

Введение

Базой учебного курса «Процессы открытых горных работ» является учение о горных породах – объектах горно-капитальных, горноподготовительных, вскрышных и добычных работ.

Все работы на карьерах выполняются по определенной технологической схеме, включающей комплекс, тесно связанных между собой основных и вспомогательных производственных процессов. Каждый технологический процесс ОГР рассматривается в тесной связи с применяемыми техническими средствами, на основе физико-технических, горно-технологических показателей и характеристик горных пород.

Тема 1. «*Основные понятия открытых горных работ*»

1. Полезные ископаемые и месторождения полезных ископаемых.
2. Классификация запасов полезных ископаемых.
3. Способы разработки месторождений полезных ископаемых.
4. Сущность открытых горных работ.
5. Элементы и параметры карьера, уступа и траншеи.

Земная Кора – это верхняя твердая оболочка литосферы Земли. Ее мощность колеблется от 5 до 75 км, что в среднем составляет 1/100 часть Земного радиуса.

Земная Кора состоит из различных **горных пород и минералов**.

Минерал – это любое, неорганическое, однородное по химическому составу и одинаковое по физическим свойствам вещество. Минералы являются полезными ископаемыми.

К минералам относятся:

- **самородные элементы** (золото, серебро, медь, олово и др.);
- **сульфиды** (галенит, сфалерит, халькопирит и др.);
- **оксиды** (кварц, глинозем, касситерит и др.);
- **соли кислот** (кальцит, магнезит и др.);
- **галогидные соединения** (галит, сильвин, флюорит и др.).

Горная порода – это приблизительно одинаковая минеральная масса, состоящая из скопления одного или нескольких различных минералов (сланец, гранит, известняк, мрамор и др.).

Условно все горные породы делят на полезные ископаемые (ПИ) и пустые породы (ПП).

Полезные ископаемые – это минералы и горные породы, которые при современных технико-экономических условиях целесообразно извлекать из недр Земли для промышленного использования.

Горные породы, окружающие ПИ или включенные в него, совсем не содержащие полезных компонентов или содержащие их, но в количестве, недостаточном для промышленной переработки, называют **пустой породой**.

Естественное скопление ПИ в толще Земной Коры в объеме и концентрациях достаточных для разработки называется месторождением полезных ископаемых (МПИ).

МПИ бывают эндогенные и экзогенные. Эндогенные МПИ образовались в результате внутренних процессов Земли. К ним относятся: магматические, контактные и жильные месторождения. Экзогенные МПИ образовались в результате воздействия на горные породы внешних факторов (солнце, вода, ветер и т.д.). К ним относятся все россыпные месторождения.

Все запасы ПИ в пределах МПИ называются геологическими. Они подразделяются на балансовые и забалансовые.

Балансовые – это запасы ПИ, которые удовлетворяют установленным промышленным кондициям, т.е. экономически выгодные для разработки.

Кондиции – это качественные и количественные показатели, определяющие пригодность ПИ для промышленного использования. К ним относятся: бортовое содержание (нижний предел содержания полезного компонента, на основе которого определяют границу залежи ПИ), минимально-промышленное содержание, которое определяется в среднем по блоку (оно должно быть таким, чтобы ценность ПИ была равна затратам на его добычу и переработку).

Забалансовые – это запасы ПИ, не удовлетворяющие установленным промышленным кондициям. Вследствие низкого содержания полезного компонента или из-за сложности условий их разработки они не могут быть использованы в настоящее время, но могут рассматриваться как объект промышленного освоения в будущем.

В балансовые запасы включаются промышленные запасы, подлежащие извлечению и проектные (общешахтные) потери.

При разработке МПИ часть промышленных запасов теряется, эти потери называются эксплуатационными потерями. Следовательно, **потери** – это часть запасов ПИ, оставшаяся в недрах не извлеченной или потерянная при добыче и переработке.

По степени изученности МПИ выделяют три группы запасов ПИ:

- **разведанные** (категории: А, В, С₁);
- **предварительно оцененные** (категория С₂);
- **прогнозные** (категории: Р₁, Р₂, Р₃).

Запасы категории А должны удовлетворять следующим требованиям:

- установлены размеры, форма и условия залегания тел полезного ископаемого, изучены характер и закономерности изменчивости их морфологии и внутреннего строения, выделены и оконтурены безрудные и некондиционные участки внутри тел полезного ископаемого, при наличии разрывных нарушений установлены их положение и амплитуды сдвижения;

- определены природные разновидности, выделены и оконтурены промышленные (технологические) типы и сорта полезного ископаемого, установлены их состав, свойства и распределение ценных и вредных компонентов по минеральным формам;

- качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, достаточных для проектирования технологической схемы его переработки с комплексным извлечением содержащихся в нем компонентов, имеющих промышленное значение;

- гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горногеологические и другие природные условия изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, необходимых для составления рабочего проекта разработки месторождения;

- контур запасов полезного ископаемого определен в соответствии с требованиями кондиций по скважинам или горным выработкам.

Запасы категории В должны удовлетворять следующим условиям:

- установлены размеры, основные особенности и изменчивость формы, внутреннего строения и условий залегания тел полезного ископаемого, пространственное размещение внутренних безрудных и некондиционных участков; при наличии крупных разрывных нарушений установлены их положение и амплитуды смещения, охарактеризована возможная степень развития малоамплитудных разрывных нарушений;

- определены природные разновидности, выделены и при возможности оконтурены промышленные (технологические) типы полезного ископаемого, при невозможности оконтуривания установлены закономерности пространственного распределения и количественного соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральные формы нахождения полезных и вредных компонентов;

- качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого изучены в степени, необходимой для выбора принципиальной технологической схемы переработки, обеспечивающей рациональное и комплексное его использование с извлечением компонентов, имеющих промышленное значение;

- гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горногеологические и другие природные условия изучены с полнотой, позволяющей качественно и количественно охарактеризовать их основные показатели и влияние на вскрытие и разработку месторождения;

- контур запасов полезного ископаемого определен в соответствии с требованиями кондиций по скважинам или горным выработкам с включением (при выдержанных мощности тел и качестве полезного ископаемого) ограниченной зоны экстраполяции, обоснованной геологическими критериями, данными геофизических и геохимических исследований.

Запасы категории С₁ должны удовлетворять следующим требованиям:

- выяснены размеры и характерные формы тел полезного ископаемого, основные особенности условий их залегания и внутреннего строения, оценены изменчивость и возможная прерывистость тел полезного ископаемого, а для пластовых месторождений и месторождений строительного и облицо-

вочного камня также наличие площадей интенсивного развития малоамплитудных разрывных нарушений;

- определены природные разновидности и промышленные (технологические) типы полезного ископаемого, установлены общие закономерности их пространственного распределения и количественного соотношения промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого, минеральные формы нахождения полезных и вредных компонентов;

- качество выделенных промышленных (технологических) типов и сортов полезного ископаемого охарактеризовано по всем предусмотренным кондициями показателям;

- технологические свойства полезного ископаемого охарактеризованы в степени, достаточной для обоснования промышленной ценности разведанных запасов;

- гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горногеологические и другие природные условия изучены с полнотой, позволяющей предварительно охарактеризовать их основные показатели;

- контур запасов полезного ископаемого определен в соответствии с требованиями кондиций по скважинам или горным выработкам с учетом данных геофизических и геохимических исследований и геологически обоснованной экстраполяции.

Запасы категории C_2 должны удовлетворять следующим требованиям:

- размеры, форма, внутреннее строение тел полезного ископаемого и условия их залегания оценены по геологическим и геофизическим данным и подтверждены вскрытием полезного ископаемого единичными скважинами или горными выработками;

- качество и технологические свойства полезного ископаемого определены по результатам исследований единичных лабораторных проб либо оценены по аналогии с более изученными участками того же или другого подобного месторождения;

- гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горногеологические и другие природные условия оценены по имеющимся для других участков месторождения данным, наблюдениям в разведочных выработках и по аналогии с известными в районе месторождениями;

- контур запасов полезного ископаемого определен в соответствии с требованиями кондиций на основании единичных скважин, горных выработок, естественных обнажений или по их совокупности с учетом данных геофизических и геохимических исследований и геологических построений, а также путем геологически обоснованной экстраполяции параметров, использованных при подсчете запасов более высоких категорий.

Прогнозные ресурсы категории P_1 учитывают возможность прироста запасов за счет расширения площадей распространения тел полезного ископаемого за контуры подсчета запасов по категории C_2 или дополнительного выявления новых тел полезного ископаемого на разведанных, разведываемых, а также на выявленных при поисково-оценочных работах месторождениях.

Для качественной оценки ресурсов этой категории используются представления о промышленном типе месторождения.

Оценка ресурсов основывается на результатах геологических, геофизических и геохимических исследований площадей возможного распространения полезного ископаемого, а также на геологической экстраполяции имеющихся данных по более изученной части месторождения о форме и строении тел полезного ископаемого, его минеральном составе и качестве (концентрации полезных компонентов), структурных особенностях, литологических и стратиграфических предпосылках, определяющих площади и глубины распространения полезного ископаемого, представляющего промышленных интерес.

Прогнозные ресурсы категории P_2 учитывают возможность обнаружения в бассейне, районе, рудном узле, рудном поле новых месторождений полезных ископаемых, предполагаемое наличие которых основывается на положительной оценке выявленных при крупномасштабной геологической съемке и поисковых работах проявлений полезного ископаемого, а также геофизических и геохимических аномалий, природа и перспективность которых установлены единичными выработками. Количественная оценка ресурсов предполагаемых месторождений, представления о форме, размерах тел полезного ископаемого, его минеральном составе и качестве основываются на аналогиях с известными месторождениями того же формационного (генетического) типа.

Прогнозные ресурсы категории P_3 учитывают лишь потенциальную возможность формирования и промышленной локализации месторождений того или иного вида полезных ископаемых на основе благоприятных стратиграфических, литологических, тектонических и палеогеографических предпосылок, выявленных при производстве в оцениваемом районе средне- и мелкомасштабной геологических съемок, дешифровке космических снимков, а также при анализе результатов геофизических и геохимических исследований. Количественная оценка ресурсов этой категории производится по предположительным параметрам на основе аналогии с более изученными районами и площадями, бассейнами, где имеются разведанные месторождения того же генетического типа.

Балансовые и забалансовые запасы ПИ по каждому конкретному МПИ рассматриваются и утверждаются на заседании государственной (ГКЗ) или территориальной (ТКЗ) комиссии по запасам. Утвержденные запасы ПИ по МПИ являются основанием для составления проекта Горного предприятия.

Проект Горного предприятия – это комплекс технических документов, содержащий схемы, расчеты, чертежи (иногда макеты), сметы и пояснительные записки, с принципиальными обоснованиями принимаемых проектных решений. Горное предприятие имеет самостоятельный баланс и в соответствии с проектом может производить горные работы в пределах горного отвода.

Горный отвод – это часть земных недр, предоставляемая Горному предприятию органами Госгортехнадзора республики для промышленной разработки МПИ. Разработка МПИ за пределами горного отвода запрещена.

Горное предприятие может осуществлять разработку МПИ следующими способами:

- **открытым;**
- **подземным;**
- **комбинированным;**
- **специальными.**

Сущность открытого способа заключается в разработке горных пород и ПИ в пределах горного отвода последовательными слоями с земной поверхности путем создания различных открытых горных выработок, выемок и котлованов.

При подземном способе разработки МПИ применяют совокупность различных подземных горных выработок (стволы шахт, штольни, тоннели, квершлаг, штреки, орты и др.)

Комбинированный способ предполагает комбинацию открытого и подземного способов, т.е. одновременную разработку приповерхностной части МПИ открытым способом и глубинную часть – подземным.

К специальным способам разработки МПИ относятся:

- **подводный** (драги, земснаряды);
- **геотехнологический** (кучное и подземное выщелачивание);
- **СГД** (скважинная гидродобыча питьевой и минеральной воды, газификация, добыча нефти);
- **растворение солей;**
- **расплавление серы.**

Наиболее распространенными являются открытый и подземный способы разработки месторождений полезных ископаемых.

Каждому способу разработки МПИ присущи свои преимущества и недостатки. Например, открытая разработка МПИ имеет следующие преимущества перед подземным способом разработки:

1. Более высокая безопасность труда горнорабочих.
 2. Более высокая производительность труда горнорабочих.
 3. Более низкая себестоимость добычи ПИ.
 4. Более высокие темпы роста производительности труда и улучшения технико-экономических показателей (ТЭП) предприятия.
 5. Сроки строительства карьеров значительно меньше сроков строительства рудников равной производительности.
 6. Более высокие качественные показатели разработки МПИ.
 7. Более полное извлечение ПИ из недр.
 8. Более благоприятные условия для ведения селективной выемки ПИ.
- Основными недостатками открытого способа разработки МПИ являются:

1. Значительный ущерб, наносимый окружающей природной среде, связанный с необходимостью отчуждения значительных земельных площа-

дей, загрязнением воздушного и водного бассейнов, нарушением почвенного слоя и водного режима.

2. Зависимость от климатических и метеорологических условий.
3. Необходимость выемки, перемещения и складирования в отвалы больших объемов пустых пород.
4. Необходимость вложения больших капитальных затрат в короткие сроки.

Однако, несмотря на перечисленные недостатки открытого способа разработки МПИ развитие горнодобывающей промышленности России характеризуется непрерывным увеличением доли открытых горных разработок. Добыча ПИ открытым способом осуществляется почти во всех районах России: на Урале, в Сибири, на Дальнем Востоке, в Центральной России, на Кольском полуострове, в Забайкальском крае и Якутии.

На территории Забайкальского края открытым способом добывают:

- *уголь* (разрезы: Харанорский, Уртуйский, Урейский, Восточный, Тигнинский);
- *редкие металлы* (карьер Орловский);
- *молибден* (карьер Жирекенский);
- *рудное золото* (карьер Южный, Первомайский, Ключевской);
- *строительные материалы* (Ивановский карьер по добыче глины, Жипхегенский щебеночный карьер, песчаные карьеры и др.);
- *россыпное золото* (драги, старательские артели).

В перспективе намечается открытая разработка Удоканского месторождения медных руд и Чинейского титаномагнетитового месторождения.

*Открытый способ разработки МПИ характеризуется выполнением комплекса работ по добыванию ПИ в открытых выемках. Эти работы называются **открытыми горными работами (ОГР)**. В результате ведения ОГР на поверхности Земли образуются различные открытые горные выработки.*

***Целью ОГР** является разработка горных пород и добыча ПИ из недр в пределах горного отвода последовательными слоями с земной поверхности путем создания различных открытых горных выработок – траншей, полутраншей, канав, руслоотводных каналов, выемок и котлованов.*

***Основными задачами ОГР** являются:*

1. Повышение объемов добычи ПИ.
2. Повышение безопасности и производительности труда горнорабочих.
3. Повышение экологической безопасности ведения ОГР и снижение экологического ущерба окружающей природной среде.
4. Повышение эффективности ОГР за счет:
 - снижения себестоимости добычи ПИ;
 - внедрения более производительных горных машин и оборудования, а также экологически чистых энерго- и ресурсосберегающих технологий;
 - совершенствования механизации и автоматизации основных и вспомогательных процессов ОГР;

- более полного извлечения ПИ из недр земли путем снижения эксплуатационных, технологических потерь и разубоживания ПИ.

*Совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки МПИ называют **карьером**. Горное предприятие, осуществляющее разработку месторождения открытым способом, также называется **карьером**.*

Таким образом, понятие «карьер» имеет два значения: техническое и административно-хозяйственное. На угольных месторождениях карьер называют разрезом.

Каждое горнодобывающее предприятие и в частности карьер должно иметь в соответствии с ЕПБ:

1. Утвержденный проект разработки МПИ, включающий разделы:
 - ТБ;
 - охрана окружающей среды;
 - рекультивация нарушенных земель.
2. Установленную маркшейдерскую и геологическую документацию.
3. План развития горных работ, утвержденный главным инженером предприятия.
4. Лицензию (разрешение) на ведение открытых горных работ.

Карьер (в техническом значении) характеризуется определенными параметрами.

К *параметрам карьера* относятся:

- длина карьера по поверхности и по дну;
- ширина карьера по поверхности и по дну;
- текущая и конечная глубина карьера;
- угол откоса рабочего и нерабочего бортов карьера;
- общее число уступов;
- общий объем вскрышных пород в пределах карьерного поля;
- общий объем ПИ в пределах горного отвода.

*Часть МПИ или все месторождение, разрабатываемое одним карьером, называется **карьерным полем**.* При разработке карьерное поле разделяется на горизонтальные слои. Каждый верхний слой разрабатывают с опережением по отношению к нижнему, поэтому карьер приобретает ступенчатую, уступную форму. При этом формируются *элементы карьера*: проходятся капитальные и разрезные траншеи, прокладываются транспортные пути, отсыпаются внешние и внутренние отвалы вскрышных пород, отвалы почвенно-растительного слоя (ПРС), образуется выработанное пространство, дно, а также верхний и нижний контуры карьера, создаются рабочие и нерабочие уступы, рабочая зона, а также рабочие и нерабочие борта карьера.

Основными элементами формирующими карьер являются различные **траншеи и уступы**.

Траншеей называется открытая горная выработка, имеющая трапециевидное поперечное сечение и значительную длину. По бокам траншея ограничена бортами, а снизу подошвой. Траншеи, расположенные на косогоре, имеют только один борт и называются полутраншеями. По назначению

различают капитальные (съездные, въездные, выездные), разрезные и специальные траншеи.

*Наклонная траншея, служащая для вскрытия карьерного поля и создания транспортной связи поверхности с рабочими уступами карьера, называется **капитальной траншеей***. Она служит обычно в течение всего срока существования карьера.

В капитальных траншеях прокладывают железнодорожные пути и автомобильные дороги.

Различают следующие виды капитальных траншей:

- **внутренние** и **внешние** (внутренняя траншея, расположена внутри конечного контура карьера, а внешняя - вне контура);

- **одинарные** и **парные** (одинарные капитальные траншеи служат для движения грузового и порожнего транспорта, а парные – для движения только грузовых или только порожних поездов или автосамосвалов);

- **отдельные, групповые** и **общие** (отдельная капитальная траншея обслуживает только один уступ, групповая – два, а общая – все уступы карьера).

