высокую эффективность с точки зрения стоимости расчетов,

Решающим преимуществом МГИУ по сравнению с МКЭ и МКР является значительное сокращение числа рассматриваемых элементов дискретизации пространства в результате разбиения только граничной поверхности.

Известно достаточно большое число работ, посвященных изучению напряженно-деформированного состояния массива пород вокруг выработок.

Последующие исследования напряженно-деформированного состояния пород в процессе строительства крупномасштабных камер, используя численные методы, позволили установить закономерности формирования полей напряжений и распределения нормальных тангенциальных напряжений на контуре сводовой части выработки «грибовидной» и овальной форм сечения в процессе их строительства. В частности, было установлено, что опускание (осадка) свода происходит только в процессе раскрытия подсводового пространства. Причем существует линейная (обратная) зависимость опускания центральной части свода от коэффициента бокового давления пород в массиве (7). И, что особенно важно, при дальнейшем раскрытии сечения камеры (а она разрабатывается уступным способом) вертикальные смещения поверхности свода либо отсутствуют (в гравитационном поле начальных напряжений), либо наблюдается обратное перемещение свода вверх в тектоническом поле напряжений.

Таким образом, эти исследования подтвердили изначальные предположения, что самым ответственным моментом в процессе строительства крупных камер является проходка их подсводовой части.

Применение способа бокового уступа при раскрытии свода с одновременной организацией работ во всех забоях облегчает решение этой задачи. Однако при этом необходимо вести учет влияния вторичного (наведенного) поля напряжений, вызванного опережающим забоем, на напряженно-деформированное состояние пород в момент до раскрытия забоя до проектного очертания. Поэтому метод прогнозирования устойчивости большепролетных выработок, сооружаемых способом бокового уступа в сочетании с принципом многозабойной организации работ, расчета и выбора параметров сечения опережающего и отстающего забоев с учетом вторичного поля напряжений, вызванного выработанным пространством, позволит лучше обеспечить устойчивость проектного сечения выработки как в момент раскрытия, так и в момент возведения крепи.

2. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ЦИКЛОВ ПРОХОДКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

2.1. Буровзрывные способы проходки горизонтальных горных выработок.

При относительно высокой производительности проходки (100—130 пог. м) горизонтальных выработок организация труда и уровень механизации требуют значительного совершенствования. Изысканию и выявлению резервов, повышению производительности горизонтальных выработок и путям снижения себестоимости этих работ уделяется недостаточное внимание. Не выявлены причины, почему при одних и тех же горнотехнических условиях достигнуты различные технико-экономические показатели в скоростных проходческих бригадах. Теоретические исследования параметров технологии проведения горизонтальных выработок полностью раскрывают физическую сущность процесса проходческого цикла. Не установлена зависимость продолжительное его от совокупности влияющих факторов.

Полученные многими исследователями зависимости скорост бурения, количества шпуров, удельного расхода ВВ, количества воздуха для проветривания, производительности уборки от крепости пород, сечения выработок, диаметра шпура, длины шпура, способа разминовки, емкости вагонеток имеют частный характер и справедливы только для тех условий, в которых они проводились.

Эти факторы рассмотрены обособленно, влияние их совокупности не установлено.

Из всех операций проходческого цикла наиболее механизирован процесс бурения шпуров. Шпуры бурят перфораторами ПР-30К, ПР-30ЛУ, ПР-30, ПР-24Л. Для удобства обычно используют установочные поддерживающие приспособления — П-18ЛК, ППК-15Э, ППК-15ЭУ, ПК-3, БК-30.

Для интенсификации процесса бурения шпуров и облегчения условий труда проходчиков взамен бурильных молотков большое внимание уделяется созданию буровых установок. При использовании установки БУ—1 производительность бурильщиков повышается в 2-3 раза по сравнению с производительностью при бурении перфораторами. Трудоемкость работ снижается в 4-5 раз.

При анализе процесса бурения в проходческом цикле необходимо определить скорость бурения шпуров. Скорость бурения зависит от крепости породы, энергии удара, диаметра, геометрии инструмента, длины шпура и др. Скорость бурения в зависимости от указанных факторов исследовалась многими авторами. Полученные зависимости хотя и являются качественно одинаковыми, но количественно не соответствуют. Проводились в лаборатории исследования влияния различных факторов скорость бурения шпуров.

В результате получена формула определения скорости бурения в зависимости от свойств породы, диаметра коронки, энергии удара, угла поворота бура и угла приострения коронки.

$$V_{нач} = (15,5 - 0,08\alpha) \frac{\omega \cdot n \cdot \beta_{опт}}{180 \cdot \sigma_{сж} \cdot d^2}, \text{ см / мин} \quad (1)$$

ω — энергия удара перфоратора, кг/см ;

$\sigma_{сж}$ — предел прочности породы на сжатие, кг/см^2 ;

n — число ударов перфоратора в минуту;

β — угол поворота бура между ударами, град. ;

d — диаметр коронки, см ,

α — угол приострения коронки, град.

Для того, чтобы правильно выбрать перфоратор для данного горнотехнического условия проходки, необходимо обратить внимание на величину угла поворота бура между смежными ударами, так как угол поворота бура — один из основных параметров, влияющих на производительность бурения шпуров.

Получено формула оптимальной величины угла поворота бура, выведенную с помощью теории размерностей на основании анализа большого объема экспериментальных исследований процесса бурения.

$$\beta_{опт} = \frac{6,56\alpha}{d^2} \sqrt[3]{\left(\frac{\omega}{\sigma_{сж}}\right)^2}, \text{ град} \quad (2)$$

С помощью формулы (1) можно определить чистую скорость бурения с учетом оптимального угла поворота бура, предварительно определив его для заданных условий по формуле (2).

Учитывая, что скорость бурения, кроме приведенных в формуле факторов, зависит от глубины шпура, экспериментально определилась коэффициент потери скорости бурения при различных значениях глубины шпура: при $l_{хшп}=0,5$, $K_{lx}=0,956$, соответственно при 1,0 равно 0,912, при 1,5—0,87, при 2,0—0,82, при 2,5-0,78, при 3,0 - 0,74, при 3,5-0,7.

Зависимости коэффициента потери скорости бурения от длины шпура определили

$$K_{l_x} = 1 - 0,088 \cdot l_{хшп}, \quad (3)$$

где $l_{хшп}$ — заданная глубина шпуров, м .