По сроку службы капитальные траншеи бывают:

- **стационарные** (постоянно расположенные за контуром или на бортах в конечном положении);

- **скользящие** (временно расположенные на бортах подлежащих разработке).

Проведение капитальных траншей, создающих транспортный доступ от поверхности земли к месторождению или от разрабатываемой его части к другой, подлежащей разработке, называется **вскрытием МПИ**.

*Продолжением капитальной траншеи является **горизонтальная разрезная траншея***. Она проходится на каждом горизонте и предназначена для создания первоначального фронта работ на уступе.

***Специальные траншеи** предназначены для водоотлива и дренажа, доставки в карьер оборудования и материалов.*

Положение каждой траншеи в пространстве и ее размеры определяются основными **параметрами**:

- **продольный уклон;**
- **длина;**
- **ширина по низу и по верху;**
- **углы откосов торца и бортов;**
- **объем.**

***Уступом** называется часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами рыхления, выемки и перемещения.*

Различают следующие виды уступов:

- **вскрышные** и **добычные** (вскрышные формируются при удалении вмещающих и покрывающих пород, а добычные – при добыче ПИ);

- **рабочие** и **нерабочие** (на рабочих располагается горное оборудование, производятся выемочно-погрузочные и транспортные работы, а нерабо-

чие – служат в качестве берм безопасности, на них могут располагаться транспортные пути, линии электропередачи и перегрузочные пункты).

*Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется **рабочей зоной карьера**.*

Уступы имеют определенные *элементы*. К ним относятся:

- площадки;
- откос;
- бровки;
- забой;
- заходка;
- фронт работ уступа.

Площадкой уступа называют горизонтальную поверхность, ограничивающую уступ по высоте. Различают верхнюю и нижнюю площадки уступа.

Площадка уступа, на которой располагается выемочное и транспортное оборудование, предназначенное для разработки горной породы или ПИ на данном уступе, транспортные коммуникации, линии электроснабжения и связи, называется *рабочей площадкой уступа*.

Площадки нерабочего уступа называются бермами безопасности или предохранительными бермами. Ширина бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка. Как правило, предохранительные бермы должны быть горизонтальными или иметь уклон в сторону борта карьера (от выработанного пространства).

Откосом уступа называют наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства карьера.

Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называются соответственно *верхней и нижней бровками уступа*.

*Поверхность уступа (торец, откос или верхняя площадка), служащая непосредственным объектом горных работ и перемещающаяся в результате ведения этих работ, называется **забоем уступа**.*

*Часть уступа по его ширине, разрабатываемая при неизменном положении забойного и транспортного пути, называется **заходкой**.*

*Часть уступа по его длине, подготовленная для производства горных работ, называется **фронтом работ уступа**.*

*Суммарная протяженность фронтов работ вскрышных и добычных уступов составляет **фронт работ карьера**.*

Уступы характеризуются определенными параметрами.

К *параметрам уступа* относятся:

- высота;
- угол откоса;
- ширина рабочей площадки;
- ширина заходки;
- длина фронта работ уступа.

Высота уступа – это расстояние от верхней до нижней площадки уступа, измеренное по нормали. Высота уступа не должна превышать:

1. Высоту черпания экскаватора (при разработке месторождения одноковшовыми экскаваторами – прямая механическая лопата – без применения взрывных работ).

2. Высоту и глубину черпания экскаваторов (при разработке месторождения драглайнами, цепными и роторными экскаваторами).

3. При разработке вручную рыхлых и сыпучих пород – 3 м; мягких, но устойчивых, а также крепких монолитных пород – 6 м.

Высота уступа должна обеспечивать видимость транспортных средств из кабины машиниста экскаватора.

Угол откоса уступа – это угол, образуемый откосом уступа и горизонтальной плоскостью.

Углы откосов рабочих уступов в соответствии с ЕПБ не должны превышать:

- 80° (при работе механических лопат, драглайнов и роторных экскаваторов);

- не превышать угла естественного откоса пород (при работе цепных экскаваторов нижним черпанием);

- не превышать угла естественного откоса рыхлых и сыпучих пород (при работе вручную);

- 50° (при работе вручную на мягких, но устойчивых породах);

- 80° (при работе вручную на скальных породах).

*Рабочие уступы формируют **рабочий борт карьера***. На нем производятся горные работы.

***Нерабочий борт карьера** сформирован нерабочими уступами или бермами безопасности*. На нем горные работы прекращены.

*Линия пересечения бортов карьера с поверхностью называется **верхним контуром карьера***.

***Дном** карьера называют нижнюю обычно горизонтальную поверхность карьера*.

*Насыпь пустых пород, удаляемых при разработке МПИ, называется **отвалом***. Отвалы могут располагаться в выработанном пространстве карьера или на поверхности, за контуром карьерного поля.

В первом случае отвалы называются ***внутренними***, а во втором – ***внешними***.

Горные работы по проведению траншей, разработке уступов, отсыпке отвалов должны вестись в соответствии с утвержденным главным инженером предприятия ***паспортами***, определяющими допустимые размеры рабочих площадок, берм, углов откосов уступов, высоту уступов, расстояние от горного и транспортного оборудования до бровок уступа.

Паспорта должны находиться на горных машинах (экскаваторах, бульдозерах и т.д.). Запрещается производство горных работ без утвержденного паспорта.

Тема: 2. «Процессы горного производства»

1. Классификация открытых горных работ (периоды и этапы).
2. Основные и вспомогательные производственные процессы.
3. Механизация производственных процессов.
4. Технология разработки месторождений открытым способом.
5. Коэффициент вскрыши.

По организационным признакам различают следующие периоды открытой разработки МПИ:

1. Строительный (до пуска карьера в эксплуатацию).
2. Период пуска карьера в эксплуатацию до достижения проектной производительности.
3. Период работы карьера с проектной производственной мощностью.
4. Период доработки карьера.

В строительный период выполняются все горные работы, необходимые для создания первоначального фронта добычных работ. При этом строительство карьера осуществляется только за счет капитальных средств. Строительство карьера производят в наиболее сжатый срок, чтобы уменьшить до минимума капитальные затраты. В остальные три периода горные работы финансируются за счет реализации ПИ. В период доработки происходит постепенное затухание ОГР.

Разработка МПИ открытым способом делится на следующие *этапы*:

1. **Подготовка поверхности карьерного поля** (вырубка леса, корчевка пней, осушение озер, болот и карьерного поля, отвод русел рек и ручьев за пределы карьера, ограждение месторождения от поверхностных стоков, снос зданий и сооружений, перенос шоссейных, железных дорог, ЛЭП и т.п.). Задачей первого этапа является создание условий для производства открытых горных работ.

2. **Горно-капитальные работы** в период строительства карьера, заключаются в проведении капитальных траншей для обеспечения транспортного доступа к рабочим горизонтам карьера и разрезных траншей для создания первоначального фронта горных работ, удалении некоторого объема вскрышных пород при разносе бортов до положения на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

3. **Горно-подготовительные работы** в период эксплуатации карьера, заключаются в проведении выработок для вскрытия очередного рабочего горизонта.

4. **Вскрышные работы** (горные работы по выемке, перемещению и размещению вскрышных пород, покрывающих и вмещающих ПИ).

5. **Добычные работы** (совокупность производственных процессов по выемке, перемещению, складированию или разгрузке ПИ).

6. **Рекультивация земель**. Задачей шестого этапа является восстановление нарушенных горными работами земель. Приведение их, а также поверхность отвалов в состояние пригодное для дальнейшего использования в народном хозяйстве.

Перечисленные работы должны выполняться в определенном порядке. Между ними необходимо выдерживать четкие соотношения и зависимости, позволяющие по техническим условиям обеспечивать в каждый момент времени требуемый фронт вскрышных и добычных работ, производительную и безопасную работу применяемого горного оборудования и в целом эксплуатацию МПИ.

Подготовка поверхности и осушение МПИ и горно-капитальные работы выполняются последовательно в период строительства карьера. В период эксплуатации карьера горно-подготовительные и вскрышные работы выполняются параллельно с добычными работами, опережая их в пространстве и времени.

Горно-капитальные, горно-подготовительные, вскрышные и добычные работы выполняются по определенной технологической схеме, включающей комплекс, тесно связанных между собой, основных производственных (технологических) процессов.

Любой процесс – это последовательная смена явлений, состояний в развитии чего-либо, т.е. процесс – это течение, ход, продвижение, изменение какой-либо системы. При этом каждая система осуществляет свой процесс.

Каждый технологический процесс ОГР рассматривается в тесной связи с применяемыми техническими средствами, на основе физико-технических, горно-технологических показателей и характеристик горных пород.

К основным процессам при выполнении ОГР на карьерах относятся:

- *подготовка горных пород к выемке;*
- *выемочно-погрузочные работы;*
- *перемещение (транспортирование) горных пород и ПИ;*
- *складирование пустых пород (отвалообразование);*
- *разгрузка или складирование ПИ.*

Организация и выполнение каждого производственного процесса влияет прямо или косвенно на организацию и выполнение других связанных с ним процессов.

Основные процессы открытых горных работ (ОГР) называют технологическими, так как разрабатываемые горные породы изменяют свое агрегатное состояние и местоположение.

Каждому основному производственному процессу соответствуют вспомогательные работы, которые позволяют планомерно осуществлять основной производственный процесс или облегчают его.

Например, при производстве буровзрывных работ выполняют следующие вспомогательные работы:

- выравнивание рабочих площадок;
- выполнение маркшейдерских работ (разметка скважин на уступе);
- установка и передвижение бурового станка.

Кроме этого на карьерах выполняется ряд общих вспомогательных процессов:

1. Электроснабжение.

2. **Вентиляция.**
3. **Водоотлив.**
4. **Опробование ПИ.**
5. **Ремонт оборудования.**

Вспомогательные процессы способствуют более эффективному выполнению ОГР.

Все основные производственные процессы ОГР на карьере механизированы. В настоящее время преобладающими способами механизации являются:

- **экскаваторный;**
- **гидравлический;**
- **комбинированный** (их сочетание).

При экскаваторном способе применяются различные механические средства: экскаваторы, скреперы, механические виды транспорта и др. Экскаваторный способ универсален, посредством его осуществляется до 95% объемов горных и земляных работ.

При гидравлическом способе основные производственные процессы осуществляются с помощью воды и специального гидромеханизированного оборудования. Гидравлический способ применяется преимущественно при разработке пород, легко поддающихся размыву и транспортированию водой, при наличии источников воды и достаточно дешевой электроэнергии.

Технические средства механизации основных производственных процессов должны в первую очередь соответствовать характеристикам пород. В противном случае выполнение этих процессов становится технически невозможным или весьма затруднительным. Важно при этом обеспечить: высокую производительность, надежность работы, долговечность эксплуатации всех средств механизации в каждом процессе горного производства. Поэтому подбор технических средств механизации необходимо осуществлять комплексно (в соответствии друг другу по мощности, производительности, размерам, развиваемым усилиям). Такая цепь взаимосвязанных машин и механизмов, обеспечивающих надежную и эффективную разработку МПИ и перемещение горных пород, называется **комплексом оборудования**. Комплексная механизация предусматривает полную механизацию не только основных, но и вспомогательных процессов. При этом из всех операций вытеснен тяжелый ручной труд.

Совокупность способов и приемов механизированного осуществления взаимосвязанных процессов горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки МПИ и возможностей технических средств, является **технологией разработки месторождения**.

Порядок и последовательность выполнения ОГР в пределах карьерного поля или его участка, увязанные в пространстве и времени с технологией разработки месторождения называется **системой разработки**. Принятая система разработки должна обеспечить: безопасность ведения горных работ, планомерность их выполнения и экономическую эффективность, полноту извлечения запасов и предусмотренную производственную мощность карьера,

комплексное использование всех ПИ, а также охрану недр и окружающей среды.

Запасы ПИ и общий объем горной породы в контурах карьера определяют производственную мощность карьера, срок его существования и основные технико-экономические показатели открытой разработки МПИ. Запасы ПИ в контурах карьера по степени подготовленности их к выемке разделяют на: вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

К **вскрытым** запасам относят запасы ПИ на уступах, обнаженные вскрышными работами от покрывающих пород, к которым имеется транспортный доступ. Вскрытые запасы ПИ могут быть отработаны без проведения вскрывающих выработок.

К **подготовленным** запасам относят те запасы ПИ, для выемки которых не требуется проведение разрезных траншей и вскрышных работ. При полной отработке подготовленных запасов в карьере должны сохраниться минимальные рабочие площадки.

Готовые к выемке запасы находятся на рабочих уступах и могут быть извлечены без проведения горных работ на вышележащем горизонте.

Для нормальной бесперебойной работы карьер должен иметь определенное количество вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов ПИ.

При современной технике открытым способом можно разрабатывать МПИ любой формы, расположенные выше или ниже господствующего уровня земной поверхности, при любой крепости горных пород. При этом годовые объемы удаляемой на карьерах пустой породы иногда превосходят объемы добычи в 10...20 раз. В большинстве случаев, чтобы добыть одну тонну ПИ, необходимо удалить несколько кубометров пустых пород. Поэтому процесс удаления значительных масс вмещающих и покрывающих пород является основной технологической и экономической особенностью открытых разработок.

Количество вскрышных пород, приходящихся на единицу добываемого ПИ, называется **коэффициентом вскрыши**. От величины коэффициента вскрыши зависит полная себестоимость добычи ПИ. С увеличением коэффициента вскрыши увеличивается себестоимость добычи. По величине коэффициента вскрыши можно судить об экономической эффективности различных вариантов открытой разработки МПИ, о целесообразности применения открытого или подземного способа разработки и установить конечную глубину карьера. Коэффициент вскрыши определяется по формуле:

$$k = V / P,$$

где V и P – соответственно объемы вскрышных пород и ПИ, m^3 .

Коэффициент вскрыши может иметь размерности: m^3/m^3 ; m^3/t ; t/t ; t/m^3 .

Различают следующие коэффициенты вскрыши: средний (объемный), среднеэксплуатационный, эксплуатационный, контурный, геологический, текущий и граничный.

Средний коэффициент вскрыши – это отношение объема вскрышных пород в проектных контурах карьера (V , m^3) к объему ПИ в этих же контурах (P , m^3)

$$k_c = V / P.$$

Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши – это отношение общего объема вскрышных пород за вычетом вскрышных пород (V_o , m^3), извлекаемых за счет капитальных затрат, к объему ПИ, извлекаемого за период эксплуатации карьера (с момента пуска до окончания работ)

$$k_{c.э.} = (V - V_o) / (P - P_o),$$

где P_o - объемы ПИ, извлекаемые в период строительства карьера (за счет капитальных вложений), m^3 .

Эксплуатационный коэффициент вскрыши – это отношение объема вскрышных пород (V_t , m^3) к объему ПИ, извлекаемых за определенный эксплуатационный период (P_t , m^3). Эксплуатационный коэффициент вскрыши рассчитывают на месяц, на квартал, на год, на несколько лет. В различные периоды работы карьера он имеет различную величину

$$k_t = V_t / P_t.$$

Контурный коэффициент вскрыши – это отношение приращения объема вскрышных пород (ΔV , m^3) к приращению объема ПИ (ΔP , m^3) при увеличении проектной глубины карьера на один уступ

$$k_k = \Delta V / \Delta P.$$

Геологический коэффициент вскрыши – это отношение мощности налегающих пустых пород (ΣH_v , м) и их пропластков к суммарной мощности ПИ (ΣH_p , м)

$$k_g = \Sigma H_v / \Sigma H_p.$$

Перечисленные коэффициенты вскрыши являются теоретическими, то есть они устанавливаются проектом до отработки карьера. Фактическим коэффициентом вскрыши, рассчитанным на основании уже извлеченных из карьера объемов вскрышных пород и ПИ, является текущий коэффициент вскрыши.

Текущий коэффициент вскрыши – это отношение объема вскрышных пород, фактически извлеченных за определенный отрезок времени, к объему добытого за этот же период ПИ. Различают: месячный, квартальный и годовой текущие коэффициенты вскрыши.

Граничный (экономически целесообразный) коэффициент вскрыши – это максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка МПИ является целесообразной

$$k_{гр} = (C_{пр} - C_d) / C_v,$$

где $C_{пр}$ – предельно-допустимая величина полной (с учетом вскрыши) себестоимости добычи ПИ, p / m^3 ; C_d – себестоимость добычи ПИ без учета вскрышных работ, p / m^3 ; C_v – себестоимость вскрыши, p / m^3 .

При сравнении подземного и открытого способа разработки МПИ в основу принимается условие, что $C_{пр} = C_p$, где C_p – себестоимость добычи ПИ подземным способом, p / m^3 . Тогда $k_{гр} = (C_p - C_d) / C_v$.

Тема: 3. «Технологическая характеристика горных пород»

1. Классификация горных пород по состоянию и генезису.
2. Свойства горных пород.
3. Группы горных пород.
4. Категория горных пород по связности и кусковатости.
5. Сопротивление горных пород разрушению.
6. Классификация горных пород по трудности разрушения.
- 7.

Горные породы являются объектом разработки при производстве ОГР. Различают: коренные горные породы и наносы.

Коренные горные породы залегают в толще Земной Коры на месте своего образования (магматические, метаморфические и осадочные).

Наносы – измельченные горные породы, переотложенные или перенесенные.

При разработке МПИ горные породы подвергаются различным воздействиям: ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению. В результате внешнего воздействия горные породы изменяют свое состояние и свойства.

В общем случае выделяют два **состояния горных пород**: естественное и искусственно измененное (посредством взрыва, механическими способами разрушения, водопонижением, химическим укреплением и др.).

Горные породы обладают весьма разнообразными **свойствами и характеристиками**: прочностью, твердостью, крепостью, трещиноватостью, устойчивостью, плотностью, влажностью, абразивностью, вязкостью, хрупкостью, пористостью, водопроницаемостью и др.

Прочность характеризует способность породы сопротивляться раздавливающим, разрывающим, скалывающим, крутящим, изгибающим нагрузкам. Прочность горной породы определяется пределами ее прочности на сжатие - $\sigma_{сж}$, растяжение - σ_r , сдвигание - $\sigma_{сдв}$, кручение - $\sigma_{кр}$.