При определении времени бурения нужно брать среднюю скорость. Ее можно получить по формуле

$$V_{cp} = V_{нач} \cdot K_{l_{cp}}, \quad (4)$$

где

$$K_{l_{cp}} = \frac{K_{l_0} + K_{l_{хип}}}{2} = \frac{1 + (1 - 0,088l_{хип})}{2}. \quad (5)$$

До настоящего времени нет единого мнения о существовании оптимальной величины глубины шпура. Анализ данных опыта (проведение горных выработок в зарубежных странах) скоростных проходок показывает, что наилучшие результаты проходки достигнуты при средней глубине шпура не менее двух метров. Это объясняется тем, что времени на вспомогательно-заключительные и подготовительные работы затрачивается больше, чем на обустройство дополнительной длины шпура в общем цикле проходки выработок.

На основании изучения затрат времени на обустройство забоя при различной длине шпуров Б. И. Нифонтов рекомендует принимать длину шпуров от 2,5 до 3,5 м, тогда как, по данным других авторов, длина шпуров не превышает 2—2,5 м. При анализе данных скоростного проведения горных выработок и опытных наблюдений установились зависимость оптимальной глубины шпура от крепости породы и сечения выработки.

$$l_{опт.шпур} = 3,46 \sqrt{\frac{s}{f}}. \quad (6)$$

При установлении времени бурения в цикле проходки важно определить количество шпуров. Мнения о количестве шпуров различны. Формулы, предложенные авторами, дают различные результаты, поэтому сопоставление их невозможно. Наиболее приемлема для практического использования формула Б. И. Нифонтова, однако результаты, полученные по ней, требуют экспериментальной проверки. Кроме того, в формуле не учитывается влияние глубины шпура и трещиноватости породы. На основе обработки хронометражных наблюдений и данных многочисленных опытов скоростного проведения горизонтальных выработок получена формула определения количества шпуров

$$N_{шпур} = (4,56 + 0,4l_{опт.шпур}) \frac{\sigma \cdot s \cdot K_{mp}}{\mu \cdot \rho \cdot d}, \quad (7)$$

$l_{опт.шпур}$ — оптимальная глубина шпуров, определяемая по формуле (6), м,

σ — предел прочности породы на сжатие, кг/см²,

s — сечение выработки, м²,

μ — плотность патронов ВВ, или плотность заряжения, г/см³

ρ — работоспособность ВВ, см,

d — диаметр шпура, см,

K_{mp} — коэффициент, характеризующий трещиноватость горных пород.

Зная оптимальную глубину шпуров и необходимое количество их в забое для данных горнотехнических условий по формулам (6) и (7) можно определить общую длину шпура за цикл.

$$L_{\text{общ.шп}} = l_{\text{опт.шп}} \cdot N_{\text{шп}} \cdot M \quad (8)$$

Следовательно, чистое время на обустройство забоя с учетом всех влияющих факторов определим по выражению

$$T_{\text{ч.бур}} = \frac{L_{\text{общ.шп}}}{V_{\text{ср}}}, \text{ мин} \quad (9)$$

Если количество одновременно работающих перфораторов обозначить Z_n , то формула (9) примет вид

$$T_{\text{ч.бур}} = \frac{L_{\text{общ.шп}}}{Z_n \cdot V_{\text{ср}}}, \text{ мин.} \quad (9')$$

В полученное время на обустройство забоя не входит время на подготовительные, вспомогательные и заключительные операции, необходимые при бурении.

Время на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции при обустройстве забоя в проходческом цикле мы определили на основе анализа опытов скоростного проведения горизонтальных выработок и хронометражных наблюдений. В результате установили, что оно зависит в основном от количества и объема пробуриваемых шпуров и одновременно работающих перфораторов. При этом учитывается время смены бура, смазка перфоратора, переход к новому шпуру, продувка и очистка шпура и др.

Кроме того, время на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции при бурении целесообразно определять по общей удельной затрате времени, отнесенной к 1 м шпура. Удельная затрата при бурении 1 м шпура, по результатам хронометражных наблюдений, равна $\tau = 0,6 \text{ мин/м}$. Тогда общее время обустройства забоя с учетом удельной затраты времени на вспомогательные операции равно

$$T_{\text{общ.бур}} = \frac{L_{\text{общ.шп}} \cdot (1 + \tau \cdot V_{\text{ср}})}{Z_n \cdot V_{\text{ср}}}, \quad (10)$$

Для анализа процесса заряжания и взрывания проходческого цикла необходимо изучить вопрос по определению расхода ВВ во взаимосвязи с другими факторами, влияющими на эффективность проведения горных выработок. Основным критерий определения количества ВВ — удельный расход в килограммах на 1 м^3 породы, подлежащей взрыванию.

Впервые теоретическое обоснование удельного расхода ВВ предложено М. М. Протодяконовым. Согласно автору

$$q_{BB} = \sqrt{\frac{f}{s}}, \text{ кг} / \text{ м}^3. \quad (11)$$

Аналогичными являются формулы Стешенко и Богомолова, Ф. Суханов предлагает формулу вида

$$Q_{BB} = q_{BB} \cdot a \cdot b \cdot \psi \cdot \omega \cdot x, \text{ кг} \quad (12)$$

q_{BB} — коэффициент взрываемости, или расход ВВ на 1 м³ при определенных стандартных условиях,

a — коэффициент относительной силы ВВ,

b — коэффициент влияния площади поперечного сечения забоя выработки,

ω — коэффициент, учитывающий глубину шпура,

ψ — коэффициент, учитывающий форму заряда,

x — коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей в забое.

Э.О.Миндели на основе экспериментальных исследований установил, что на величину удельного расхода ВВ в основном влияют сечение выработки, глубина шпура, его диаметр, физико-механические свойства пород количество шпуров, коэффициент заполнения шпура и плотности ВВ. Он предложил эмпирические формулы удельного расхода ВВ рассматривать отдельно от каждого из указанных факторов, что затрудняет практическое их применение. Кроме того, они справедливы только для тех условий, в которых проводился эксперимент.

Статистическим анализом (опыт скоростного проведения горизонтальных выработок) Б.И. Нифонтов вывел формулу для определения удельного расхода ВВ.

$$q_{BB} = \frac{360}{\rho} \sqrt[3]{\frac{f^2}{s}}, \quad (13)$$

В ней учитываются крепость породы, сечение выработки и работоспособность ВВ. Однако эту формулу нельзя признать совершенной, хотя она имеет значительные преимущества перед формулами предыдущих авторов с точки зрения практического их применения. Ф.А.Арипов, И.И.Шамансуров и М.Алимовы попытались определить удельный расход ВВ в зависимости от свойств пород, сечения выработки, диаметра и длины шпура, коэффициента заполнения и коэффициента использования шпура, свойства взрывчатого вещества. В общем виде ее можно записать

$$q_{BB} = \theta \frac{l_{cp.ont.un} \cdot \sigma \cdot d \cdot \gamma_{un}}{10^9 \cdot \rho \cdot \eta}, \text{ кг } / \text{ м}^3 \quad (14)$$

где θ — коэффициент, учитывающий изменение q_{BB} от сечения выработки,
 $l_{cp.ont.un}$ — средняя оптимальная глубина шпуров, определяемая по формуле (6),
 m ,
 d — диаметр шпура или заряда, m ,
 γ_{un} — коэффициент заполнения шпура определяется по выведенной нами
 эмпирической формуле.

$$\gamma_{un} = 0,0166f + 0,4 \quad (15)$$

η — коэффициент использования шпура (КИШ).

Общее количество ВВ за один взрыв можно установить по выражению

$$Q_{BB} = q_{BB} \cdot s \cdot l_{cp.ont.un} \cdot \quad (16)$$

Определив удельный и общий расход ВВ, можно анализировать затраты времени на заряджение и взрывание забоя выработки. В результате хронометражных наблюдений установлено, что удельная затрата времени на заряджение 1 м шпура одним взрывником составляет $\delta = 1,16$ чел мин/м. Следовательно, время на заряджение забоя одним взрывником без учета времени на взрывание, вспомогательные и подготовительно-заключительные операции можно определить по формуле

$$T_{зар} = L_{общ.un} \cdot \delta, \text{ чел.мин.} \quad (17)$$

С учетом количества одновременно работающих взрывников формула имеет вид

$$T_{зар} = \frac{L_{общ.un} \cdot \delta}{Z_B} \quad (18)$$

Из хронометражных наблюдений установлено, что удельные затраты времени на вспомогательные и подготовительно-заключительные операции процесса заряджания и взрывания составляет $\Delta = 0,125$ чел мин/м. Общее время, затрачиваемое на заряджение и взрывание, можно записать

$$T_{общ.зар.взр} = \frac{L_{общ.un}(\delta + \Delta)}{Z_B}, \text{ мин.} \quad (19)$$

Общее время буровзрывных работ в проходческом цикле определено по формуле

$$T_{общ.БВР} = \frac{L_{общ.un}(1 + \tau \cdot V_{cp})}{Z_n \cdot V_{cp}} + \frac{L_{общ.un}(\delta + \Delta)}{Z_B}, \text{ мин.} \quad (20)$$

После преобразования получим

$$T_{\text{общ.БВР}} = \frac{L_{\text{общ.ин}} [1 + V_{\text{ср}} (\tau + \delta + \Delta)]}{Z \cdot V_{\text{ср}}}, \text{ мин.} \quad (21)$$

Интенсивная вентиляция — эффективное средство борьбы с загрязнением воздуха в подземных выработках. Нечеткая организация увеличивает время, затрачиваемое на проветривание забоя после взрывных работ. Случаи, когда время проветривания забоев достигает 1 — 1,5 часа не единичны. Это, в свою очередь, влияет на темпы проходческих работ.

Горизонтальные выработки, находящиеся в стадии проходки, представляют собой тупиковые выработки, требующие для проветривания нагнетательный, всасывающий и комбинированный способы проветривания.

Нагнетательный способ применяется при длине выработки 300—400 м. Он позволяет интенсивно проветривать призабойное пространство, из-за движения ядовитых продуктов исключаются возможность нахождения рабочих и производство работ по всей выработке во время проветривания, этим и объясняется целесообразность его применения в выработках незначительной длины.

Всасывающий способ, получивший наибольшее распространение при скоростном проведении выработок, рекомендуется применять в выработках протяженностью более 200 м.

Комбинированный способ проветривания — сочетание нагнетательного и всасывающего. Для подачи воздуха используют легкие вентиляторы с малой производительностью. Нагнетательный трубопровод при этом небольшой (около 15—20 м) длины. На практике скоростного проведения выработок хорошо зарекомендовали себя распылители, создающие воздушно-водяной заслон погашения ядовитых газов и пыли.

Количество воздуха, необходимое для проветривания забоя выработок, рассчитывается по количеству ядовитых газообразных продуктов взрыва и одновременно взрываеом количестве ВВ и времени, в течение которого в забое воздух должен быть доведен до состояния, разрешающего пребывание в нем рабочих.

Практика скоростного проведения горизонтальных горных выработок показывает, что в современных условиях вентиляционное оборудование и существующие способы проветривания позволяют разжижать ядовитые газообразные продукты взрыва до концентрации, отвечающей требованиям правил безопасности за любое время, не превышающее 15—20 мин. и снижающееся в отдельных случаях до 5 мин. Поэтому расчет проветривания должен основываться на заранее принятой (целесообразной) продолжительности и направлен на подбор соответствующего вентиляционного

оборудования. Расчет проветривания производим в зависимости от принятого способа.

При комбинированном способе в забой должно подаваться количество воздуха

$$Q'_{BK} = 0,5 \frac{V_{зз}}{T_{пров}} \sqrt{\frac{C_0}{C}}, \text{ м}^3 / \text{мин.} \quad (22)$$

и одновременно отсасываться:

$$Q''_{BK} = (1,25 - 1,3) \cdot Q'_{BK}, \text{ м}^3 / \text{мин.} \quad (23)$$

где $V_{зз}$ — объем заперемычной зоны;

$T_{пров}$ — время проветривания, мин.;

C_0 — начальная концентрация условной окиси углерод в заперемычной зоне;

C — допустимая концентрация условной окиси углерода. Объем заперемычной зоны определяется по формуле

$$V_{зз} = L_{зз} \cdot S, \text{ м}^3. \quad (24)$$

где $L_{зз}$ — длина заперемычной зоны, м.

Начальная концентрация условной окиси углерода в заперемычной зоне определяется так

$$C_0 = \frac{Q_{BB} \cdot G}{10 \cdot V_{зз}} = \frac{Q_{BB} \cdot G}{10 \cdot L_{зз} \cdot S}, \quad (25)$$

где G — количество ядовитых газов в пересчете на СО, выделяющихся при взрыве 1 кг ВВ/

Согласно правилам безопасности $G = 4 \text{ л/кг}$.

Предельно допустимая концентрация окиси углерода в зоне отброса газов $C = 0,008\%$ при любом способе проветривания. Коэффициент потерь воздуха через стыки вентиляционных труб определяется по формуле

$$\varepsilon = \left(\frac{1}{3} K_{ст} \cdot d_{тр} \cdot \frac{L_{тр}}{l_{тр}} \sqrt{R} + 1 \right)^2, \quad (26)$$

где $K_{ст}$ — удельный стыковой коэффициент воздухопроницаемости;

$d_{тр}$ — диаметр трубопровода, м;

$L_{тр}$ — общая длина трубопровода, м;

$l_{тр}$ — длина звена трубопровода, м;

R — аэродинамическое сопротивление трубопровода.

$$R = \frac{6,5 \cdot r \cdot L_{mp}}{d_{mp}^5}, \quad (27)$$

где r — аэродинамический коэффициент сопротивления труб.