Пределом прочности называют напряжение, при котором образец породы разрушается.

$$\sigma = P / F, \text{ МПа, КПа, Па, кг/см}^2,$$

где P – внешняя разрушающая нагрузка, кг, Н; F – площадь, на которую действует приложенная нагрузка, см², м².

Горные породы обладают достаточно высокой прочностью на сжатие. Сопротивление горных пород на растяжение, а тем более на сдвиг, изгиб, кручение составляет десятые и даже сотые доли сопротивления на сжатие, то есть:

$$\sigma_{сж} = 10 \sigma_r = 10^7 f, \text{ Па,}$$

где f – коэффициент крепости горных пород.

Твердость – это свойство горной породы оказывать сопротивление внедрению или вдавливанию в нее инструмента, не получающего остаточных деформаций.

Твердость оказывает существенное влияние на процесс бурения шпуров и скважин. Для определения твердости породы пользуются одной из наиболее простых шкал – шкалой относительной твердости Мооса, которая не утратила практического значения до настоящего времени. Эта шкала состоит из 10 эталонных по твердости однородных минералов: тальк, гипс, кальцит, флюорит, апатит, полевой шпат, кварц, топаз, корунд (сапфир), алмаз.

Крепостью горной породы называют способность породы сопротивляться воздействию разрушающих внешних усилий, нагрузок (бурение, взрывание, копание, отбойка и др.).

Широкое распространение и практическое применение получила классификация горных пород по крепости, разработанная проф.М.М. Протоdjяконовым. По этой классификации все горные породы подразделены на 10 категорий в зависимости от коэффициента крепости горных пород $f = 0,3-20$.

Коэффициент крепости – это показатель относительной крепости горной породы, представляющий одну сотую долю величины предела прочности породы на сжатие, выраженную в $\text{кг}/\text{см}^2$, то есть:

$$f = \sigma_{\text{сж}} / 100,$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ – предел горной породы на сжатие, $\text{кг}/\text{см}^2$.

По крепости горные породы условно делят на 4 класса:

1. Мягкие ($f < 4$) или ($f < 3$).
2. Средней крепости ($f = 4 \dots 8$) или ($f = 3 \dots 5$).
3. Крепкие ($f = 8 \dots 16$) или ($f = 5 \dots 15$).
4. Весьма крепкие ($f \geq 16$) или ($f \geq 15$).

Трещиноватость горных пород – это совокупность трещин разного происхождения и разных размеров, которые обычно сообщаются между собой. Трещиноватость значительно ослабляет устойчивость горного массива и существенно влияет на параметры буровзрывных работ (БВР). Трещиноватость характеризуется типом трещин, углом падения и азимутом главных систем трещин, протяженностью, раскрытием и расстоянием между трещинами в системах, характером и степенью заполнения трещин, общим объемом трещинной пустотности, размером отдельностей (блоков) в массиве.

Снижение прочности породы в массиве наблюдается при повышении трещиноватости и характеризуется коэффициентом структурного ослабления

$$K_c = K_m / K_k$$

где K_m - сцепление отдельного куска породы при отрыве от массива, Мпа, K_k - сцепление горной породы в образце (куске), Мпа.

При оценке трещиноватости породного массива сейсмическими и акустическими методами может быть использован акустический показатель трещиноватости

$$A_i = u_m^2 / u_k^2,$$

где u_m – скорость распространения продольных волн в массиве, м/с; u_k – скорость распространения продольных волн в образце (куске), м/с.

По степени трещиноватости (блочности) массива различают пять категорий скальных и полускальных пород:

1. Чрезвычайно трещиноватые – силы сцепления между отдельностями весьма малы ($A_i = 0,1 \dots 0,01$), ($K_c = 0,01 \dots 0,065$).
2. Сильнотрещиноватые – имеют видимое напластование и сомкнутые трещины ($A_i = 0,25 \dots 0,1$), ($K_c = 0,05 \dots 0,15$).
3. Среднетрещиноватые – выраженное блочное строение и видимые трещины ($A_i = 0,4 \dots 0,25$), ($K_c = 0,1 \dots 0,55$).
4. Малотрещиноватые – выраженное блочное строение и видимые трещины, заполненные мелким нецементирующим материалом, сопротивление отрыву блоков значительное ($A_i = 0,6 \dots 0,4$), ($K_c = 0,5 \dots 0,9$).
5. Монолитные породы – характеризуются весьма значительными размерами блоков ($A_i = 1,0 \dots 0,6$), ($K_c = 0,6 \dots 0,98$).

Промерзшие трещиноватые породы и рыхлые гравийно-галечниковые отложения высокой влажности (12...18%) и относительно малой прочности (20...30 МПа) имеют повышенное сопротивление внешним усилиям вследствие заполнения трещин льдом. При оттаивании такие породы разупрочняются из-за расширения трещин, растворения цементирующих веществ, повышения естественной влажности.

Под **устойчивостью** понимают способность горных пород не обрушаться после обнажения их на той или иной площади. По степени устойчивости горные породы подразделяются на пять групп: очень устойчивые, устойчивые, средней устойчивости, неустойчивые, весьма неустойчивые.

Очень устойчивые (кварциты, граниты, известняки) допускают обнажения на площади нескольких тысяч метров квадратных и не обрушаются при этом в течение десятков лет.

Устойчивые допускают обнажения на площади до 500 м² без обрушения в течение нескольких месяцев и лет.

Средней устойчивости допускают обнажения на площади 50...100 м² на относительно короткий срок в несколько суток, часов.

Неустойчивые требуют крепления вслед за обнажением площади не более 3 м².

Весьма неустойчивые совсем не допускают обнажений.

Плотность горной породы – это масса единицы объема горной породы в ее естественном состоянии

$$\gamma = P / V, \text{ т/м}^3.$$

Плотность породы в Земной Коре изменяется от 1200 до 4800 кг/м³.

Влажность породы определяется количеством влаги в порах и трещинах, представленной в виде пара, воды и льда. Влажность выражается в долях единицы.

Мерзлые породы характеризуются льдистостью. **Льдистость** – это количества льда, находящегося в единице объема горной породы

$$G = \rho_{cp} W / (1 + W),$$

где G - льдистость породы, кг/м³; W – влажность породы, доли ед.; $\rho_{\text{ср}}$ - средняя плотность породы в мерзлом состоянии, кг/м³.

Абразивность горных пород – это способность истирать металлы, твердые сплавы и другие твердые тела и породы. Поэтому абразивность обычно оценивают по износу материала, контактирующего с горной породой.

Вязкость – это свойство горной породы сопротивляться усилиям, стремящимся отделить часть породы от массива: 0,7 – мрамор...2,2 – базальт.

Хрупкость – это свойство горной породы разрушаться без пластических деформаций при воздействии на нее внешней силы (удар, взрывная волна).

Пористость характеризуется наличием пор в породе. Она выражается коэффициентом пористости

$$n = (\delta - \gamma) / \delta,$$

где δ - удельный вес породы, кг/м³; γ - объемный вес сухой породы, кг/м³.

Чем больше объем пор – тем меньше плотность породы.

Водопроницаемость – это способность породы пропускать через себя воду. Она характеризуется величиной коэффициента фильтрации.

Коэффициент фильтрации – это приведенная скорость движения воды при напорном градиенте равном единице. Размерность коэффициента фильтрации м/сутки, см/сек. Коэффициент фильтрации определяется из выражений

$$K = QL / FH = Q / FI = v / I,$$

где Q - количество фильтрующей через породу воды, м³/сутки; F – общая площадь поперечного сечения породы, через которое проходит количество воды Q , м²; H – разница напоров, обуславливающая движение воды на участке L , м; L – длина пути движения воды, к которому отнесена разница напоров H , м; $I = H / L$ – среднее падение напора на участке L ; $v = Q / F$ – приведенная скорость движения воды, м/сутки.

Породы с коэффициентом фильтрации менее 1 м/сутки считаются слабоводопроницаемыми.

При воздействии на нетронутый массив (копание, взрывание и др.) необходимо знание свойств горных пород в их естественном состоянии. Для других целей (погрузка, перемещение, складирование, дробление горных пород и др.) следует определять и учитывать свойства горных пород в искусственно измененном состоянии. Изменение свойств горных пород при их переходе от естественного к искусственно измененному состоянию происходит постепенно (уплотнение пород в насыпях, слеживание, выветривание и т.д.).

Свойства горных пород изменяются в большом диапазоне, поэтому их принято объединять в группы, категории и классы, которые определяют способ разработки горных пород и применяемые технические средства.

Выделяют три группы пород:

1. Скальные и полускальные (в естественном состоянии).
2. Разрушенные (скальные и полускальные естественно или искусственно измененные горные породы).

3. Плотные, мягкие (связные) и сыпучие.

К **скальным породам** относятся большинство изверженных и метаморфических, а также некоторые осадочные породы, характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии в куске более 50 МПа. Например: кварциты, граниты, базальты, габбро, колчеданы, прочные известняки, песчаники, песчанистые сланцы, кремнистые конгломераты.

К **полускальным породам** относятся выветрелые изверженные породы, метаморфические породы, а также коренные осадочные породы, характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии в куске 20...50 МПа. Например: глинистые сланцы, песчано-глинистые сланцы, глинистые песчаники, известковистые песчаники, руды гематитовые, мергели, известковые брекчии, известковые конгломераты, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и бурые угли.

Скальные и полускальные породы требуют предварительного разупрочнения. В результате воздействия взрыва, механического разрушения и дробления они переходят в разрыхленное состояние и становятся пригодными к погрузке и перемещению обычными техническими средствами.

Разрушенные породы различаются по степени связности, кусковатости и прочности в куске.

Связность отражает характер связей между смежными кусками породы. **Степень связности** зависит от разрыхленности и кусковатости разрушенных горных пород. Степень связности выражается через величину сцепления ($K_{сц}$), величину зацепления ($K_{зап}$) и угол внутреннего трения пород (ρ).

Разрыхленность характеризует увеличение объема разрушенной породы по сравнению с занимаемым в массиве и определяется коэффициентом разрыхления (K_p).

По степени связности разрушенные породы подразделяются на три категории:

1 категория – сыпучие разрушенные породы, имеющие многочисленные воздушные промежутки, способные к осыпанию и образованию четко выраженных откосов ($K_p = 1,4 \dots 1,65$).

2 категория – связно-сыпучие разрушенные породы, имеющие незначительное количество воздушных промежутков (пустот) между отдельными кусками ($K_p = 1,2 \dots 1,3$). Насыпь не имеет четко выраженных откосов.

3 категория – связно разрушенные породы ($K_p = 1,03 \dots 1,05$). Уступы имеют крутой откос.

Кусковатость определяют по среднему линейному размеру куска. По этому признаку выделяют пять категорий горных пород:

1 категория – очень мелко разрушенные породы ($d_{ср} \leq 0,1$ м) с размером максимальных кусков до 0,4...0,6 м.

2 категория – мелко разрушенные породы ($d_{ср} = 0,15 \dots 0,25$ м) с размером максимальных кусков до 0,6...1,0 м.

3 категория – средне разрушенные породы ($d_{ср} = 0,25 \dots 0,35$ м) с размером максимальных кусков до 1,0...1,4 м.

4 категория – крупно разрушенные породы ($d_{cp} = 0,35 \dots 0,60$ м) с размером максимальных кусков до 1,5...2,0 м.

5 категория – весьма крупно разрушенные породы ($d_{cp} = 0,6 \dots 0,9$ м) с размером максимальных кусков до 2,5...3,0 м.

Для первых трех категорий коэффициент разрыхления ограничен. Его значение не превышает 1,5.

Разрушенные породы, а также перемещенные и уложенные в насыпи и отвалы характеризуются коэффициентом внутреннего трения, равным $\operatorname{tg} \beta$, где β - угол естественного откоса. Обычно $\beta = 34 \dots 38^\circ$.

Породные куски, имеющие размеры больше допустимых по технологическим условиям разработки, называются негабаритными. Они подлежат дополнительному дроблению.

К плотным породам относятся: твердые глины, мел, бурые и каменные угли, глинистые руды, характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии 20...50 МПа. Эти породы способны в массиве сохранять откосы под углом $60 \dots 70^\circ$ при высоте уступа 10...20 м. Их можно разрабатывать горными машинами без предварительного разрушения при достаточных усилиях копания (не менее 0,3...0,4 МПа). Довольно часто такие породы перед выемкой взрывают или рыхлят.

К мягким породам относятся: песчаные глины, суглинки, супеси, мягкие угли, характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии 1...5 МПа. Такие породы легко, без предварительного рыхления разрабатываются всеми видами выемочных машин с усилием копания 0,2...0,3 МПа. Они способны сохранять откосы под углом $50 \dots 60^\circ$ при высоте уступа 7...15 м. При высыхании эти породы становятся полутвердыми, а под действием воды набухают.

Неуплотненные глинистые породы включают: жирные, тонкодисперсные гидрофильные глины, пылеватые пески, илы, обводненный лес, почвы. Они имеют предел прочности на сжатие не более 1 МПа. В водонасыщенном состоянии они не устойчивы и оплывают под пологими углами до $3 \dots 5^\circ$.

К сыпучим породам относятся пески. Усилия копания в песках наименьшие.

Разнородные породы представлены уплотненными мягкими и сыпучими породами со скальными включениями в виде гравия, валунов, конгломератов. Они носят название песчано-гравийной смеси (ПГС).

Мягкие и сыпучие породы в мерзлом состоянии по прочности приближаются к плотным и полускальным породам.

Сопротивление горных пород разрушению оценивается двумя положениями:

1. Разрушение горной породы происходит под действием нагрузок превышающих соответствующие ей пределы прочности $\sigma_{сж}$, σ_p , $\sigma_{сдв}$.

2. Предельное сопротивление разрушению горной породы в массиве зависит от трещиноватости и плотности породы

$$\sigma_{p.m.} = K_{тр} \sigma_{раз} + K_6 l \gamma g 10^{-3},$$

где $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости породы; $\sigma_{раз}$ – усредненное предельное сопротивление породы разрушению, $\sigma_{раз} = (\sigma_{сж} + \sigma_p + \sigma_{сдв}) / 3$, МПа
Суммарное действие сил разрушения при различных напряжениях сжатия, сдвига и растяжения (σ_p , МПа), определяется по формуле

$$\sigma_p = K_1 \cdot \sigma_{сж} + K_2 \cdot \sigma_{сдв} + K_3 \cdot \sigma_{раст.}, \quad (1)$$

где K_1, K_2, K_3 – коэффициенты, учитывающие трещиноватость горной породы, их значения показывают долю участия соответствующего напряжения в разрушении породы (табл.).

Таблица

Значения коэффициентов $K_1, K_2, K_3, K_{тр}$ в зависимости от степени трещиноватости горных пород

Характеристика горных пород	K_1	K_2	K_3	$K_{тр}$
Слаботрещиноватые	1,00	0,95...1,00	3,50...6,00	< 0,5
Среднетрещиноватые	0,95...1,00	0,90...0,95	2,00...3,50	0,5...0,9
Сильнотрещиноватые	0,75...0,90	0,80...0,90	1,52...2,00	0,9...1,0

K_6 и l – соответственно степень влияния, и путь преодоления от веса породы, для расчетов $(K_6 \cdot l) = 0,333$; γ – плотность породы, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с².

Для практических расчетов используют общий показатель трудности разрушения породы

$$P_p = 0,05 [K_{тр} (\sigma_{сж} + \sigma_p + \sigma_{сдв}) + \gamma g 10^{-3}].$$

По относительной трудности разрушения (P_p) выделяют пять классов горных пород:

1 класс – мягкие, плотные и связные полускальные породы ($P_p=1...5$); категория пород от 1 до 5.

2 класс – легко разрушаемые скальные породы ($P_p=5,1...10$); категория пород от 5 до 10.

3 класс – скальные породы средней степени разрушения ($P_p=10,1...15$); категория пород от 10 до 15.

4 класс – трудно разрушаемые скальные породы ($P_p=15,1...20$); категория пород от 15 до 20.

5 класс – весьма трудно разрушаемые скальные породы ($P_p=20,1...25$); категория пород от 20 до 25.

Внекатегорийные горные породы имеют $P_p > 25$

Тема: 4. «Подготовка горных пород к выемке»

1. Способы подготовки горных пород к выемке.
2. Оттаивание мерзлых горных пород.
3. Предохранение оттаянных горных пород от промерзания.

4. *Механическое рыхление горных пород рыхлителями.*
5. *Управляемое обрушение уступов.*

Подготовка горных пород к выемке производится для повышения эффективности выемочно-погрузочных работ и обеспечения устойчивости откосов уступов. Она заключается в разрушении (разрыхлении) или упрочнении горного массива, осушении горных пород подлежащих извлечению, их разупрочнении и изменении агрегатного состояния.

Выемка мягких, песчаных, мелкоразрушенных пород производится выемочно-погрузочными машинами без предварительной подготовки, так как подготовка совмещена с процессом выемки горных пород и производится одними и теми же средствами механизации.

Выемка плотных пород может также осуществляется непосредственно из массива выемочными машинами с повышенными усилиями копания. Иногда производится подготовка плотных пород к выемке путем предварительного рыхления (механическими рыхлителями и взрыванием на сотрясение). Мягкие породы, песчано-гравийные смеси (ПГС) в мерзлом состоянии требуют предварительного разупрочнения путем оттаивания или рыхления.

Скальные и полускальные породы подготавливаются к выемке взрывным способом. Процессами подготовки при этом являются работы по бурению взрывных скважин, их заряданию и взрыванию зарядов взрывчатого вещества (ВВ).

Подготовкой горных пород к выемке обеспечивает:

- безопасность ведения горных работ;
- необходимое качество добываемого сырья;
- техническую возможность и наилучшие условия применения средств механизации.

Существуют следующие *способы подготовки горных пород к выемке*:

1. **Механический:**

- буроклиновой и бурогидроклиновой;
- применение канатных пил и камнерезных машин;
- использование рыхлителей;
- обрушением уступов.

2. **Гидравлический:**

- нагнетанием воды в горный массив;
- насыщением водой горных пород;
- растворением.