Динамическая депрессия вентилятора определяется по формуле

$$h_{дин} = \frac{\left(\frac{Q''_{BB}}{S_{mp}} \right)^2 \cdot \gamma}{2 \cdot g}, \text{ мм.вод.ст.}, \quad (28)$$

где $Q''_{вк}$ — количество воздуха, которое надо удалить из забоя, $\text{м}^3/\text{сек}$;

S_{mp} — площадь сечения трубопровода, м^2 ;

γ — удельный вес воздуха, равный $1,2 \text{ кг}/\text{м}^3$;

g — ускорение силы тяжести, $\text{м}/\text{сек}^2$.

Статическая депрессия вентилятора определяется так

$$h_{ст} = \varepsilon \frac{r \cdot p_{mp} \cdot L_{mp} \cdot (Q''_{BK})^2}{S_{mp}^3}, \text{ мм.вод.ст.}, \quad (29)$$

где p_{mp} — периметр трубопровода, м .

Полная депрессия вентилятора равна

$$h = h_{ст} + h_{дин}, \text{ мм.вод.ст.} \quad (30)$$

Дебит вентилятора должен быть

$$Q_{вен} \geq \varepsilon \cdot Q''_{BK} \quad (31)$$

Однако при определении производительности и выборе вентилятора в каждом случае вышеприведенные формулы не позволяют судить, каким образом можно проветривать глухие выработки различной длины и сечения за 5—15 мин. Это объясняется тем, что, во-первых, не определена длина заперемычной зоны, во-вторых, потери воздуха определяются с учетом длины выработки, но не более 600—800 м одним вентилятором.

2.2. Уборка породы и крепления выработок.

Уборка отбитой горной массы — трудоемкий процесс, увеличивающий продолжительность (40%) проходческого цикла. В выработках сечением более $5,1 \text{ м}^2$ породу грузят машинами, при меньших сечениях вручную и очень редко скрепером.

Взорванную горную массу убирают в основном погрузочными машинами типа ППН-1. Производительность погрузочных машин на некоторых проходках низкая и составляет 10—15 $\text{м}^3/\text{час}$ (расчетная производительность машины 20 $\text{м}^3/\text{час}$). Низкая

производительность погрузочных машин объясняется малым коэффициентом их использования во время работы из-за отсутствия совершенных разминочных приспособлений.

При скоростном проведении горизонтальных горных выработок применяют средства обмена вагонеток – накладные разминовки, тупиковые заезды, маневровые плиты, переносные стрелочные переводы и др. При использовании разминочных приспособлений, позволяющих максимально сократить время на обмен вагонеток производительность погрузочных машин резко возрастает.

При эксплуатации погрузочных машин ПМЛ-5 выявлены недостатки. Почти все скоростные проходки осуществляли с предварительным внесением в машину конструктивных изменений, направленных на увеличение ее производительности (утяжелять, даивать узлы, переносить пульт управления и повышать емкость ковша с 0,17 до 0,4 м³ и т.д.).

При скоростных проходках в зарубежных лучших результатов добились при применении погрузочной машины ПМЛ—5М. Однако в конструкцию этой машины внесены некоторые изменения (увеличена емкость ковша, улучшено управление машиной и т.д.). Например, при проведении квершлага сечением 9 м² на руднике «Северный» с применением переходных маневровых плит в сочетании с двухколейными отказными путями и погрузкой в вагонетки емкостью 0,6 м³ часовая производительность машины достигала 46 м³ (месячное подвигание забоя составляло 1021 м). Средние темпы проходки, составляющие 450—550 м/мес. в этих странах достигнуты с применением погрузочных машин ПМЛ—5 и ПМЛ—63.

В некоторых странах наибольшее распространение при скоростном проведении горизонтальных выработок получили электрические погрузочные машины «Конвей», «Эймко—21», пневматические «Эймко—40», «Эймко—40—Н», «Джой ISL—7» на гусеничном ходу, «Конвей—100—1» с ковшом емкостью 0,96 м³, «Атлас Копко LM—200». Лучшие результаты получены при применении погрузочных машин «Конвей» и «Эймко—40—Н».

Для погрузочных машин с управляемым одноковшовым органом, получивших наибольшее распространение, определили время уборки породы и производительность машины. При этом руководствовались формулами, рекомендуемыми Б. М. Нифонтовым.

Время уборки породы составит

$$T_{уб} = \frac{V_{II}}{V_B + v_B} t_B + t_{н.з.в.уб}, \quad (32)$$

где V_{Π} — объем отбитой взрывом породы, м^3 .

$$V_{\Pi} = S \cdot l_{\text{ум}} \cdot \eta \cdot \varphi, \quad (33)$$

где φ — коэффициент разрыхления породы;

t_B — полное время загрузки одной вагонетки с учетом обмена и маневров.

$$t_B = \frac{V_B \cdot v_B}{V_K \cdot v_K} t_{\text{чер}} + \frac{2 \cdot L_{\text{раз}}}{V_B} \quad (34)$$

где V_B — емкость вагонетки, м^3

V_K — емкость ковша погрузочной машины, м^3 ;

v_B — коэффициент заполнения вагонетки;

v_K — коэффициент заполнения ковша;

$t_{\text{чер}}$ — время одного черпания, мин;

$L_{\text{раз}}$ — расстояние откатки до разминочного устройства, м;

V_B — средняя скорость движения груженой и порожней вагонетки при обмене, м/мин;

$t_{\text{н.з.в.уб}}$ — время подготовительно-заключительных и вспомогательных операций при уборке породы, мин.

Из хронометражных наблюдений уборки породы определены удельные затраты времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, равные $\xi = 0,4 \text{ мин/м}^3$ взорванной породы.

Тогда

$$t_{\text{н.з.в.уб}} = \xi V_{\Pi} \quad (35)$$

В формуле (34), рекомендованной Б. М. Нифонтовым, первый член характеризует время загрузки одной вагонетки, второй — время, затраченное на обмен и маневры вагонетки при обычных способах разминки. При обычной разминке время на обмен и маневры в зависимости от расстояния разминки составляют $t_{\text{раз}} = 2—4$ мин., при применении вагоноперестановщика — 2—3, поворотной плиты — 1,5—2,5, накладной разминки — 0,5—1,5. При использовании конвейерных ленточных перегружателей, бункер-поездов время погрузки определяется без учета обмена и маневров вагонеток.

Часовая производительность погрузочной машины может быть определена

$$\Pi_{\text{час}} = \frac{60 \cdot V_{\Pi}}{\frac{V_{\Pi}}{V_B \cdot v_B} t_B + t_{\text{н.з.в.уб}}} = \frac{60}{\frac{1}{V_B \cdot v_B} t_B + \frac{t_{\text{н.з.в.уб}}}{S \cdot l_{\text{ум}} \cdot \eta \cdot \varphi}}. \quad (36)$$

Производительность погрузочной машины зависит от емкости вагонетки, коэффициента ее наполнения, затрат времени на подготовительно-заключительные и вспомогательные операции, площади поперечного сечения забоя, глубины шпуров, КИШ, коэффициента разрыхления и времени на заполнение вагонетки.

При скоростных проходках крепление может производиться в совмещении с другими операциями и может занимать самостоятельное время в проходческом цикле. Это в основном зависит от состояния горных выработок и поведения горных пород при проходке.

Основной критерий, определяющий состояние горных выработок, как установлено из опытов хронометражных наблюдений, — трещиноватость и крепость горных пород. С помощью этих показателей можно определить степень устойчивости выработок и разработать рекомендации по конструкциям и способам крепления для каждого конкретного горнотехнического условия проходки.

На основе анализа и обработки хронометражных наблюдений выведено эмпирическая формула для определения коэффициента устойчивости выработок

$$K_{уст} = \frac{f \cdot K_{mp}}{20}. \quad (37)$$

С помощью этого уравнения можно определить числовые значения коэффициента устойчивости при различной крепости и трещиноватости горных пород и соответственно области применения способов крепления.

Месторождения объединения „Самаркандгеология" по коэффициенту устойчивости могут быть отнесены к I, II, III группам. Например, Марджанбулак и Бельтау ($K_{уст} < 0,30$) — к I группе, Кызылкумы ($K_{уст} = 0,35-0,4$) — к II; Зармитан, Учкулач, Хандиза и Яхтон ($K_{уст} = 0,40-0,60$) — к III.

Продолжительность процесса крепления определяется, с одной стороны, устойчивостью выработок $K_{уст}$, с другой — количеством рабочих, занятых на креплении $Z_{кр}$. На основе анализа и обработки хронометражных наблюдений получено эмпирическая уравнения, позволяющее определить удельное время крепления 1 пог.м выработки.

$$t_{кр} = 60 \left[\frac{0,66}{Z_{кр}} \left(\frac{1}{K_{уст}^2} - 1 \right) \right] \frac{S}{8}, \text{ мин. / м.} \quad (38)$$

Общие время крепления выработки за 1 цикл равно

$$T_{кр} = 60 \left[\frac{0,66}{Z_{кр}} \left(\frac{1}{K_{уст}^2} - 1 \right) \right] \frac{S}{8} \cdot l_{опт.мин} \cdot \eta, \text{ мин.} \quad (39)$$

Определение продолжительности проходческого цикла и скорости проходки

Продолжительность проходческого цикла можно записать в следующем виде:

$$\begin{aligned} T_{\text{цикла}} &= T_{\text{бур}} + T_{\text{зар.взр}} + T_{\text{пров}} + T_{\text{уб}} + T_{\text{кр}} = \\ &= \frac{L_{\text{общ.шт}}(1 + \tau \cdot V_{\text{ср}})}{Z_{\text{п}} \cdot V_{\text{ср}}} + \frac{L_{\text{общ.шт}}(\delta + \Delta)}{Z_{\text{в}}} + T_{\text{пров}} + \frac{V_{\text{п}} \cdot t_{\text{в}}}{V_{\text{в}} \cdot v_{\text{в}}} + \\ &+ \xi \cdot V_{\text{п}} + 60 \left[\frac{0,66}{Z_{\text{кр}}} \left(\frac{1}{K_{\text{уст}}^2} - 1 \right) \right] \frac{S}{8} \cdot l_{\text{опт.шт}} \cdot \eta, \text{ мин.} \end{aligned} \quad (40)$$

Количество циклов в смену можно определить

$$M_{\text{см}} = \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{цикла}}}, \quad (41)$$

$T_{\text{см}}$ — продолжительность смены, час.

Количество циклов в сутки равно

$$M_{\text{сут}} = M_{\text{см}} \cdot j, \quad (42)$$

j — количество смен в сутки.

Количество циклов в месяц составляет

$$M_{\text{мес}} = M_{\text{сут}} \cdot D, \quad (43)$$

D — количество рабочих дней в месяц.

Следовательно, скорость подвигания забоя в месяц равна

$$П_{\text{мес}} = M_{\text{сут}} \cdot D \cdot l_{\text{ср.опт.шт}} \cdot \eta, \text{ м} \quad (44)$$

Рассмотренные нами на основе статистического анализа многочисленных производственных опытов проведения выработок, хронометражных наблюдений и производственных экспериментальных исследований теоретические и эмпирические выражения позволяют определить рациональные параметры процессов и продолжительности проходческого цикла и являются основой разработки проектов скоростного проведения горизонтальных горных выработок для различных горнотехнических условий.

2.3. Техничко-экономические показатели проходки горизонтальных горных выработок.

За основные критерии, определяющие технико-экономические показатели горнопроходческих работ, мы приняли месячную производительность проходки и стоимость 1 пог. м выработки.

По результатам многочисленных исследований процессов проходческого цикла установлено, что основные факторы, влияющие на производительность и стоимость проведения горизонтальных выработок — устойчивость горных выработок $K_{уст}$, сечение выработки S , производительность и емкость откаточных сосудов V_B , количество работающих перфораторов $Z_{перф}$, количество действующих забоев N_z , способы и время разминки $t_{раз}$ и др.

Функциональную зависимость месячной производительности проходки в зависимости от указанных можно записать так

$$\Pi_{мес} = f(K_{уст}, S, V_B, Z_{перф}, N_z, t_{раз}).$$

При анализе зависимостей эти факторы изменялись в следующих пределах:

$$K_{уст} = 0,4, 0,65, 1,0$$

$$S = 5,1, 5,8, 6,4, 7,0 \text{ м}^2$$

$$V_B = 0,6, 0,8, 1,0, 1,2, 1,6, 2,0 \text{ м}^3$$

$$Z_{перф} = 2, 4, 6$$

$$N_z = 1, 2, 3, 4, 5, 6$$

$$t_{раз} = 2,5, 1,5, 1,0, 0,6 \text{ мин.}$$

Время (мин.) разминки принято на основании хронометражных наблюдений и соответствует различным способам разминки:

2,5 — обычная разминка;

1,5 — накладная разминка, вагоноперестановщики, разминочные плиты и др.;

1,0 — ленточные конвейерные перегружатели;

0,6 — бункерующие вагоны-поезда.

Опираясь вышеуказанных можно отметить, что все факторы взаимосвязаны. Каждый из них влияет на производительность проходки по-разному. Максимальная производительность проходки достигается при оптимальном их соотношении. Исследование производительности проходки с учетом влияния всех факторов одновременно затруднительно. Поэтому ниже приводим анализ зависимости производительности проходки от перечисленных параметров в отдельности, но с учетом тех факторов, которые оказывают при этом наибольшее влияние.