3. **Физический:**

- электромагнитным воздействием;
- термическим воздействием.

4. **Химический.**

5. **Взрывной.**

6. **Комбинированный.**

Затраты на подготовку пород к выемке составляют 5...40% от общих затрат на горные работы. Выбор способа подготовки зависит от вида, состоя-

ния и свойств горных пород, мощности предприятия, наличия технических средств механизации, требований к качеству добываемого сырья, природных условий.

В зимний период подготовка горных пород к выемке включает комплекс работ по рыхлению, приведению их в талое состояние и предохранению от сезонного промерзания оттаянных пород.

Оттаивание может осуществляться за счет электрообогрева, пожара, с помощью горячих газов, пара, воды и др. Электрообогрев может быть поверхностный (сетка из медной проволоки, переменный ток напряжением 12...380 V, при этом расход энергии составляет 70 МДж/м³) и глубинный (электроды длиной 0,5 м, постоянный ток 2 А, напряжением 1...2 V, при этом расход энергии составляет 30 МДж/м³). Поверхностный электрообогрев может быть низкочастотный и высокочастотный. Пожог осуществляют с помощью дров, угля, и торфа. За 10 дней пожара при расходе дров 0,15 м³/ м³, угля 30...60 кг/ м³, торфа 120...140 кг/ м³ глубина оттаивания мерзлых горных пород составляет 2 м. Оттайка паром производится с помощью паровых игл (стальная труба диаметром 19...22 мм длиной 1,7...3,0 м). Расстояние между иглами составляет 2...3 м по шахматной сетке. Температура пара равна 102...110 °С. Пар подается под давлением 0,2...0,5 МПа. Время оттаивания мерзлых горных пород составляет при этом 4...6 часов. Расход пара равен 20...30 кг/м³.

Оттаивание речной водой производится гидроиглами, а также путем проведения дренажных канав и дождевания. Расход воды при этом составляет 120...200 м³/ м³ горных пород. Оттаянные горные породы в суровых климатических условиях за зимний период могут перейти снова в мерзлое состояние. Поэтому оттаивание мерзлых пород, как правило, сопровождается предохранением талых пород от промерзания. Для **предохранения пород от промерзания** используют вспашку, глубокое рыхление поверхности, создают снеговой или искусственный льдовоздушный покров, утепляют поверхность теплоизоляционным материалом, производят химическую обработку поверхности, снегозадержание, затопление поверхности водой, укладку воздушной пены на лед или на предохраняемую поверхность и др.

Буроклиновой способ подготовки пород к выемке состоит из двух взаимосвязанных процессов: бурения шпуров и откола камня с помощью клиньев. Шпуры бурят в вертикальном, наклонном и горизонтальном направлении на глубину 80...100 мм при разделке монолитных кусков и на всю длину или ширину блока в массиве. Диаметр шпуров 20...40 мм. Расстояние между шпурами незначительное до 0,2 м. В пробуренные шпуры вставляют простые и сложные клинья. Для повышения эффективности буроклинового способа подготовки применяют бурогидроклиновой способ с использованием закладных клиньев с гидравлическим приводом. Несмотря на низкую производительность труда горнорабочих (2...3 м³/час), применение ручного труда до 60...70 %, высокую себестоимость добычи ПИ, высокую трудоемкость и опасность работ этот способ успешно применяют при добыче подेलочного камня. Буроклиновой способ можно применять в любых горно-

геологических условиях, для отбойки горных пород любой крепости и любых размеров. Этот способ простой по исполнению и позволяет максимально использовать естественные природные трещины в массиве горных пород.

При отделении мраморных блоков от массива в теплый летний период применяют **канатные пилы**. В качестве абразивного материала при отпиливании мраморных плит и блоков служит кварцевый песок, который подается вместе с водой в забой движущегося металлического каната.

Достоинства канатных пил:

1. Простота конструкции и обслуживания.
2. Получение блоков правильной формы и необходимых размеров.
3. Невысокая энергоемкость работ.

Недостатки способа подготовки горных пород к выемке с использованием канатных пил:

1. Сезонная работа только в теплый летний период года.
2. Зависимость производительности канатных пил от крепости горных пород и трещиноватости массива.

Эти недостатки устраняются при использовании камнерезных машин. **Камнерезные машины** бывают дисковые, баровые и с кольцевой фрезой. Дисковые машины применяют для резания камня с пределом прочности на сжатие равным 1...25 МПа, с цепными барами – 1...10 МПа, с кольцевыми фрезами 5...120 МПа. Производительность камнерезных машин достигает 20 м³/час.

Послойное механическое рыхление плотных, полускальных, мерзлых, крепких горных пород и ПИ ($\sigma_{сж}$ до 90 МПа) производят с помощью рыхлителей, в которых масса тягача используется для заглубления рабочего органа рыхлителя. Механическое рыхление позволяет облегчить отдельную выемку маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов, эффективно регулировать кусковатость горной массы, уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого благодаря отсутствию развала и перемешиванию горной массы, повысить безопасность работ и эффективность переизмельчения и разупрочнения горной породы. Хорошее качество подготовки и небольшая мощность разрыхленного слоя позволяют вести выемку горной массы скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками. Вместе с тем при механическом рыхлении мощность разрыхляемого слоя невелика, что затрудняет непосредственную экскаваторную выемку.

Существует большое число рыхлителей различной конструкции. Отечественная промышленность выпускает рыхлители двух типов: прицепные и навесные. Прицепными рыхлителями горные породы можно рыхлить на глубину 0,4...0,5 м, а навесными – 1,5...2,0 м. Навесной рыхлитель прикрепляется к заднему мосту тягача при помощи трех или четырех шарниров и управляется гидроцилиндрами.

Различают рыхлители общего и специального назначения. Рыхлители общего назначения имеют от 1 до 5 съемных зубьев (глубина рыхления гор-

ных пород $h_3 < 1000$ мм). Рыхлители специального назначения имеют от 1 до 3 съемных зубьев (глубина рыхления горных пород $h_3 \geq 1000$ мм).

Рыхлители работают в совокупности с тягачом. В качестве тягача используют бульдозеры различного класса, на гусеничном и пневмошинном ходу. Бульдозер – это землеройно-транспортная машина циклического действия, состоящая из базового трактора и навесного оборудования. Гусеничные бульдозеры отечественного производства выпускаются на базе трактора Т-130, Т-170, ДЭТ-250, Т-330, Т-500, на пневмошинном ходу – К-700, К-701.

По мощности тягача выделяют четыре класса рыхлителей: малой мощности (легкие, $P \leq 100$ л.с.); средней мощности (средние, $100 \text{ л.с.} < P \leq 200$ л.с.); мощные (тяжелые, $200 \text{ л.с.} < P \leq 400$ л.с.); сверхмощные (сверхтяжелые, $P > 400$ л.с.).

Рыхлители могут иметь 1,3,5 зубьев с наконечниками. Зубья могут иметь прямые, овальные и полукруглые стойки. При рыхлении мерзлых пород средней крепости на глубину до 800 мм можно применять изогнутые стойки зуба, при рыхлении крепких пород на глубину более 800 мм применяют только прямые стойки. Скорость движения тягача ограничивается до 2...3 км/час или 0,70...0,85 м/с. Применение рыхлителей целесообразно, если производительность их превышает 150 м³/час. Максимальная производительность рыхлителя составляет 1000...1500 м³/час.

К основным параметрам рабочего органа рыхлителя относятся (рис. 4.1): угол резания (рыхления) $\gamma_p = 30...45^\circ$; угол заострения $\omega_3 = 20...30^\circ$; задний угол $\varphi_3 \geq 8^\circ$ (мерзлая порода), $\varphi_3 \geq 5^\circ$ (полускальная порода); толщина зуба; длина стойки зуба; расстояние между зубьями.

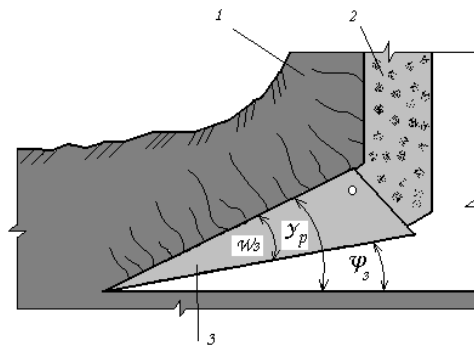


Рис. 4.1. Параметры рабочего органа рыхлителя:

1 – разрыхленные горные породы; 2 – вертикальная стойка зуба рыхлителя; 3 – съемный наконечник рыхлителя

Порода при движении тягача с помощью рабочего органа рыхлителя разрушается в границах трапециевидной прорези (рис. 4.2). Максимальное заглубление зуба зависит от мощности тягача (если $P=100$ л.с., то $h_3=500$ мм, если $P=130$ л.с., то $h_3=600$ мм, если $P=170...250$ л.с., то $h_3=700$ мм, если $P=330...500$ л.с., то $h_3=1000$ мм).

К основным параметрам механического рыхления относятся:

- заглубление зуба рыхлителя h_3 , м;
- угол откоса прорези α , град;

- расстояние между смежными проходами рыхлителя C , м;
- эффективная глубина рыхления $h_э$, м;
- ширина трапецевидной прорези поверху B , м;
 - ширина трапецевидной прорези понизу b , м.
 - эффективная глубина рыхления $h_э$, м;
 - высота вертикальной щели в нижней части прорези $h_{щ}$, м.

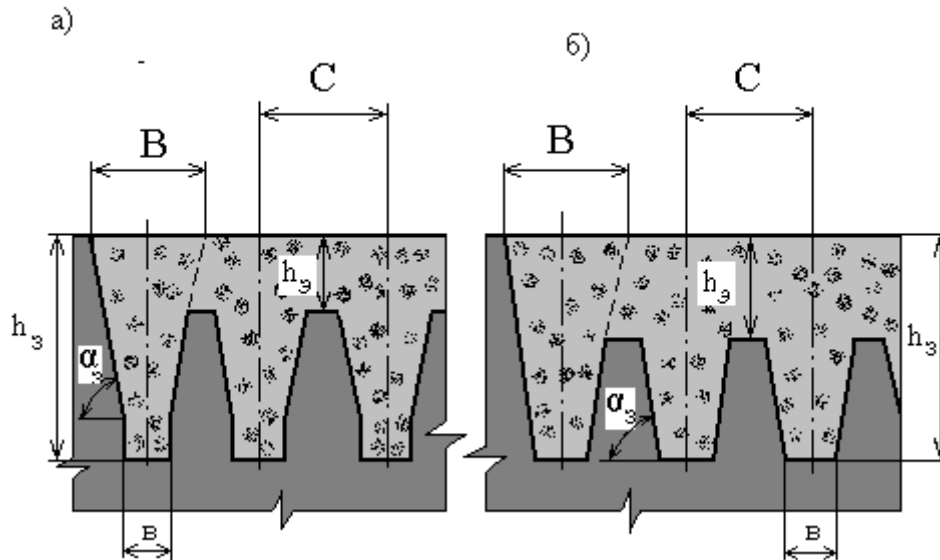


Рис. 4.2. Схема механического рыхления горных пород

а) - слаботрещиноватые породы; б) - сильнотрещиноватые породы;

Параметры механического рыхления определяются по формулам:

Ширина трапецевидной прорези по низу, с учетом трещиноватости пород равна

$$b = K_3 \cdot b_з,$$

где $b_з$ - ширина зуба рыхлителя, м; $K_3 = 1,52 \dots 6,0$

Приблизительно ширина трапецевидной прорези по низу равна

$$b = (1,0 \dots 1,1) \cdot b_з$$

С учетом трещиноватости пород ширина прорези по верху может быть определена по формуле:

$$B = b + 2 K_1 \cdot h_з \cdot \text{ctg} \alpha$$

где K_1 - эмпирический коэффициент трещиноватости (для слаботрещиноватого массива $K_1 = 0,75 \dots 0,90$, для среднетрещиноватого - $K_1 = 0,95 \dots 1,00$, для сильнотрещиноватого - $K_1 = 1,0$; $h_з$ - величина заглабления зуба рыхлителя ($h_з = 0,2 \dots 1,0$), м; α - угол наклона стенок прорези определяется по табл.3.2 [1], ориентировочно для расчетов $\alpha = 40^\circ \dots 60^\circ$.

Эффективная глубина рыхления равна

$$h_э = (0,5 \dots 0,7) \cdot h_з$$

Расстояние между смежными проходами устанавливается из условия обеспечения требуемой кусковатости и достаточной глубины рыхления.

$$C = b + [(h_з - h_э) \cdot 2 \cdot \text{ctg} \alpha] \cdot K_1$$

При валовой выемке и максимальном использовании возможной глубины рыхления (условие достижения максимального объема разрыхления породы) расстояние между смежными проходами равно

$$C_0 = K_1 \cdot h_3 \cdot \operatorname{ctg} \alpha + 0,5 \cdot b$$

Глубина эффективного рыхления при этом составит:

$$h_{30} = 1 / K_2 \cdot [K_1 \cdot h_3 - 0,5 (C_0 - b) \cdot \operatorname{tg} \alpha],$$

где K_2 - эмпирический коэффициент (для слаботрешиноватого массива $K_2 = 0,95 \dots 1,00$, для среднетрешиноватого - $K_2 = 0,90 \dots 0,95$, для сильнотрешиноватого - $K_2 = 0,80 \dots 0,90$).

Нижняя часть прорези в монолитных вязких слаботрешиноватых породах имеет угол наклона стенок прорези $\alpha = 90^0$, при этом высота вертикальной щели в нижней части прорези составит:

$$h_{щ} = (0,15 \dots 0,20) \cdot h_3$$

Часовая производительность рыхлителя определяется по формуле

$$Q_p = 3600 \cdot h_3 \cdot C_0 \cdot K_n \cdot n_3 / (1/u_p + \tau / L),$$

где K_n - коэффициент использования рабочего времени рыхлителя ($K_n = 0,7 \dots 0,8$); n_3 - число зубьев рыхлителя, шт; u_p - скорость движения рыхлителя ($u_p = 0,4 \dots 1,5$, табл.3.2 [1]), м/с; τ - время переезда на смежную полосу ($\tau = 30 \dots 60$), с; L - длина борозды, м.

Длина борозды L обычно принимается от 50 до 200 м. При торцовом забое она определяется по формуле:

$$L = 1000 \cdot H_y / i,$$

где H_y - высота уступа, м; i - продольный уклон торца забоя, ‰.

Существуют две технологические схемы работы рыхлителя: горизонтальными и наклонными слоями. По первой схеме забой рыхлителя представляет горизонтальную верхнюю площадку уступа. Разрыхленная горная масса сталкивается на нижнюю площадку уступа и грузится экскаваторами в транспортные средства. По второй схеме забой рыхлителя представлен торцом уступа, наклоненным под углом $10 \dots 20^0$. Рыхление горной породы при этом происходит только в одном направлении сверху вниз.

Работа рыхлителя может производиться совместно с колесными скреперами. В зависимости от крепости горных пород и необходимой степени их рыхления работа рыхлителя может вестись параллельными ходами или параллельно-перекрестными резами.

Рыхление талых пород производят в октябре на глубину 700...800 мм для предохранения пород от зимнего промерзания. Длина борозды при этом составляет 100...300 м.

При управляемом обрушении уступов отделение горных пород от массива, их рыхление и перемещение к основанию уступа происходит в основном под действием силы тяжести. Для управления процессом обрушения производят расчет параметров обрушения и выбор способа ослабления массива горных пород в зависимости от горнотехнических и горно-геологических условий месторождения. Необходимо также предусмотреть мероприятия по предотвращению самопроизвольных обрушений уступов с

целью безопасного и экономичного производства выемочно-погрузочных работ. Выделяют следующие параметры обрушения уступов:

- высота обрушаемого уступа – H_y ;
- высота возможного выкола пород – h_b ;
- длительно-устойчивая высота вертикального обнажения пород - $H_{во}$;
- кратковременно-устойчивая (предельная) высота вертикального обнажения пород – $H_{вок}$.

В зависимости от соотношения параметров обрушения уступов изменяется характер процесса обрушения горных пород и возможные мероприятия по его управлению (рис. 4.3).

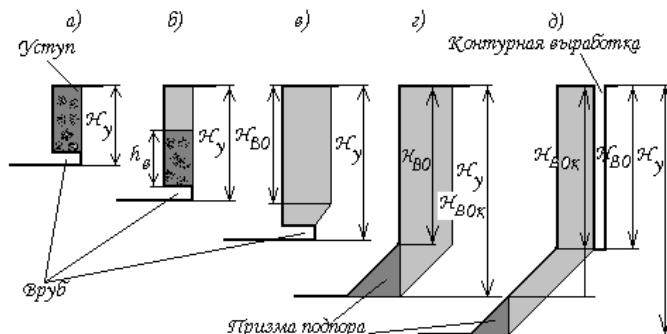


Рис. 4.3. Схема обрушения уступов

а) – при $H_y \leq h_b < H_{во} < H_{вок}$; б) – при $h_b < H_y < H_{во} < H_{вок}$; в) – при $H_{во} < H_y$; г) – при $H_y = H_{вок}$; д) – при $H_y > H_{вок}$

Для проведения управляемого обрушения горных пород на уступе при условии ($H_y \leq h_b$; $h_b < H_y < H_{во}$; $H_{во} \leq H_y < H_{вок}$) необходима их подрезка в основании уступа врубовой выработкой. При выполнении первого и второго условий обрушение пород будет происходить в виде отрыва вертикальных блоков. При выполнении третьего условия обрушение будет происходить со сдвигом. Такой же характер обрушения будет происходить при условии ($H_y = H_{вок}$), однако для его осуществления необходимо произвести выемку призмы подпора в основании уступа.

При условии ($H_y > H_{вок}$) обрушение уступов осуществляется не только за счет их подработки в основании, но также и за счет оконтуривания в кровле.

Работы по ослаблению устойчивости уступов, их подработка с целью обрушения горных пород осуществляется путем применения средств гидромеханизации, взрывания шпуровых и скважинных зарядов ВВ и механической подработки.

В качестве средств гидромеханизации применяют гидромониторы различных марок с ручным и дистанционным управлением.