Закономерности изменения $\Pi=f(Z_{перф})$ во всех случаях качественно одинаковы и изменяются только количественно.

Производительность проходки увеличивается с увеличением количества перфораторов и уменьшением крепости породы и сечения выработки.

Интенсивность роста производительности проходки увеличивается с повышением крепости породы и уменьшением сечения выработки. Это объясняется тем, что с повышением крепости породы удельная затрата времени на обустройство забоя, по сравнению с другими операциями цикла, значительно увеличивается. Например, процесс бурения шпуров в цикле проходки по крепким породам занимает до 60—70% времени. Следовательно, увеличение количества перфораторов позволяет значительно сократить время на обустройство забоя и соответственно увеличить производительность проходки. Уменьшение сечения выработки позволяет сократить объем бурения и соответственно количество взорванной породы.

Рассмотрим относительное увеличение производительности проходки от количества одновременно работающих перфораторов при различной крепости пород при сечении $S = 5,8 \text{ м}^2$.

Относительное повышение производительности проходки с увеличением количества перфораторов при $f=8$ составило $\frac{П_4}{П_2} = 1,07$ раза, $\frac{П_6}{П_2} = 1,10$ ($П_2, П_4, П_6$ – производительность проходки соответственно при бурении 2, 4, 6 перфораторами), при $f=12$ $\frac{П_4}{П_2} = 1,14, \frac{П_6}{П_2} = 1,20$, при $f=16$ $\frac{П_4}{П_2} = 1,21, \frac{П_6}{П_2} = 1,30$, при $f=20$ $\frac{П_4}{П_2} = 1,30, \frac{П_6}{П_2} = 1,47$ раза.

Следовательно, с повышением крепости породы и сечения выработки целесообразно увеличить количество одновременно работающих перфораторов.

Рассмотрим зависимости изменения производительности проходки от сечения выработки при различных значениях крепости пород и количества перфораторов, способ разминки обычный, объем вагонетки 0,6 и коэффициент устойчивости 1.

Закономерность изменения зависимости $П=f(S)$ характеризуется кривой второго порядка типа гиперболы. Кривые качественно одинаковые. Производительность проходки с увеличением сечения выработок уменьшается, и кривые зависимости асимптотически приближаются к оси абсцисс.

Интенсивность изменения производительности проходки в зависимости от сечения выработки уменьшается с увеличением крепости породы

При прочих равных условиях при $f=8$ производительность проходки при $S=5,1$ по сравнению с $S=7 \text{ м}^2$ больше на 90 *пог. м*, при $f=12$ соответственно на 70, при $f=16$ на 60 и при $f=20$ на 45. Следовательно, относительной увеличением разности производительности проходки при $f=8$ по сравнению с $f=12$ больше в 1,33 раза, с $f=16$ в 1,50, с $f=20$ в 2,0.

С уменьшением крепости породы целесообразно уменьшение сечения выработки, что дает возможность наряду с повышением производительности проходки увеличить устойчивость выработок и значительно сократить время на операции бурения шпуров, уборки породы и крепления выработанного пространства.

Рассмотрим производительности проходки от объема откаточного сосуда при $f=8$, $S= 5,1 \text{ м}^2$, $Z_{\text{перф}} = 2$ и при $K_{\text{уст}} = 1$. Объем откаточного сосуда влияет на производительность проходки. Закономерность изменения $\Pi=f(V_B)$ характеризуется кривой второго порядка типа параболы, невыраженными максимумами. Производительность проходки повышается с увеличением объема откаточного сосуда. Например, при увеличении объема сосуда от $0,6$ до 1 м^3 производительность повышается в $1,3$ раза, при $V_B=1,6 \text{ м}^3$ (относительно $0,6 \text{ м}^3$) — в $1,56$ и при $V_B = 2 \text{ м}^3$ — в $1,7$.

Производительность проходки в зависимости от объема откаточных сосудов особенно повышается при увеличении сечения выработок и уменьшения крепости породы (табл. 24). Это объясняется тем, что с увеличением сечения и уменьшением крепости породы увеличивается глубина шпуров (ухodka за цикл) и соответственно объем взорванной породы. Следовательно, увеличение объемов откаточного сосуда во всех случаях способствует повышению производительности проходки, что особенно важно при проходке выработок по породам средней крепости и большого сечения выработок.

На рис. 1 приведен график зависимости производительности проходки от способа и времени разминировки откаточных сосудов, при $f=8$, $S=5,1 \text{ м}^2$, $Z_{\text{перф}}=2$ и $V_B=0,6 \text{ м}^3$. С увеличением времени разминировки величина производительности проходки будет приближаться асимптотически к оси абсцисс. В заданных нами пределах (рис. 1) производительность проходки уменьшается с увеличением времени разминировки. Закономерность изменения $\Pi=f(t_{\text{раз}})$ во всех случаях качественно одинакова и изменяется количественно в зависимости от крепости породы. При $f=8$ производительность проходки в зависимости от способа и времени разминировки изменяется в следующем соотношении.

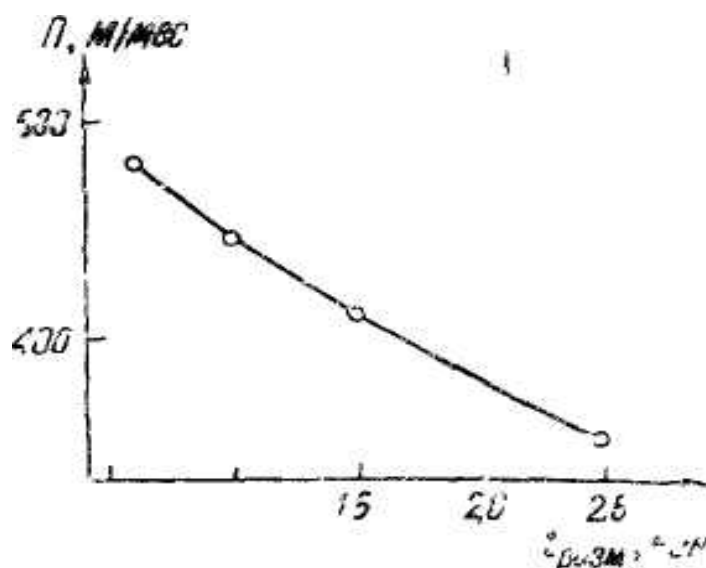


Рис. 1. Зависимость месячной производительности проходки от времени на разминировку вагонетки ($f=6$, $S=5,1 \text{ м}^2$, $Z_{перф}=2$)

При применении бункер-поезда время разминировки $t_{раз}=0,6 \text{ мин.}$, в этом случае производительность проходки составила $\Pi=480 \text{ пог.м/мес.}$, при ленточных конвейерных перегружателях — $t_{раз}=1,0 \text{ мин.}$, производительность проходки составила $\Pi=445 \text{ пог.м.}$ При применении накладной разминировки и вагоноперестановщика время разминировки $t_{раз}=1,5 \text{ мин.}$, производительность проходки составила $\Pi=410 \text{ пог.м.}$, при обычной разминировке $t_{раз}=2,5 \text{ мин.}$ $\Pi=353 \text{ пог.м.}$

Следовательно, по сравнению с обычным способом разминировки производительность проходки при накладной разминировке увеличилась в 1,16 раза, при ленточных конвейерных перегружателях в 1,26, при бункер-поезде — в 1,37.

В зависимости от применения того или иного способа разминировки производительность проходки увеличивается от 15 до 40%. При повышении крепости горных пород этот порядок почти не изменяется, но отличается по абсолютной величине.

Один из основных факторов, влияющих на производительность проходки, — коэффициент устойчивости массива, с которого определяется степень устойчивости горных выработок и способы их крепления.

На рис.2 приведен график зависимости относительной производительности проходки от коэффициента устойчивости выработок $\Pi_{отн}=f(K_{уст})$. Относительная производительность проходки в пределах коэффициента устойчивости от 0,4 до 1 изменяется почти в 2 раза.

Закономерность изменения характеризуется кривой второго порядка типа параболы. При прочих равных условиях с увеличением коэффициента устойчивости повышается относительная производительность проходки. При коэффициенте устойчивости $\geq 0,4$ производится сплошное крепление без опережения забоя. Процесс крепления входит в цикл проходки как самостоятельная операция. В этом случае порода некрепкая или сильнотрещиноватая. Поэтому производительность проходки значительно падает. При коэффициенте устойчивости $K_{уст}=0,65$ производится деревянное крепление в разбежку, с неполными дверными окладами или штанговое в комбинации с набрызгбетонной крепью, процесс крепления может быть самостоятельным и совмещенным в цикле проходки. В этом случае, порода средней крепости или крепкая и средней трещиноватости. Производительность проходки выше, чем при $K_{уст} \leq 0,4$ в 1,5 раза.

При коэффициенте устойчивости $K_{уст}=1,0$ крепление отсутствует или крепятся места сопряжения выработок. Процесс крепления или отсутствует, или совмещается с другими операциями проходческого цикла, в этом случае производительность проходки увеличивается по сравнению с $K_{уст} \leq 0,4$ в 1,9 раза.

Таким образом, производительность проходки в зависимости от устойчивости выработок колеблется в широких пределах. Для эффективности проходки горных выработок в неустойчивых породах необходимо сократить сечение выработок до предельно возможного уровня и применять механизированные способы и конструкции крепления, что значительно сократит объемы и время крепления, повысит производительность проходки и снизит себестоимость 1 *пог.м* выработки.

Рассмотрим изменение производительности проходки в зависимости от крепости породы с учетом устойчивости массива и при различном числе проходчиков в смену (рис. 3). Зависимость производительности проходки от крепости пород характеризуется кривой второго порядка с явно выраженными максимумами, т.е. с повышением крепости породы производительность проходки увеличивается до определенного значения крепости породы, а затем падает.

Во всех случаях максимальная производительность проходки достигается при крепости пород $f=12 \div 14$. С повышением крепости пород до $f=11$ (рис. 3) производительность проходки увеличивается, кривая выполаживается и при крепости $f=14$ достигает максимума, при $f \geq 16$ — уменьшается. Наиболее благоприятные условия проведения горноразведочных выработок, где достигается наибольшая производительность проходки — крепости пород от $f=11$ до $f=16$. Это объясняется тем, что проходка осуществляется при минимальных затратах времени на операции

проходческого цикла. При крепости пород $f < 11$ и их трещиноватости устойчивость выработок уменьшается. Поэтому требуется усиленное крепление, на что уходит много времени и процесс крепления входит в цикл проходки как самостоятельная и последовательная операция. Это значительно снижает производительность проходки.

При $f > 16$ время на обустройство забоя увеличивается, поэтому с повышением крепости породы $f > 16$ производительность проходки уменьшается. Для сокращения времени на обустройство забоя рекомендуется увеличить количество перфораторов или применять более мощные производительные бурильные машины.

На рис. 4 приведен график зависимости изменения относительной производительности проходки от числа проходчиков в смене при различной

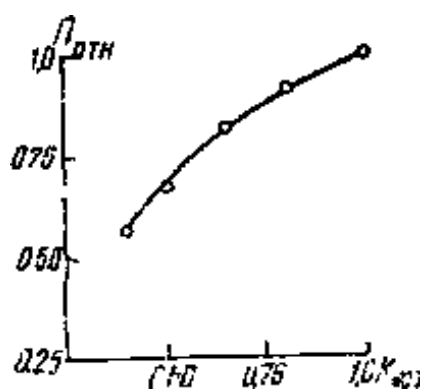


Рис. 2. Зависимость относительной скорости проходки от коэффициента устойчивости выработок

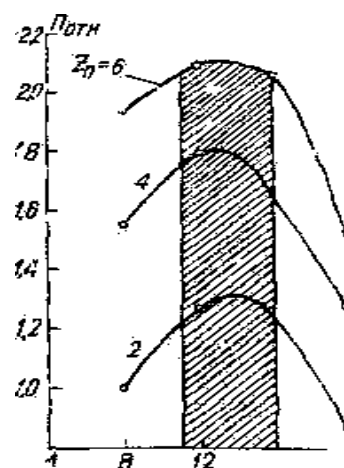


Рис. 3. Зависимость относительной скорости проходки от коэффициента крепости породы.

крепости пород. С увеличением числа проходчиков относительная производительность проходки увеличивается. Максимальная относительная производительность достигается в интервале $f = 12 \div 16$ и уменьшается при $f < 11$ и $f > 16$, что подтверждается анализом зависимости $\Pi_{\text{отн}} = \varphi(f)$. Интенсивность увеличения производительности проходки с увеличением числа проходчиков возрастает непропорционально, более интенсивно она повышается при увеличении числа проходчиков от 2 до 4, затем несколько снижается. При $f = 20$ относительная производительность возрастает в 1,55 раза при увеличении числа проходчиков от 2 до 4, а от 2 до 6 — в 1,76 раза.

Следовательно, интенсивность роста производительности проходки с увеличением числа проходчиков уменьшается. Это свидетельствует о том, что значительное увеличение числа проходчиков при проходке горноразведочных выработок при прочих равных условиях не всегда эффективно. При этом важную роль играет число забоев и устойчивость горных выработок.