Бурение шпуров и скважин производят с помощью буровых станков. Взрывные работы производят с использованием взрывчатых веществ и средств взрывания зарядов ВВ.

Механическую подработку производят с помощью специальных обрушающе-погрузочных машин и экскаваторов. Обеспечение надежности

управления процессов обрушения уступов – основное условие применения этого способа подготовки пород к выемке.

Тема 5: «Технологические основы буровых работ»

1. Взрывной способ подготовки скальных пород к выемке:
 - составные части проекта на выполнение буровзрывных работ (БВР);
 - стадии взрывных работ на карьере;
 - требования к взрывной подготовке горных пород;
 - методы ведения БВР.
2. Буровые работы на карьере:
 - буровое оборудование на карьере;
 - выбор бурового станка (показатель трудности бурения);
 - расчет необходимого числа буровых станков на карьере
 - определение скорости бурения скважин на уступе
 - определение производительности бурового станка.
3. Организация буровых работ.
4. Порядок обуривания экскаваторного блока.

Взрывная подготовка горных пород к выемке практически является единственной при разработке скальных и полускальных пород на карьерах. Производительность экскаваторов, карьерного транспорта, отвального и вспомогательного оборудования и в целом общая производственная мощность карьера в значительной мере зависят от организации и качества взрывных работ. Для осуществления взрывной подготовки горных пород к выемке на карьере производятся буровзрывные работы, включающие бурение скважин (шпуров), их зарядание и взрывание зарядов ВВ.

Горное предприятие осуществляет взрывные работы на карьере в соответствии с проектом на производство буровых и взрывных работ, на основании разрешения органов Госгортехнадзора и разрешения милиции на приобретение взрывчатых материалов.

Проект на производство буровых и взрывных работ включает расчетную и графическую части. В расчетной части указывается способ бурения скважин, тип буровых станков, их количество. Рассчитываются параметры, количество и расположение взрывных скважин на уступе, способ их зарядания, а также способ взрывания зарядов ВВ. Указывается тип и количество применяемого ВВ и СВ. Производится расчет параметров БВР, определяется порядок взрывания зарядов ВВ. В табличной форме приводятся основные результаты взрыва и ТЭП. В графической части проекта прилагаются чертежи и схемы: конструкция заряда ВВ, схема расположения скважин на уступе, схема взрывной цепи, схема расположения постов охраны и место укрытия взрывников.

Взрывные работы на карьере проводят в две стадии:

- первичное дробление массива горных пород;
- вторичное дробление негабаритов, выравнивание подошвы уступа, обрушение козырьков, нависей и заколов.

Производство БВР на карьерах должно быть безопасным и экономичным. Размеры и форма развала горной массы после взрыва должны соответствовать параметрам принятого горного оборудования. Взрывные работы должны обеспечить допустимое минимальное сейсмическое воздействие взрыва на окружающую природную среду и, вместе с тем, достаточный объем взорванных пород требуемой степени дробления для эффективной, бесперебойной и производительной работы выемочно-погрузочного оборудования.

Степень подготовленности экскаваторного забоя после взрыва характеризуется размерами кусков взорванной горной массы. При наличии в забое крупных кусков (негабаритов) производительность экскаваторов значительно снижается. На карьерах руководствуются следующими зависимостями между рабочими параметрами рабочего оборудования и крупностью кусков взорванной горной породы:

1. Максимальный размер куска горной породы в зависимости от емкости ковша экскаватора

$$a \leq (0,75 \dots 0,80) \cdot \sqrt[3]{E} ,$$

где a – максимальный линейный размер куска горной породы, м; E – емкость ковша экскаватора, м^3 .

2. Максимальный размер куска горной породы в зависимости от размеров приемной воронки перегрузочного бункера или бункера дробильной установки

$$a \leq 0,8 b,$$

где b - меньшая сторона приемной воронки бункера дробильной установки или перегрузочного бункера, м.

3. Максимальный размер куска горной породы в зависимости от ширины ленты конвейера с роlikоопорами

$$a \leq 0,5 \cdot B + 0,1,$$

где B - ширина ленты конвейера, м.

4. Максимальный размер куска горной породы в зависимости от емкости транспортного сосуда

$$a \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_T} ,$$

где V_T – объем транспортного сосуда, м^3 .

Куски горной породы, размеры которых больше рассчитанных по вышеприведенным формулам, подлежат вторичному дроблению непосредственно в забое. Необходимая степень дробления горных пород на карьерах и экономичность ведения БВР главным образом достигается за счет правильной организации и оптимальных параметров БВР - конструкции заряда ВВ, диаметра взрывных скважин, расстояния между рядами скважин и между скважинами в ряду, схемы расположения скважин на уступе, способа взрывания зарядов ВВ и характеристики применяемых ВВ.

Объем разрыхленной породы или ПИ в забое стремятся создать возможно большим. При этом экскаваторный блок делят на три части. В первой

части блока происходит погрузка горной массы, вторая часть после взрыва находится в резерве, третья часть блока обрушивается. На карьерах применяют пять методов ведения БВР: метод скважинных зарядов, имеющих удлиненную (колонковую) форму; метод котловых зарядов, сосредоточенных в котлообразных расширениях забойной части скважин, получаемых в результате их прострела; метод камерных зарядов, сосредоточенных в камерах, примыкающих к забойной части шурфа или штольни; метод накладных зарядов; метод шпуровых зарядов.

Бурение шпуров и скважин в массиве горных пород производится буровыми станками. Буровые станки подразделяются на два класса:

1. С механическим воздействием инструмента на забой скважины.
2. С физическим воздействием инструмента на забой скважины.

К первому классу относятся буровые станки вращательного бурения режущими коронками с очисткой скважин шнеком – СБР-125, СБР-160, СБВ-150, БТС-150, СБВ-2М, СВВ-2М; буровые станки вращательного бурения шарошечными долотами – 2СБШ-200, 2СБШ-200Н, СБШ-250 МН, СБШ-320, СБШ-250-55, СБШ-250-МНА; буровые станки ударно-канатного бурения – СБК; буровые станки с погружными пневматическими молотками – СБУ-125, СБУ-160, СБУ-200, СДВВ-11, НКР-100М, ВУД-1М, СБВ-125.

Ко второму классу относятся буровые станки термического, огневого бурения – СБО-5, СБО-20, СБО-40, СБО-160; буровые станки комбинированного бурения – СБТМ-20, СБШК-200, СБШ-250К; установки гидравлического бурения; установки ультразвукового бурения.

Физический срок службы буровых станков составляет не менее 6 лет. Цель бурения – создание в массиве горных пород шпуров или скважин. Выбор бурового станка производится в зависимости от буримости горной породы, на основании показателя трудности бурения породы

$$P_6 = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma g).$$

По величине P_6 , в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского все породы подразделяются на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе): I класс - легкобуримые, категории 1...5 ($0 < P_6 \leq 5$); II класс - средней трудности бурения, категории 6...10 ($5 < P_6 \leq 10$); III класс - труднобуримые, категории 11...15 ($10 < P_6 \leq 15$); IV класс - весьма труднобуримые, категории 16...20 ($15 < P_6 \leq 20$); V класс - исключительно труднобуримые, категории 21...25 ($20 < P_6 \leq 25$). При $P_6 > 25$ горные породы, относятся к внекатегорийным.

При термическом бурении скважин необходимо учитывать термобуримость горных пород. Термобуримость характеризуется показателем термобуримости $P_{т6}$ (см³/Дж) и температурой разрушения горных пород T_p (°C)

$$P_{т6} = 4,19 \beta \cdot E / (\sigma_p \cdot C \cdot K_{пл});$$

$$T_p = 1,5 \sigma_{сж} \cdot (1 - \nu) / (\beta \cdot E),$$

где β – коэффициент линейного теплового расширения породы, 1/°C; E – модуль Юнга, МПа; C – объемная теплоемкость породы, Дж / (м³ · °C); $K_{пл}$ – коэффициент пластичности породы; ν – коэффициент Пуассона.

Показатель $\Pi_{тб}$ определяет объем разрушенной породы, приходящийся на единицу количества тепла. Большая техническая скорость бурения скважин огневым способом достигается в породах имеющих кристаллическую структуру. С увеличением трещиноватости пород эффективность огневого бурения снижается.

Таблица 5.1

Классификация горных пород по термобуримости

Класс породы	Порода	$\Pi_{тб}$
1	Хорошо термобуримые (кварциты, граниты)	0,100...0,200
2	Термобуримые (железистые кварциты, песчаник)	0,060...0,095
3	Труднобуримые (магнетитовые руды, мрамор)	$\leq 0,050$

Для кварца, микрокварцита, железистых кварцитов $T_p \leq 400...450$ °С; для гранито-гнейса - $T_p = 500...600$ °С.

Наиболее широкое распространение на открытых горных работах получили станки шнекового ($\Pi_б \leq 5$), шарошечного ($\Pi_б > 5$), пневмоударного ($5 < \Pi_б \leq 25$), термического ($16 < \Pi_б \leq 25$ при наличии кварцсодержащих пород) бурения.

Техническая скорость бурения ($U_б$, м/час) определяется по формулам:

- для станков шнекового бурения

$$U_б = 7,5 \cdot P_o \cdot n_в \cdot 10^{-2} / (\Pi_б \cdot d_p^2),$$

где P_o - усилие подачи ($P_o = 0,5...4$), кН/см, для расчетов принимать кН/забой скважины; $n_в$ - частота вращения буровых ставов ($n_в = 1,5...3,0$), c^{-1} ; d_p - диаметр резца, м.

Для станков шнекового бурения удельное усилие подачи P_o (на 1м диаметра резца) и частота вращения $n_в$ определяются по графику (рис.5.1) и сверяются с техническими характеристиками бурового станка (табл.3.1.[2]).

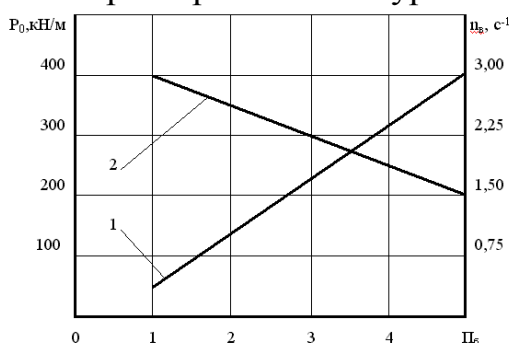


Рис. 5.1. График для определения удельного усилия подачи (1) - $P_o = f(\Pi_б)$ и частоты вращения бурового става (2) - $n_в = f(\Pi_б)$ при шнековом бурении

- для станков шарошечного бурения

$$U_б = 2,5 \cdot P_o \cdot n_в \cdot 10^{-2} / (\Pi_б \cdot d_d^2),$$

где d_d - диаметр долота, м; ($P_o = 7...22$), кН/см, для расчетов принимать кН/забой скважины; $n_в = 0,6...3,3$ c^{-1} .

Требуемое удельное усилие подачи станков шарошечного бурения (на 1 м диаметра долота) P_0 определяется по графику (рис.5.2) и затем по технической характеристике станка (табл.3.4. [2]) проверяется возможность достижения требуемого усилия подачи. Частота вращения бурового става для шарошечных станков n_b определяется их технической характеристикой (табл.3.4. [2]). Ориентировочно ее можно определить по графику (см.рис.5.2).

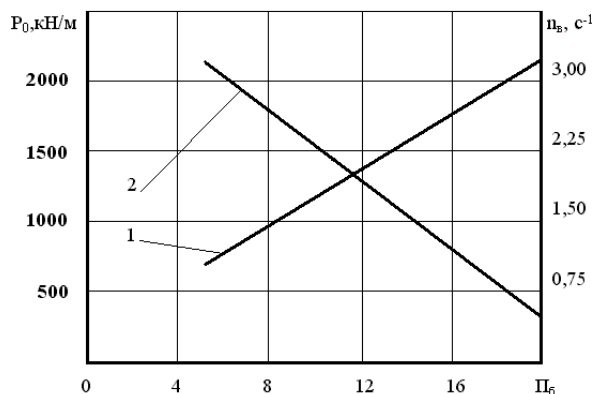


Рис. 5.2. График для определения удельного усилия подачи P_0 и частоты вращения бурового става n_b при шарошечном бурении

1 - $P_0 = f(\Pi_б)$; 2 - $n_b = f(\Pi_б)$

Для бурения скважин станками шарошечного бурения в породах с коэффициентом крепости пород $f = 4...10$ применяются долота зубчатые типа «Т» и штырьевые типа «ТЗ» с клиновидными твердосплавными зубками, по породам с $f = 8...14$ – штырьевые долота типа «ОК», по породам с $f > 14$ – штырьевые долота типа «ОКП» диаметром 190 мм (5Н-190 ОК, 7Н-190 ОКП), 214 мм (8Н-214 ОК, 11Н-214 ОКП), 243 мм (6Н-243 ОК, Н-243 ОКП), 269 мм (ОМ-29-11К, Н-269 ОКП), 320мм.

- для станков пневмоударного бурения

$$U_б = 0,5 \cdot 10^{-3} \cdot W \cdot n_y / (K_4 \cdot \Pi_б \cdot K_\phi \cdot d_k^2),$$

где W - энергия единичного удара зависит от давления воздуха в системе и изменяется от 60 до 120 Дж при изменении давления соответственно от 0,5 до 0,7 МПа; n_y - частота ударов коронки зависит от диаметра коронки при увеличении ее диаметра от 0,1 до 0,2 м она уменьшается соответственно с 37 до 28 с⁻¹; K_4 - коэффициент, зависящий от величины $\Pi_б$, при ($10 < \Pi_б \leq 14$) - $K_4 = 1,00$, при ($15 < \Pi_б \leq 17$) - $K_4 = 1,05$, при ($18 < \Pi_б \leq 25$) - $K_4 = 1,10$; K_ϕ - коэффициент, учитывающий форму коронки (при трехперых коронках $K_\phi = 1,0$; при крестовых $K_\phi = 1,1$); d_k - диаметр коронки, м.

- для станков термического бурения

$$U_б = 7,5 \cdot 10^{-6} \cdot q - 17,4,$$

где q - удельный тепловой поток, Дж / (м² · с), при использовании кислорода $q = (5,0...5,7) \cdot 10^{-6}$ Дж/(м² · с), при использовании сжатого воздуха - $q = (2,80...4,65) \cdot 10^{-6}$ Дж/(м² · с).

Сменную производительность бурового станка определяют по формуле:

$$Q_б = K_{пр} \cdot [T_{см} - (T_{п.з.} + T_p)] / (t_о + t_b),$$

где Q_6 - сменная производительность бурового станка, п.м./смену; $K_{пр}$ - коэффициент, учитывающий внутрисменные простои бурового станка, $K_{пр} = 0,75 \dots 0,85$; $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; $T_{п.з.}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций, $T_{п.з.} = 0,5$ ч; T_p - продолжительность регламентированных перерывов, $T_p = 1,0$ ч; t_0 - основное удельное время бурения скважины, ч/м; $t_0 = 1/U_6$; t_b - вспомогательное удельное время бурения скважины, ч/м (при шнековом бурении $t_b = 0,0075 \dots 0,025$, при шарошечном - $t_b = 0,033 \dots 0,066$, при пневмоударном и огневом - $t_b = 0,066 \dots 0,130$ ч/м).

Фактическая производительность буровых станков зависит от крепости горных пород и марки конкретного бурового станка. При шнековом бурении она изменяется от 20 до 200 п.м./смену, средняя 60...100 п.м./смену. При шарошечном бурении она изменяется от 40 до 130 п.м./смену, в перспективе ожидается ее повышение до 200...300 п.м./смену.

Буровые работы на карьере должны обеспечить максимальную эффективность буровых станков и взаимосвязь процесса бурения с другими процессами горного производства. Важное значение при этом имеет подготовка рабочих мест для буровых станков, которая осуществляется по буровым блокам в соответствии с блоковым взрыванием горных пород. После обурирования одного блока буровые станки перемещают на новый блок в соответствии с планом горных работ.

Количество буровых станков определяется в зависимости от производительности выемочно-погрузочного оборудования в блоке, на участке или карьере по формуле:

$$N_c = k \cdot Q / n \cdot P \cdot M,$$

где N_c - число буровых станков соответственно в блоке, на участке или в карьере; Q - суточная производительность выемочно-погрузочного оборудования соответственно в блоке, на участке или в карьере, м³/сут; k - коэффициент резерва, $k = 1,2 \dots 1,25$; n - число смен в сутки, смен/сут; P - сменная производительность бурового станка, п.м./смену; M - выход горной массы с 1 п.м. скважины, соответственно в блоке, на участке или в карьере, м³/п.м.,

$$M = V / \sum l,$$

где V - объем взрываваемой горной породы соответственно в блоке, на участке или в карьере, м³; $\sum l$ - суммарная длина скважин пробуренных соответственно в блоке, на участке или в карьере, п.м.

Объем горной массы ($V_{бл}$, м³) в блоке определяется по формуле:

$$V_{бл} = l_{бл} \cdot h_y \cdot B_{бл},$$

где $l_{бл}$ - длина блока, м; h_y - высота уступа, м; $B_{бл}$ - ширина блока, м.

Объем горной породы, взрываваемой на участке или в карьере равен суммарному объему блоков соответственно на участке или в карьере.

Суммарная длина скважин пробуренных в блоке определяется по формуле:

$$\sum l_{бл} = L \cdot n_{скв},$$

где L - длина скважины на уступе, м; $n_{скв}$ - количество скважин в блоке, шт.

Суммарная длина скважин пробуренных на участке или в карьере равна суммарной длине скважин пробуренных соответственно на участке или в карьере.

Длина скважины на уступе зависит от угла наклона скважины и величины ее перебура (недобура)

$$L = h_y / \sin \alpha + l_n,$$

где α - угол наклона скважины на уступе, град; l_n - глубина перебура, м.

Перебур обеспечивает разрушение породы у подошвы уступа, что создает нормальные условия работы экскаватора в забое. Глубина перебура колеблется от 0,5 до 3,0 м. Недобур скважин производят при бурении скважин в мерзлом массиве для разрушения сезонно-мерзлых пород, чтобы увеличить эффект взрыва за счет уменьшения действия взрывной волны в направлении талых горных пород. Наибольшее распространение на карьерах получили вертикально пробуренные скважины. Наклонные и горизонтальные скважины начали применять только лишь в последние годы.

Вспомогательные работы по подготовке блока к бурению скважин осуществляются дорожной бригадой, бульдозеристами, службой высоковольтных сетей, маркшейдерской службой, бурильщиками. Для максимального совмещения вспомогательных работ составляется график их проведения (рис. 5.3). Контроль за выполнением графика осуществляет начальник бурового участка и производственный отдел карьера.

Номер работы	Время работы, час																																
	1 смена							2 смена							3 смена						4 смена												
	1	2	3	4	5	6	7	9	10	11	12	13	14	17	18	19	20	21	22	25	26	27	28	29	30								
	8							15	16									23	24							31	32						
1	*	*	*	*	*	*	*	*	*																								
2			*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*	*															
3																		*	*	*	*												
4																				*	*	*	*										
5																										*	*	*					
6																		*	*	*	*	*	*	*									
7																						*	*			*	*	*	*	*	*	*	*

Рис. 5.3. График подготовки рабочего блока к бурению

1 – очистка от снега; 2 – планировка площади; 3 – маркшейдерская съемка блока; 4 – составление проекта бурения; 5 – разметка скважин; 6 – монтаж ЛЭП и подключение буровых станков; 7 – подготовка буровых станков к работе

Подготовка рабочего места для буровых станков заключается в своевременной разметке взрывных скважин на уступе, очистке площадок для бурения, проведении текущего ремонта, бесперебойном снабжении бурильных станков электроэнергией, долотами, коронками и водой.

Буровые станки работают на электроэнергии. Рабочее напряжение до 380 вольт. Они подключаются к одному трансформаторному киоску. Расстояние между буровыми станками не превышает 20...30 м. Буровые станки закрепляют за буровыми бригадами, в обязанности которых входит:

- прием и сдача смены (30 мин);
- перевод станка к месту бурения скважин, выравнивание пути движения станка и места его установки, установка станка, крепление станка, уход за станком (60 мин);
- бурение скважин (260 мин);
- очистка скважин от шлама и буровой мелочи (40 мин);
- смена долот, отбор проб, замер скважин и их закрытие (15 мин);
- текущий ремонт станка (15 мин).

Коэффициент использования бурового станка за смену составляет 0,55...0,65 иногда доходя до 0,8.

Порядок обуривания блока характеризуется схемой перемещения буровых станков. При бурении одного ряда скважин станок должен располагаться перпендикулярно к бровке уступа и вне призмы обрушения. Применяются три схемы перемещения буровых станков: порядная, поперечно-диагональная и поперечно-возвратная.

Управление цехами буровзрывных работ на карьере осуществляется по схеме приведенной на рис. 5.4.



Рис. 5.4. Схема управления цехами буровзрывных работ

Тема 6. «Технологические основы производства взрывных работ»

1. Взрыв, взрывчатые вещества.
2. Виды взрывчатого превращения.
3. Кислородный баланс.
4. Работоспособность и бризантность взрывчатых веществ.
5. Классификация взрывчатых веществ.
6. Средства взрывания и расчет скважинных зарядов ВВ.

Взрывом называется чрезвычайно быстрое изменение состояния вещества или системы веществ, сопровождающееся выделением тепла и образованием газов, способное вследствие резкого повышения давления произво-

дить механическую работу, направленную на разрушение окружающей среды. Различают три вида взрыва: физический (взрыв парового котла, баллона с газом и т.п.), ядерный (взрыв атомной бомбы), химический (взрыв пороха или другого взрывчатого вещества).

Существенным признаком любого взрыва является резкий скачок давления в окружающей среде, что служит причиной возникновения в ней ударной волны.

Химический взрыв производят с помощью взрывчатых материалов (ВМ). К взрывчатым материалам относятся взрывчатые вещества (ВВ) и средства взрывания (СВ).

Взрывчатыми веществами называются вещества или смеси веществ, способные к весьма быстрому химическому превращению. Характерными и обязательными признаками ВВ являются:

- способность в результате химического превращения выделять значительное количество энергии;
- наличие газов и паров в продуктах реакции;
- кратковременность протекания реакции (высокая скорость перехода вещества из твердого или жидкого состояния в газообразное).

Под влиянием сильного внешнего воздействия (удара, нагревания) во взрывчатом веществе возникает быстрая химическая реакция. В результате химической реакции образуются газы и выделяется значительное количество тепла. В среднем при взрыве 1 кг ВВ выделяется от 600 до 1000 литров газов. Температура газов составляет 2000...4000 °С. Давление разогретых газов в эпицентре взрыва достигает нескольких десятков тысяч атмосфер.

В зависимости от скорости разложения ВВ различают три формы взрыва:

1. *Быстрое сгорание* ВВ или дефлаграция. Скорость протекания химической реакции при быстром сгорании достигает нескольких десятков, а иногда первых сотен метров в секунду. (Такая форма взрыва происходит при взрывании черного пороха).

2. *Собственно взрыв*. При этой форме химического разложения ВВ скорость распространения процесса доходит до 1000 м/с. (Такая форма взрыва происходит, например, при слишком малом диаметре заряда, при слабом возбуждении процесса, при использовании некачественных, испорченных, слежавшихся, подмоченных ВВ).

3. *Детонация*. Скорость распространения процесса химического разложения ВВ при этой форме взрыва достигает нескольких тысяч метров в секунду. Например, скорость детонации аммонита составляет 2500 м/с, тротила – 4500 м/с, тэна – 7000 м/с.

Промышленные ВВ представляют собой смеси из окислителя и горючей добавки. Основными элементами этих компонентов являются углерод, водород, кислород и азот. В зависимости от их содержания и весового соотношения различают ВВ с нулевым, отрицательным и положительным кислородным балансом. Если в составе ВВ содержится столько кислорода чтобы полностью окислить углерод в углекислый газ и водород в воду, то такие ВВ

называются *ВВ с нулевым кислородным балансом*. Такие ВВ являются наиболее целесообразными к применению, так как образуют минимальное количество ядовитых газов. Если в составе ВВ недостаточно кислорода для полного окисления углерода в углекислый газ и водорода в воду, то такие ВВ называются *ВВ с отрицательным кислородным балансом*. ВВ с избыточным количеством кислорода называются *ВВ с положительным кислородным балансом*.

По характеру внешней работы действие взрыва подразделяется на фугасное и бризантное.

Фугасное действие взрыва характеризуется величиной работы, которую способны выполнить газы взрыва. Оно зависит от работоспособности ВВ, то есть способности ВВ производить работу при взрыве. Испытание ВВ на работоспособность производят по способу Трауцля в свинцовой бомбе. Бомба – это цилиндр из свинца высотой 200 мм, в цилиндрический канал которого (диаметр 25 мм, глубина 125 мм) вставляется проба ВВ весом 10 г и детонатор. Пробу ВВ взрывают. От действия взрыва канал бомбы расширяется. Измерив объем полости бомбы после взрыва и вычтя объем канала и приращение объема за счет взрыва детонатора (28 см^3), получают работоспособность ВВ, выраженную в см^3 .

Для промышленных ВВ работоспособность находится в пределах $250 \dots 450 \text{ см}^3$.

Бризантное действие взрыва проявляется в дроблении и измельчении породы, соприкасающейся с зарядом ВВ. Это действие распространяется на расстояние не превышающее 2,5 радиуса заряда. Бризантность ВВ определяется с помощью относительной пробы Гесса. При этом на стальную плиту толщиной 20 мм укладывается свинцовый цилиндр диаметром 40 мм и высотой 50 мм. На цилиндр надевают стальной диск толщиной 10 мм. На дно диска устанавливают патрон с испытываемым ВВ массой 50 г. В патрон вставляют детонатор, укрепляют шпагатом на плите и взрывают. В результате взрыва свинцовый цилиндр сжимается и уменьшается по высоте.

Разность высоты свинцового цилиндра до взрывания и после взрывания ВВ выражается в мм и характеризует бризантное действие испытываемого ВВ.

По условиям применения все ВВ согласно ПБ подразделяются на :

1. *Предохранительные ВВ*, допущенные к применению на шахтах опасных по газу или пыли.

2. *Непредохранительные ВВ*:

- допущенные к применению для подземных работ кроме шахт опасных по газу или пыли;

- допущенные к применению только на открытых работах.

Для отличия разных групп ВВ оболочки патронов и тара для ВВ окрашиваются в разные цвета. Например, белый цвет - непредохранительные ВВ, допущенные к применению только на открытых работах, красный цвет - предохранительные ВВ, допущенные к применению на подземных работах кроме шахт опасных по газу или пыли, синий цвет - предохранительные ВВ,

допущенные для взрывания только по породе, желтый цвет - предохранительные ВВ, допущенные для взрывания по углю и породе.

В горнодобывающей промышленности применяются два вида ВВ различающиеся по химическому составу: амиачноселитренные и нитроглицериновые ВВ. По физическому состоянию различают:

- гранулированные ВВ: алюмотол, гранулотол, гранулиты, игданит;
- водосодержащие ВВ: акватолы, ифзаниты, карбатолы;
- порошкообразные ВВ: аммониты, аммоналы, детонит.

Порошкообразные ВВ в россыпном или патронированном виде применяются при дроблении негабаритов, на карьерах небольшой производственной мощности для шпуровых и скважинных зарядов, а также на разрезах и карьерах большой мощности в качестве патронов боевиков и промежуточных детонаторов для инициирования основных зарядов из водосодержащих и гранулированных ВВ. Патронированные ВВ нецелесообразно применять для заряжания скважин карьерах большой мощности из-за высокой трудоемкости работ, малой плотности заряда в скважине и высокой стоимости.

Для разрушения горных пород взрывом на карьерах обычно используют аммонит, гранулиты, граммониты и игданит. Однако гранулированные ВВ (гранулиты, граммониты) неводоустойчивы, а поэтому не пригодны для заряжания обводненных скважин. В обводненных забоях их заменяют гранулотолом или алюмотолом, а также акватолом, карботолом, горячельющимися ВВ при заряжании их под столб воды.

Определенное весовое количество ВВ, специально подготовленного для взрыва, называется *зарядом* (зарядом ВВ). Величина заряда выражается в килограммах или тоннах. По форме различают сосредоточенные, удлиненные и плоские заряды. Сосредоточенными являются заряды, у которых отношение длины к ширине (диаметру) не более 4 : 1. Примером могут служить котловые и камерные заряды ВВ. К удлиненным зарядам относят те, у которых отношение длины к диаметру более 4 : 1. Примером могут служить шпуровые и скважинные заряды ВВ. Плоские заряды имеют форму пластины, ширина которой во много раз превышает ее толщину. Некоторые заряды в металлических, пластмассовых твердых или мягких оболочках выпускаются подготовленными для взрыва.

В зависимости от конструкции различают колонковые (сплошные) и ярусные (рассредоточенные) заряды. Колонковым или сплошным называется заряд, представляющий сплошную массу ВВ. Ярусный или рассредоточенный заряд ВВ разделен на отдельные части (ярусы) промежуточной забойкой, породой, водой деревом или воздушными промежутками. Рассредоточенные заряды применяются при контурном взрывании. Их применение улучшает дробление горных пород.

По характеру действия взрыва бывают заряды камуфлета, рыхления и выброса. Зарядом камуфлета называют заряд, действие которого не проявляется на поверхности земли и ограничивается образованием подземной камуфлетной полости за счет уплотнения и измельчения пород массива. Заряд рыхления – это заряд, в результате взрыва которого горные породы не вы-

брасываются из массива, а только переходят в разрыхленное состояние в зоне действия взрыва. Зарядом выброса называют заряд, при взрыве которого проявляется наружное действие с образованием видимой воронки взрыва.

Важной характеристикой при взрывании на выброс является показатель действия взрыва (Π)

$$\Pi = r / (W \cdot \operatorname{tg} \alpha), \quad (5.15)$$

где r – радиус воронки взрыва, м; W – глубина заложения заряда или линия наименьшего сопротивления (кратчайшее расстояние от центра заряда до дневной поверхности), м; α – половина угла раствора воронки, град.

В зависимости от величины показателя действия взрыва (Π) различают три разновидности зарядов выброса: нормальный при $\Pi = 1$, усиленный при $\Pi > 1$ и уменьшенного выброса при $\Pi < 1$.

Чтобы возбудить детонацию во взрывчатом веществе, необходимо произвести инициирование зарядов ВВ, т.е. создать мощное внешнее воздействие – начальный импульс. Для инициирования зарядов ВВ можно использовать различные виды энергии: тепловую (искра, пламя, нагрев), механическую (удар, накол, трение), электрическую (искровой разряд), химическую (быстропротекающая реакция с интенсивным выделением тепла) и энергию взрыва другого ВВ. Выбор вида энергии для инициирования зарядов ВВ зависит от чувствительности применяемого ВВ.

Для возбуждения детонации зарядов бризантных ВВ на карьерах применяют капсули-детонаторы, электродетонаторы или детонирующий шнур, которые вставляют в патрон ВВ или прикрепляют к шашке ВВ. Такие патроны или шашки называют *патронами-боевиками*. В зависимости от места расположения патрона-боевика в скважине применяют прямое, встречное или обратное инициирование зарядов ВВ. Если патрон-боевик размещают первым от устья скважины, то такое инициирование называется прямым. Эффект взрыва при прямом инициировании зарядов ВВ в значительной мере уступает эффекту взрыва встречного и обратного инициирования. При встречном инициировании патрон-боевик располагают в середине удлиненного скважинного заряда. При обратном инициировании патрон-боевик располагается у дна скважины, причем патрон-боевик переворачивается так, чтобы капсуль-детонатор был направлен кумулятивной выемкой в сторону основного заряда ВВ. Обратное инициирование зарядов ВВ производится с разрешения органов Госгортехнадзора РФ.

Патроны-боевики взрывник должен готовить только на месте производства взрывных работ и в том количестве, которое требуется для данной серии взрывов. Изготовление патронов-боевиков в запас запрещается.

Свободную от заряда ВВ часть скважины заполняют забойкой из смеси песка, глины, буровой мелочи или другого негорючего материала. Забойка герметизирует скважину на период взрыва, способствует наиболее полному использованию энергии взрыва. Отсутствие или недостаточное количество забойки влекут увеличение общего расхода ВВ.

Взрыв капсуля-детонатора в патроне-боевике может быть вызван: пучком искр огнепроводного шнура (огневое взрывание), пламенем электровос-

пламенителя (электрическое взрывание), пучком искр огнепроводного шнура, поджигаемого электровоспламенителем (электроогневое взрывание), взрывом детонирующего шнура (взрывание детонирующим шнуром). В соответствии с этим различают четыре способа взрывания зарядов ВВ: огневой, электрический, электроогневой и взрывание с помощью детонирующего шнура [3,14].

Для осуществления огневого взрывания зарядов ВВ необходимо использовать следующие средства взрывания (СВ): капсюль-детонатор (КД), огнепроводный шнур (ОШ), средства зажигания ОШ (тлеющий фитиль, зажигательные свечи, известные под названием «спички подрывника», зажигательные патрончики, «затравку» – отрезок ОШ со специальными надрезами, на подземных работах «затравка» служит одновременно в качестве контрольной трубки, спички – при взрывании только одиночного заряда ВВ).

КД представляет собой металлическую (алюминиевую, медную, стальную) или бумажную гильзу, закрытую с одного конца и открытую с другого, в которую запрессован заряд, состоящий из двух видов ВВ: первичного и вторичного (рис. 6.1).

В качестве первичного ВВ применяют азид свинца в количестве 0,2 г, поверх которого запрессовывается другое инициирующее ВВ – тринитрорезорцинат свинца (ТНРС) в количестве 0,1 г или используют гремучую ртуть в количестве 0,5 г. В качестве вторичного ВВ используют тетрил в количестве 1 г.

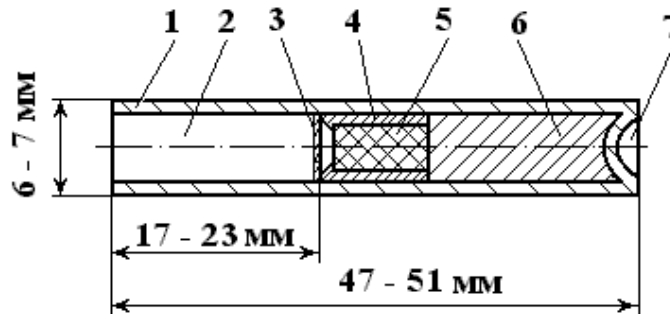


Рис. 6.1. Устройство капсюля-детонатора:

1 – гильза; 2 – дульце; 3 – капроновая сеточка; 4 – чашечка; 5 – первичное инициирующее ВВ; 6 – вторичное инициирующее ВВ; 7 – кумулятивная выемка

В гильзу КД через открытый конец, который называется «дульцем», запрессовывают сначала вторичное ВВ затем – первичное, помещенное в медную или алюминиевую чашечку с отверстием, прикрытым шелковой сеточкой. Весь заряд занимает 2/3 длины гильзы. Оставшаяся незаполненной часть гильзы «дульце» служит для соединения с ОШ. Донышко гильзы имеет вогнутую форму и называется «кумулятивной выемкой». Размеры КД следующие: длина гильзы 47...51 мм, внутренний диаметр гильзы 6,3...6,5 мм, наружный диаметр металлической 6,8...7,05 мм, а бумажной – 7,35...7,65 мм.

Основное назначение КД заключается в возбуждении детонации в зарядах ВВ. КД чрезвычайно чувствительны к незначительным внешним воздействиям. Они легко могут взорваться от удара, искры нагревания, трения, от сплющивания гильзы, поэтому с ними следует обращаться очень осторожно. Нельзя ронять их, ударять по ним. КД следует оберегать от влаги и хранить в сухих местах отдельно от ВВ.

ОШ предназначается для инициирования КД. Он представляет собой шнур, состоящий из нескольких слоев хлопчатобумажных или льняных нитей, между которыми нанесен слой асфальтовой мастики. Сердцевина шнура состоит из мелкозернистого дымного пороха, в котором проложена направляющая нить. Диаметр ОШ равен 5,0...6,0 мм. Отрезки ОШ длиной 10 м свертываются в круги.