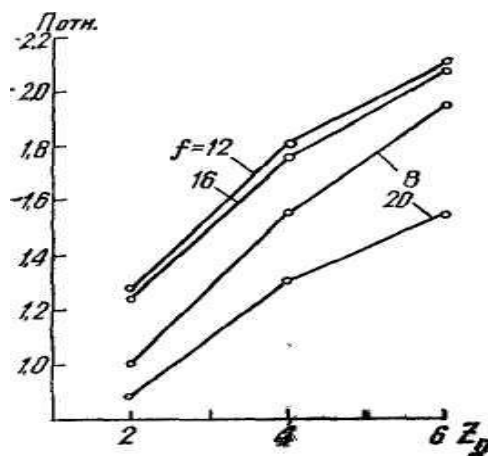


Рис. 4 Зависимость относительной скорости проходки от числа проходчиков в смену. 2 — 6 — число проходчиков.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основе выполненных теоретических и аналитических исследований в научно-исследовательской работе дано решение актуальной задачи совершенствование циклов проходки при проведении горизонтальных выработок.

Основные рекомендации и результаты выполненной работы заключается в следующем:

1. Буровзрывные работы, с применением которых выполняются работы по выемке породы при проведении горных выработок в породах средней крепости и крепких, значительно влияют на прочность и деформируемость контура выработок.
2. По результатам изучения процессов проходческого цикла установлено, что основные факторы, влияющие на производительность проведения горизонтальных выработок, — число одновременно работающих перфораторов, способ разминки, объем откаточного сосуда (вагонетки), крепость породы, сечение выработки, устойчивость массива и др.
3. С увеличением числа одновременно работающих перфораторов от 2 до 4 и 6 производительность проходки повысилась от 10 до 50%. Наибольший эффект при увеличении числа перфораторов достигается с повышением крепости пород и сечения выработки.
4. В зависимости от типа разминок производительность проходки увеличивается от 15 до 40%. По сравнению с обычной тупиковой разминкой применение накладной разминки и вагоноперестановщика увеличило производительность проходки на 16—20%, ленточного перегружателя на 25—30%, бункер-поезда на 40%.
5. Зависимость производительности проходки от крепости породы имеет вид параболы с явно выраженным максимумом. Скорость проходки с увеличением крепости до $f=14$ увеличивается, затем уменьшается. Область достижения максимальной скорости проходки находится в пределах крепости пород $f=11\div 16$. Падение скорости проходки при $f<11$ объясняется уменьшением устойчивости и связано с процессом крепления, занимающем в некоторых случаях до 70% времени проходческого цикла. При увеличении крепости $f>16$ производительность проходки уменьшается. В этом случае увеличивается время на обрушивание забоя, которое достигает 50—60% времени цикла, а также уменьшается средняя глубина шпуров и соответственно уходка за цикл.
6. Производительность проходки возрастает с увеличением числа проходчиков в звене и имеет не прямо пропорциональный характер. При проходке одним забоем

интенсивность увеличения производительности падает с увеличением числа проходчиков в звене. Относительное увеличение производительности при четырех проходчиках по сравнению с двумя составляет 1,55 раза, а при соотношении проходчиков $6/2 = 3$ —1,75 раза. При увеличении числа проходчиков необходимо учитывать количество действующих забоев. Между числом проходчиков и забоями существует оптимальное соотношение, при котором достигается максимальная скорость проходки.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Каримов И.А. Наша высшая цель – независимость и процветание Родины, свобода и благополучие народа. Ташкент: Узбекистан, 8т, 2000. –512 с.
2. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению в условиях Узбекистана. –Т.: Узбекистан. 2009 -48 с.
3. Арипов Ф.А., Шамансуров И.И., Алимов М. Основные технические вопросы организации и проведения геологоразведочных работ. Т., изд-во «Фан», 1978. -134 с.
4. Булычев Н. С. Механика подземной сооружений. – М .. Недра, 1989
5. Бронников Д. М. Проблемы разработки рудных месторождений на больших глубинах.— В кн.: Проблемы подземной эксплуатации рудных месторождений на больших глубинах. М., 1979, с. 9—22.
6. Геофизические исследования горных ударов /И. М. Петухов, В. А. Смирнов, Б. Ш. Винокур и др. М., Недра, 1975.
7. Глушко В.Т. и др. Устойчивость горных выработок. -Киев: «Наука. думка», 1973 -193 с.
8. Гузь А.Н. Основы теории устойчивости горных выработок. -Киев: «Наука. думка», 1977 -244 с.
9. Жданкин Н.А., Жданкин А.А., Боев А.В. Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива. Горный журнал, 1982, № 10. –С. 34-35.
10. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, склонных к горным ударам. Л., изд. ВНИМИ, 1980.
11. Кайгародов В.И., Меликулов А.Д. Расчетное обоснование устойчивых параметров подземных горных выработок различной конфигурации. Сборник тезисов докладов 4-научно-практической конференции одаренных студентов «Молодежь в развитии науки и техники». Т.: 2004, 3-часть. С.78-81.
12. Меликулов А.Д. Задачи повышения устойчивости горных выработок, сооружаемых в сейсмостектонических районах. Тезисы докладов Межреспубликанской научно-практической конференции. –Ташкент: 1993. С. 45- 47.
13. Меликулов А.Д., Мухитдинов Ш.Р. Анализ условий и факторов, влияющих на устойчивость подземных горных выработок шахт и рудников. Ж.: Техника юлдузлари. Тошкент: №3, 2002. С. 65–70.
14. Меликулов А.Д, Саямова К.Д., Гасанова Н.Ю., Махмудов Д.Р. Моделирование процессов формирования под воздействием техногенных факторов напряженно-

деформированного состояния массива горных пород методом конечных элементов.
«Техника фанлари ва XX1 аср глобал муаммолари» Республика миёсидаги
профессор-оёйитув-чиларининг илмий-амалий анжумани маърузалар тоеплами. –
Тошкент: ТошДТУ, 2001, 2-кисм. 103-б.

15. Металлическая арочная крепь. Патент Республики Узбекистан на изобретение от 24.02.2004. // Авт. Меликулов А.Д., Джангиев А.И.
16. Панкратенко. А. Н Технология строительства выработок большого поперечного сечения. М.,МГГУ, 2002. 271 с.
17. Турчанинов И. А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород. Ленинград: Недра, 1989. С.488с.
18. Физика очага землетрясения. Москва: Наука, 1975. –243с.
19. Якоби О. Практика управления горным давлением. Москва: Недра, 1987. –566 с.
20. Интернет сайты:
http://www.elibrary.ru/menu_info.as – научно-электронная библиотека.
<http://mggu.da.ru> – Московский государственный горный университет.
<http://www.mining-journal.com/mj/MJ/mj.htm> - Mining Journal
<http://info.uibk.ac.at/c/c8/c813> - Institute of Geotechnical and Tunnel Engineering
<http://www.rsl.ru> – Российская государственная библиотека.