Для взрывания зарядов ВВ под водой или в обводненных условиях, в сырых местах применяют ОШ в пластикатной оболочке белого цвета (ОШП). Для производства взрывов в сухих местах применяют ОШ асфальтированный серо-черного цвета (ОША). Скорость горения ОШ всех марок на воздухе составляет не менее 1 см/с. Время горения отрезка ОШ длиной 60 см должно составлять 60...70 с. Под слоем воды ОШ горит на глубине до 5 м, но горение его под водой протекает быстрее, чем на воздухе.

Тлеющий фитиль – это пучок льняных или хлопчатобумажных нитей, пропитанных раствором селитры, заключенный в хлопчатобумажную оплетку. Диаметр тлеющего фитиля составляет 6...9 мм, продолжительность тления отрезка длиной 25 см составляет 25...60 мин. Тлеющий фитиль поставляется в бухтах по 50 м, в одном ящике упаковывается 40 бухт. Зажигательные свечи представляют собой бумажные гильзы диаметром 8...10 мм и длиной 250 мм, заполненные на 2/3 горючим составом, а на 1/3 – инертным веществом, чтобы можно было держать свечу во время горения. Продолжительность горения свечи составляет 2...3 мин. Зажигательные патрончики применяются для одновременного поджигания нескольких отрезков ОШ и представляют собой открытые с одной стороны бумажные гильзы высотой 50...80 мм и диаметром 20...40 мм. На дне гильзы помещается лепешка зажигательного состава толщиной 2...3 мм.

Огневым способом взрывания осуществляется зажигательной трубкой, которая представляет собой соединение КД с отрезком ОШ. Огневое взрывание применяют при взрывании одиночных зарядов и реже, если невозможно применить другой способ, для взрывания нескольких зарядов. Преимуществами огневого способа являются простота и скорость выполнения, а также отсутствие сложных и дорогих приспособлений. Недостатками способа являются опасность для взрывника, недостаточная надежность.

Для осуществления электрического способа взрывания зарядов ВВ необходимо использовать следующие СВ: электродетонаторы, провода, источник тока, электроизмерительные приборы.

Электродетонатор – это КД, в гильзу которого введено специальное устройство, преобразующее электрическую энергию в тепловую (в форме луча пламени). Это устройство называется электровоспламенителем. Оно со-

стоит из двух изолированных проводов, между жилами которых на их концах напаяна тонкая проволока (изготавливается из сплава платины и иридия либо из сплава никеля и нихрома), называемая мостиком. Мостик окружен воспламенительным составом в виде твердой капельки. Длина проводов электродетонатора составляет 1,5...3,0 м. Электродетонаторы выпускаются трех типов: мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Все электродетонаторы мгновенного действия (ЭД-8-Э, ЭД-8-ЗПС и др.) взрываются в течение нескольких миллисекунд с момента включения электрического тока.

Электродетонаторы короткозамедленного действия (ЭДКЗ) могут иметь разные ступени замедления, например: 25 – 50 – 75 – 100 – 150 – 200 мс или 15 – 30 – 45 – 60 – 75 – 90 – 105 – 120 мс.

Электродетонаторы замедленного действия (ЭДЭД) выпускаются с замедлениями в 0,5; 0,75; 1,0; 1,5; 2,0; 4,0; 6,0; 8,0; 10,0 с. Многорядное короткозамедленное взрывание позволяет улучшить качество взрыва, сократить число массовых взрывов, создать большой запас взорванной горной породы, повысить производительность экскаватора на 30 %.

Для электровзрывных сетей могут быть использованы любые изолированные провода. Изоляция должна устранить всякую возможную утечку тока. Изоляция считается удовлетворительной, если ее сопротивление составляет не менее 3000 Ом. Жила провода может быть выполнена из меди, алюминия, железа.

В качестве источников тока для взрывания электродетонаторов можно использовать конденсаторные взрывные машинки типа ПИВ-100М, КПМ-1/100М, передвижные электростанции, постоянные осветительные и силовые линии электропередачи.

К электроизмерительным приборам относятся линейные мосты, омметры, пробники и др.

Для осуществления электроогневого способа взрывания зарядов ВВ необходимо использовать следующие средства взрывания (СВ): провода, источник тока, электроизмерительные приборы, КД, ОШ, средства зажигания ОШ (электрозажигатели типа ЭЗОШБ или электрозажигательные патрончики).

При электрическом и электроогневом способах взрывания зарядов ВВ монтируют взрывные сети. По способу соединения электродетонаторов взрывные сети подразделяются на последовательные, параллельные (параллельно-ступенчатая или параллельно-пучковая схемы соединения) и смешанные (параллельно-последовательная или последовательно-параллельная схемы соединения).

Выбор схемы соединения электродетонаторов зависит от числа взрываемых зарядов ВВ, типа и мощности применяемого источника тока, однородности характеристик электродетонаторов и т.д. Наиболее предпочтительным с точки зрения предотвращения отказов является параллельно-последовательное соединение электродетонаторов.

Общее сопротивление электровзрывной цепи определяется расчетным путем по эмпирическим формулам и проверяется непосредственно при производстве взрывных работ с безопасного расстояния, после удаления людей в безопасное место или укрытие, с помощью электроизмерительных приборов. Величина сопротивления электровзрывной цепи, определенная по показаниям электроизмерительных приборов, не должна отличаться от расчетного значения общего сопротивления электровзрывной цепи, полученного теоретически по формулам, более чем на 10 %.

Взрывная сеть монтируется в направлении от забоя к месту нахождения источника тока. При монтаже электровзрывной цепи магистральные провода необходимо держать замкнутыми накоротко до момента присоединения их к клеммам прибора или рубильника [3].

Способ взрывания детонирующим шнуром является безопасным и применяется при необходимости одновременного взрывания серии зарядов ВВ. Детонирующий шнур (ДШ) представляет собой тонкую, гибкую хлопчатобумажную трубку диаметром 4,8...5,8 мм, наполненную высокобризантным ВВ.

В настоящее время выпускаются ДШ, сердцевина которых изготовлена из тэна. Через сердцевину ДШ проходят две направляющие хлопчатобумажные нити. В одном погонном метре ДШ содержится 12...13 г ВВ.

Инициирование ДШ производят от КД или электродетонатора. ДШ предназначается для передачи детонации от КД к заряду ВВ или от заряда к заряду. Соединенные детонирующим шнуром заряды ВВ взрываются почти одновременно, так как под действием взрыва КД сердцевина ДШ детонирует со скоростью 6500...7000 м/с.

Для взрывных работ выпускается ДШ трех марок: ДШ-А, ДШ-Б, ДШ-В. Оболочка ДШ-А белого цвета с красной ниткой, ДШ-Б – красного цвета, ДШ-В – красного цвета, он покрыт пластикатовой пленкой.

Для короткозамедленного взрывания зарядов ВВ детонирующим шнуром изготавливаются специальные устройства, называемые пиротехническими реле РП.

При обращении с детонирующим шнуром должны соблюдаться те же меры безопасности, что и при обращении со взрывчатыми веществами. Нельзя ударять по ДШ чем-либо или бросать не него какие-либо предметы. Вблизи ДШ не разрешается курить и держать открытый огонь. ДШ необходимо хранить в сухом помещении, а торцы шнура защищать изоляционной лентой или мастикой [14].

При производстве БВР на карьерах расположение скважин на уступе может быть однорядным или многорядным. Параметрами сетки расположения скважин являются (рис. 6.2):

- W-величина линии наименьшего сопротивления по подошве уступа;
- а - расстояние между скважинами в ряду;
- в - расстояние между рядами скважин;
- n - число рядов скважин на уступе;

- m - коэффициент сближения скважин на уступе, для первого ряда $m = a / W$, для последующих рядов $m = a / b$. Ориентировочно коэффициент сближения скважин на уступе, можно определить через заданный диаметр скважины (d_c)

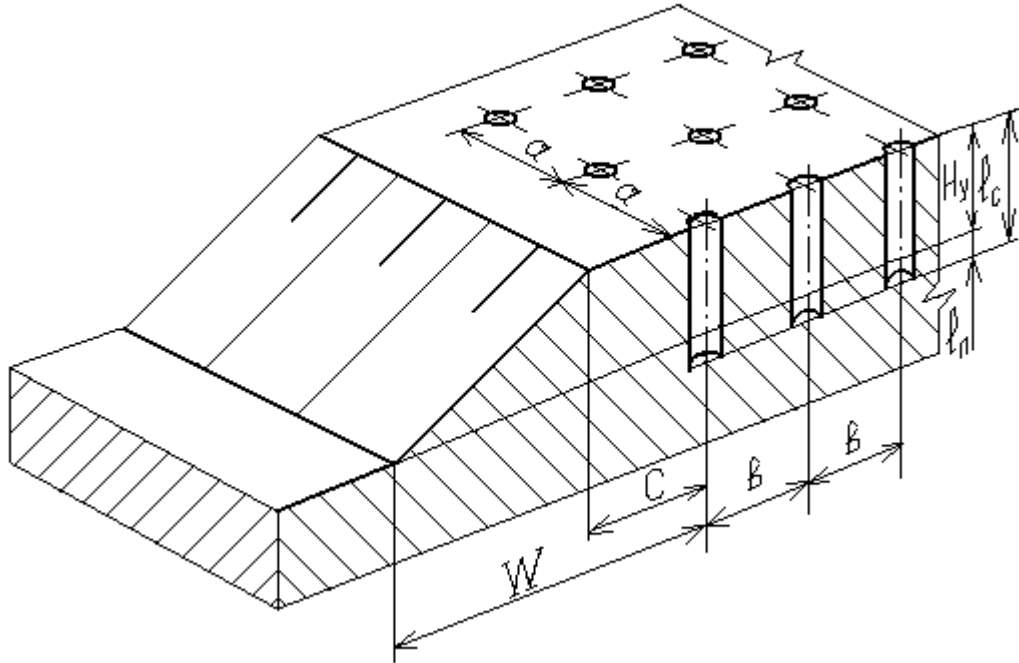


Рис. 6.2. Параметры многорядного расположения скважин на уступе

$$m = 0,5 / \sqrt[3]{d_c} \quad (6.1)$$

Величина линии наименьшего сопротивления по подошве уступа зависит от диаметра скважины, высоты уступа, угла наклона откоса уступа, типа ВВ. Ориентировочно ее определяют по формуле:

$$W = (0,6 \dots 1,0) H_y.$$

При взрывании одиночной вертикальной скважины величину линии наименьшего сопротивления по подошве уступа определяют по формуле:

$$W_{од} = \sqrt{\rho \eta / (mq)}, \quad (6.2)$$

где ρ - количество ВВ в 1 погонном метре скважины, кг; η - коэффициент использования объема скважины; q - удельный расход ВВ, кг/м³, или по формуле С.А.Давыдова

$$W_{од} = 53 K_T \cdot d_c \sqrt{\Delta / (\gamma K_{ВВ})}, \quad (6.3)$$

где K_T - коэффициент, учитывающий трещиноватость породы, для расчетов: $K_T = 1,2$ - для сильнотрещиноватых и легко взрывааемых пород; $K_T = 1,1$ - для среднетрещиноватых и средневзрывааемых пород; $K_T = 1,0$ - для моно-

литных, слаботрешиноватых и трудновзрывааемых пород; d_c – диаметр скважины, м; Δ – плотность заряда ВВ в скважине, кг/м^3 ; γ – плотность породы, кг/м^3 ; $K_{\text{ВВ}}$ – коэффициент работоспособности ВВ (по отношению к граммону 79/21).

Величина линии наименьшего сопротивления по подошве уступа с учетом взаимодействия соседних зарядов определяется по формуле:

$$W_{\text{пр}} = W_{\text{од}} (1,6 - 0,5 \cdot m), \quad (6.4)$$

$$W_{\text{пр}} = [30 d_c \cdot (3 - m)] / \sqrt{\gamma}. \quad (6.5)$$

Ориентировочно $W_{\text{пр}}$ можно определить через диаметр скважины (d_c): при $m = 1,1 \dots 1,2$ для легко взрывааемых пород $W_{\text{пр}} = (40 \dots 45) \cdot d_c$; при $m = 1,0 \dots 1,1$ для пород средней взрываемости $W_{\text{пр}} = (35 \dots 40) \cdot d_c$; при $m = 0,85 \dots 1,0$ для трудновзрывааемых пород $W_{\text{пр}} = (25 \dots 35) \cdot d_c$.

Для вертикальных скважин диаметр скважины можно определить по формуле:

$$d_c = (H_y \cdot \text{ctg}\alpha + B) \cdot \sqrt{\gamma} / [30 (3 - m)], \quad (6.6)$$

где $B = 3$ м – минимально-допустимое расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа, м.

На современных карьерах и разрезах диаметр взрывных скважин изменяется от 100 до 320 мм. Глубина скважин обычно превышает высоту уступа на величину перебура

$$l_{\text{п}} = (10 \dots 15) d_c. \quad (6.7)$$

Расположение скважин на уступе в один или несколько рядов устанавливается в зависимости от фронта работ, высоты уступа, необходимого и возможного запаса взорванной горной породы, параметров рабочего оборудования экскаваторов. Расстояние между рядами скважин выбирают в пределах: $v = (0,75 \dots 1,00) \cdot W$ или $v = a$ (квадратная сетка), $v = 0,85 a$ (шахматная сетка), где a – расстояние между скважинами в ряду.

Определенное количество ВВ, подготовленное для взрыва, называется *зарядом* (зарядом ВВ). В зависимости от метода ведения работ различают скважинные, шпуровые, камерные, котловые и накладные заряды ВВ.

При взрывах сосредоточенных скважинных зарядов часто образуется негабарит. С целью более равномерного дробления горной породы и снижения удельного расхода ВВ применяют рассредоточенные заряды.

Величина заряда ВВ зависит от крепости горных пород, структуры горных пород, параметров взрывных скважин и их сетки, конструкции заряда, способа взрывания зарядов ВВ, необходимой формы и размеров развала.

Величина сплошного заряда ВВ (Q_1 , кг) при взрыве одной скважины определяется по формуле:

$$Q_1 = q \cdot h_y \cdot a \cdot W, \quad (6.8)$$

где q – удельный расход ВВ, кг/м^3 .

Длина забойки сплошного скважинного заряда составляет:

$$l_3 = (0,50 \dots 0,53) h_y \text{ или } l_3 = (20 \dots 35) d_c \text{ или } l_3 = \mu \cdot W,$$

где μ – коэффициент забойки, $= (0,4 \dots 0,7)$.

Заряжание скважин и заполнение их забоечным материалом на карьерах производится вручную и механизированным способом с помощью зарядных и забоечных машин.

Заряды ВВ в скважинах можно взрывать все одновременно или с коротким миллисекундным замедлением

$$\tau = K \cdot W, \quad (6.9)$$

где K – коэффициент, зависящий от взрываемости породы, мс/м, $K = 5 \dots 6$ – для легковзрываемых пород, $K = 3 \dots 4$ – для пород средней трудности взрывания, $K = 1,5 \dots 2,5$ – для трудновзрываемых пород.

Общая величина заряда при массовом взрыве на уступе равна

$$Q = Q_1 \cdot N, \quad (6.10)$$

где N – общее число скважин на уступе, шт; Q_1 – величина сплошного заряда ВВ в одной скважине, кг

$$Q_1 = q_n \cdot a \cdot H_y \cdot W. \quad (6.11)$$

Расход ВВ на один массовый взрыв можно принять из расчета обеспечения взорванной горной массой экскаватора на 1...10 сут его работы

$$Q = Q_3 \cdot n_c \cdot N_c \cdot q, \quad (6.12)$$

где N_c – срок обеспечения экскаватора взорванной горной массой, сут.

Выход горной массы с 1 п.м. скважины равен

$$V = [W + (n_p - 1) \cdot b] \cdot a \cdot H_y / (n_p \cdot l_c), \quad (6.13)$$

где n_p – число рядов скважин, шт; l_c – глубина скважин, м.

Важным вопросом при проектировании взрывов на карьерах является установление размеров опасных зон по разлету кусков и сейсмическому воздействию взрыва.

Сейсмическое расстояние при взрыве определяется по формуле [15]

$$Ч_c = K_r \cdot K_c \cdot \alpha' \sqrt[3]{Q} / \sqrt[4]{N_c}, \quad (6.14)$$

где $Ч_c$ – расстояние от места взрыва до охраняемого здания, м; K_r – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании здания, $K_r = 1 \dots 8$; K_c – коэффициент, зависящий от типа здания; α' – коэффициент, зависящий от условий взрывания.

Безопасное расстояние ($Ч_6$, м) по действию ударной воздушной волны (УВВ) определяется по формуле

$$Ч_6 = 65 \sqrt{Q_{эк}}, \quad (6.15)$$

где $Q_{эк}$ – эквивалентный заряд, кг;

$$Q_{эк} = 12 \rho \cdot d_c \cdot K_3 \cdot N_{zp}, \quad (6.16)$$

где K_3 – коэффициент, зависящий от отношения длины забойки к диаметру скважины; N_{zp} – число скважин в группе, шт.

Расстояние опасное для людей ($Ч_n$, м) по разлету кусков горной массы определяется по формуле

$$Ч_n = 1250 \eta_3 \sqrt{f/I + \eta_{заб} \cdot d_c / a}, \quad (6.17)$$

где η_z – коэффициент, зависящий от заполнения скважины ВВ, обычно $\eta_z = 0,6$, для более точных расчетов $\eta_z = I_z/L_c$; $\eta_{заб}$ – коэффициент, заполнения скважины забойкой, $\eta_{заб} = I_{заб} / I_n$, если $I_n = I_{заб}$, т.е. свободная часть скважины заполнена полностью забойкой, то $\eta_{заб} = 1$; f – коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протоdjяконова; L_c – длина скважины, м; I_z – длина заряда в скважине, м; $I_{заб}$ – длина забойки, м; I_n – длина свободной части скважины, м.

Величина $Ч_l$ должна быть не менее 200 м при равнинном рельефе и не менее 300 м на косогоре. Границы опасных зон отмечаются специальными указателями, перед взрывом на этих границах выставляется оцепление.

Взрывные работы на карьерах, как правило, проводят в определенные дни и часы. Для удаления людей за пределы опасной зоны дается предупредительный сигнал.

Параметры развала взорванной горной массы.

1. Ширина развала (B_o, B_m , м) взорванной горной массы:

- при однорядном взрывании

$$B_o = k_\beta \times k_b \times H_y \sqrt{q_{II} \times 10^{-3}}, \quad (6.18)$$

где k_β – коэффициент, учитывающий наклон скважины,

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin 2(90 - \beta); \quad (6.19)$$

k_b – коэффициент, учитывающий взрываемость породы, (для легковзрываемых пород $k_b = 3,0 \dots 3,5$, средней трудности взрывания – $2,5 \dots 3,0$, трудно-взрываемых – $2,0 \dots 2,5$);

- при многорядном короткозамедленном взрывании

$$B_m = \kappa_3 B_o + (n_p - 1) b, \quad (6.20)$$

где n_p – число рядов скважин; κ_3 – коэффициент, зависящий от интервала замедления (определяется по данным табл. 6.1).

Таблица 6.1

Значения коэффициента κ_3

Интервал замедления, мс	0	10	25	50	70 и более
Коэффициент κ_3	1	0,95	0,9	0,85	0,8

2. Средний выход (g_{zm} , м³/м) взорванной породы

$$g_{ГМ} = \left[\frac{H_y W a}{L_c} + (n_p - 1) \frac{H_y b a}{L_c} \right] \times \frac{1}{n_p}. \quad (6.21)$$

или

$$g_{zm} = V_{в.б.} / \sum l, \quad (6.22)$$

где $V_{в.б.}$ – объем взрываемого блока, м³; $\sum l$ – суммарная длина скважин, пробуренных в блоке, п.м.

3. Высота развала (H_p , м):

- при однорядном взрывании

$$H_{po} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot K_p}{B_o + p}, \quad (6.23)$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы в развале;

$$p = 0,3(B_o - W) + 3,5; \quad (6.24)$$

- при двух-, трехрядном взрывании

$$H_p = (0,8 \div 1,0) H_y; \quad (6.25)$$

- при числе рядов скважин больше трех

$$H_p = (1,05 \div 1,3) H_y. \quad (6.26)$$

Средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале при многорядном взрывании

$$K_p = 1 + \frac{0,6\sqrt{10^{-3}q_{II}d_{cp}} \cdot (1,2n_p + 1,7)}{n_p^{1,2}}. \quad (6.27)$$

Длина взрываемого экскаваторного блока определяется по формуле

$$L_{бл} = N_c \cdot n_c \cdot Q_3 / (A \cdot H_y), \quad (6.28)$$

где N_c – количество дней уборки горной породы из блока, сут; n_c – число рабочих смен в сут, смен; Q_3 – производительность экскаватора в смену, м³/смену; A – ширина блока (заходки), м.

Ширина взрываемого экскаваторного блока определяется по формуле

$$A = (B \cdot h_p - 0,42 \cdot h_p^2 / \sin 2\alpha) / (2 H_y \cdot K_p), \quad (6.29)$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м; h_p – максимальная высота развала, м; α – угол откоса уступа, град; K_p – коэффициент разрыхления горных пород при взрыве.

Число смен ($n_{см}$, смен), необходимое для уборки горной массы взорванного блока определяется по формуле

$$n_{см} = V_{в.б.} \times k_p \times k_{рез} / Q_3, \quad (6.30)$$

где $V_{в.б.}$ – объем взрываемого блока в целике, м³; $k_{рез}$ – коэффициент резерва, $k_{рез} = 1,2 \dots 1,3$; Q_3 – среднесменная производительность экскаватора, м³/смену.

Тема 7. «Виды выемочного оборудования»

7. Классификация выемочных машин на открытых горных работах.
8. Классификация забоев при выемке пород.
9. Способы выемки и разгрузки горных пород.
10. Экскаваторные заходки в блоке.
11. Выбор выемочного оборудования на карьере.
12. Производительность выемочных машин.

К выемочным машинам, применяемым на ОГР, относятся: бульдозеры, скреперы, погрузчики и экскаваторы. Выемочные машины по принципу действия подразделяются на машины циклического и непрерывного действия, а по функциональному признаку – на выемочно-транспортирующие и выемочно-погрузочные машины (табл. 7.1) [8].

Таблица 7.1.

Выемочные машины, применяемые на открытых горных работах

Оборудование	Емкость ковша, (вала породы), м ³	Высота уступа, (толщина стружки), м	Показатель трудности экскавации		Дальность транспортирования, м
			П _{э.м.}	П _{э.р.}	
Погрузочно – транспортирующие машины					
Скреперы	40	(0,5)	4	3	1500
Бульдозеры	(15)	(0,7)	6-8	5-7	70
Погрузчики	33	15	6	7	1500
Выемочно – погрузочные машины с жестким закреплением рабочего органа					
Прямые мехлопаты	153	57	12	16	123
Обратные мехлопаты	4	8	7	8	15
Струги	(6)	10	8	-	10
Цепные экскаваторы	4,5	66	9	-	190
Роторные экскаваторы	6,3	75	16	-	180
Выемочно – погрузочные машины с гибкой подвеской рабочего органа					
Драглайны	170	85	8	10	160
Канатные скреперы	12	30	3	2	300
Башенные экскаваторы	14	100	4	3	500

Бульдозеры, скреперы и погрузчики относятся к выемочно-транспортирующим, а экскаваторы – к выемочно-погрузочным машинам. По типу рабочего органа бульдозеры являются ножевыми машинами, а скреперы, погрузчики и экскаваторы – ковшовыми.

С помощью бульдозеров, скреперов и погрузчиков производится отделение породы от массива и транспортирование ее к месту разгрузки. Экскаваторы используются для погрузки горной массы в транспортные средства (автосамосвалы, думпкары, железнодорожные вагоны, гондолы, бункера питателей ленточных конвейеров и дробилок), а также для переэкскавации вмещающих пород в выработанное пространство карьера.

Бульдозеры и скреперы имеют простую и надежную конструкцию, удобны в управлении, обслуживаются одним человеком и имеют большую производительность при разработке легких, плотных и тяжелых разрыхленных горных пород. Эти машины работают на дизельном топливе, относительно недорогие и эксплуатируются длительное время без капитального ремонта.

Использование бульдозеров и скреперов позволяет механизировать добычные, вскрышные и подготовительные работы (устройство плотин, дамб, насыпей, канав, траншей и котлованов). Эти машины успешно применяются

при зачистке и активировке отработанных площадей, уборке хвостов промывки, планировке отвалов. Бульдозерно-скреперный способ разработки месторождений не требуют больших капитальных затрат и характеризуется малым удельным расходом электроэнергии [14].

К достоинствам бульдозеров и скреперов следует отнести их высокую маневренность, возможность быстрой перебазировки с одного участка на другой. Они позволяют применять простые и более гибкие технологические схемы вскрышных и добычных работ.

К недостаткам этих машин относится высокая трудоемкость ремонтных работ, зависимость от погоды, снижение производительности при повышенной влажности или валунистости горных пород, а также при увеличении расстояния транспортирования.

Одноковшовые погрузчики имеют высокую мобильность, небольшие размеры, меньшую металлоемкость по сравнению с экскаваторами. Применение одноковшовых погрузчиков эффективно при выемке мягких и разрушенных горных пород ($P_3 \leq 5$) и их перемещении на расстояние до 700 м на карьерах производственной мощностью 1...5 млн т/год.

Прямые механические лопаты характеризуются высоким усилием копания. Их применение возможно в различных горно-геологических, климатических и гидрогеологических условиях для выемки мягких, плотных и разрушенных горных пород любой крепости с последующей погрузкой в транспортные средства.

Драглайны благодаря гибкой подвеске рабочего органа и значительным размерам стрелы позволяют обеспечивать большую дальность перемещения породы. Поэтому драглайны эффективно используют на карьерах для выемки и перевалки мягких и разрушенных горных пород ($P_3 \leq 6$) в выработанное пространство. Широко применяются драглайны для выемки пород из-под воды, а также для вторичной перевалки пород на отвалах, возведения насыпей, проведения траншей, проходки дренажных канав и руслоотводных каналов.

Цепные многочерпаковые экскаваторы используют для выемки мягких и плотных горных пород ($P_3 \leq 3$). Они имеют высокую производительность и позволяют использовать их при поточных технологических схемах ведения открытых горных работ в комплексе с ленточными конвейерами, консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами.

Роторные экскаваторы имеют повышенные усилия копания и широкий диапазон регулирования толщины стружки. Ими эффективно осуществляется раздельная выемка горных пород. Их применяют для экскавации мягких, плотных и мерзлых пород ($P_3 \leq 10$).

Выемка мягких горных пород производится выемочными машинами без предварительного разрушения из массива, а выемка крепких предварительно разрушенных пород производится из развала. При этом поверхность горных пород, являющаяся объектом выемки, называется забоем.

При выемке пород из массива забоем являются следующие поверхности уступа (рис. 7.1) [8]:

- торец;

- площадка;
- продольный откос.

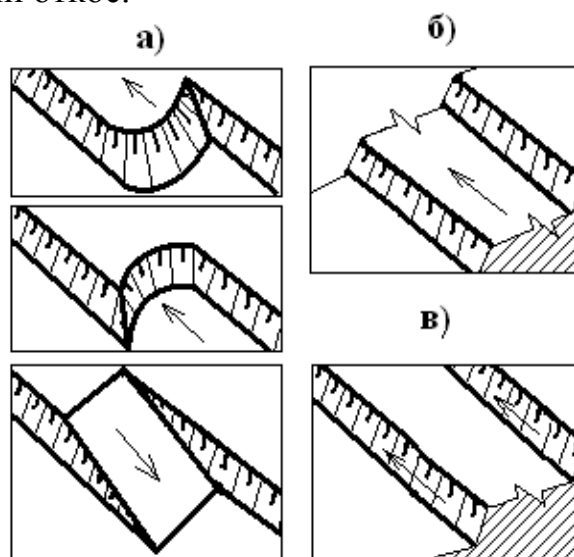


Рис. 7.1 Виды забоев:

а) – торец; б) – площадка; в) – продольный откос

При выемке разрушенных пород забоем являются откосы развала породы и его верхняя поверхность.

Соответственно забой называется:

- торцовым, иногда траншейным;
- забоем-площадкой;
- продольным или фронтальным.

При одновременной разработке двух поверхностей уступа или развала применяют комбинированные забои.

По структуре они могут быть однородными (простыми) или разнородными (сложными).

К забоям также относится и призабойное пространство в пределах радиуса действия выемочных машин. В простых забоях производится сплошная выемка пород (валовым способом), а в сложных забоях – селективная (раздельным способом).

Выемка пород в забое производится послойно (рис. 7.2) [8].

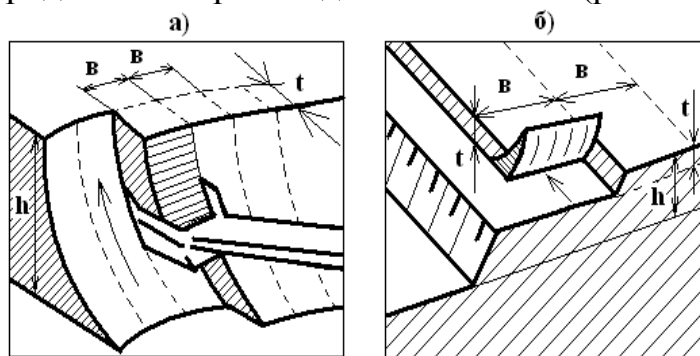


Рис. 7.2. Схемы слоев выемки и стружек при работе:

а) – прямой механической лопаты; б) – бульдозера;

t – толщина слоя выемки; b – ширина стружки; h – высота уступа

Такие слои называются слоями выемки. Они имеют определенную толщину, зависящую от типа выемочного оборудования. Горная порода в пределах слоя вынимается стружками, которые имеют ширину равную ширине рабочего органа выемочной машины (ковш экскаватора, отвал бульдозера).

Различают три способа выемки горных пород экскаваторами:

- верхним черпанием (экскаваторный забой находится выше горизонта установки экскаватора);

- нижним черпанием (экскаваторный забой находится ниже горизонта установки экскаватора); и три способа разгрузки горных пород:

- смешанным.

Различают три способа разгрузки горных пород в транспортные сосуды экскаваторами:

- верхнюю погрузку (погрузка на горизонте выше установки экскаватора);

- нижнюю погрузку (погрузка на горизонте установки экскаватора);

- смешанную (погрузка промежуточном горизонте и на горизонте установки экскаватора).

В результате перемещения забоя отрабатываются породные полосы, которые называются заходками. Часть заходки по длине называется забойным блоком.

Заходки бывают (по ориентации):

1. Продольные (вдоль фронта работ уступа):

- сквозная продольная;

- тупиковая продольная траншейная;

- тупиковая продольная эксплуатационная.

2. Поперечные (вкрест фронта работ уступа):

- сквозная поперечная.

3. Диагональные (в промежуточном направлении):

- сквозная диагональная.

По ширине заходки бывают:

1. Нормальные.

2. Узкие.

3. Широкие (переменное положение оси движения экскаватора).

По характеру движения транспортных средств заходки бывают:

1. Тупиковые.

2. Сквозные.

Уступ отрабатывается панелями. Часть панели, разрабатываемая отдельной выемочной машиной, называется блоком панели (блоком).

Для отработки блоков необходимо выбрать выемочное оборудование. Выбор выемочной машины производят на основании горно-геологической характеристики месторождения, мощности и угла падения залежи, физико-механических свойств горных пород, проектной производительности предприятия, размеров карьера, а также с учетом относительного показателя

трудности экскавации из массива $P_{э.м.}$ или из развала после предварительного разрушения породы $P_{э.р.}$.

При выемке горных пород из массива для мягких, плотных и полускальных горных пород относительный показатель трудности экскавации определяется по формуле

$$P_{э.м.} = 3K_c \cdot (0,2 \cdot \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,03 \cdot \gamma \cdot g, \quad (7.1)$$

где K_c – коэффициент структурного ослабления горного массива, $K_c = 0,85 \dots 1,00$ для мягких пород, $K_c = 0,95 \dots 1,00$ для песчано-гравийных смесей, $K_c = 0,80 \dots 1,00$ для плотных пород, $K_c = 0,60 \dots 0,70$ для трещиноватых пород; $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ – пределы прочности пород соответственно на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа; γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с².

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по величине $P_{э.м.}$ все породы делятся на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе):

I класс – легкоэкскавируемые сплошные песчаные, неуплотненные мягкие, плотные средней трещиноватости и сильнотрещиноватые горные породы категории 1...5, $\sigma_{сж} < 20$ МПа, ($0 < P_{э.м.} \leq 5$);

II класс – средней трудности экскавации плотные монолитные и средней трещиноватости, легкоразрушаемые полускальные чрезвычайно трещиноватые горные породы категории 6...10, $\sigma_{сж} = 20 \dots 30$ МПа, ($5 < P_{э.м.} \leq 10$);

III класс – трудноэкскавируемые плотные сплошные, полускальные сильнотрещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 11...15, $\sigma_{сж} = 30 \dots 40$ МПа, ($10 < P_{э.м.} \leq 15$);

IV класс – весьма трудноэкскавируемые полускальные средней трещиноватости, сильнотрещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 16...20, $\sigma_{сж} = 40 \dots 50$ МПа, ($15 < P_{э.м.} \leq 20$);

V класс – исключительно трудноэкскавируемые полускальные и скальные малотрещиноватые, средней трещиноватости и сильнотрещиноватые породы категории 21...25, $\sigma_{сж} = 45 \dots 50$ МПа, ($20 < P_{э.м.} \leq 25$).

Породы, которые имеют относительный показатель трудности экскавации $P_{э.м.} > 25$ относятся к внекатегорийным.

Экскавация таких пород из массива нецелесообразна, они требуют предварительного разрыхления или разупрочнения. Выемка внекатегорийных горных пород производится из развала. При этом относительный показатель трудности экскавации определяется по формуле

$$P_{э.р.} = 0,22 \cdot [A + 10A / (K_p)^9], \quad (7.2)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород в развале;

$$A = 10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{ср} + \sigma_{сдв}, \quad (7.3)$$

где γ – плотность горных пород, кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; $\sigma_{сдв}$ – предел прочности горных пород на сдвигание, МПа; d_{cp} – средний размер кусков породы в развале, м;

$$d_{cp} = (0,1 \dots 0,2) \sqrt[3]{E}, \quad (7.4)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³.

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по величине $\Pi_{э.р.}$ все разрыхленные породы также подразделяются на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе):

I класс – легкоэкскавируемые плотные, полускальные и скальные разрушенные горные породы категории 1...5, очень мелкой, мелкой и средней кусковатости при $K_p = 1,05 \dots 1,60$, ($0 < \Pi_{э.м.} \leq 5$);

II класс – средней трудности экскавации плотные, полускальные, скальные разрушенные горные породы категории 6...10, очень мелкой, мелкой, средней кусковатости при $K_p = 1,02 \dots 1,40$, а также крупной и весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,25 \dots 1,60$, ($5 < \Pi_{э.м.} \leq 10$);

III класс – трудноэкскавируемые плотные, полускальные, скальные разрушенные горные породы категории 11...15, мелкой, средней кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,20$, а также крупной и весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,10 \dots 1,30$, ($10 < \Pi_{э.м.} \leq 15$);

IV класс – весьма трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные горные породы категории 16...20, средней и крупной кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,15$, а также весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,03 \dots 1,20$, ($15 < \Pi_{э.м.} \leq 20$);

V класс – исключительно трудноэкскавируемые полускальные и скальные разрушенные породы категории 21...25, средней и крупной кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,08$, а также весьма крупной кусковатости при $K_p = 1,01 \dots 1,12$, ($20 < \Pi_{э.м.} \leq 25$).

Расчетные показатели трудности экскавации, учитывающие конкретный вид и типоразмер применяемого оборудования, определяются по формулам:

$$\Pi_{э.м.}' = K_э \cdot K_{mp} \cdot \Pi_{э.м.}; \quad (7.5)$$

$$\Pi_{э.р.}' = K_э \cdot K_{mp} \cdot \Pi_{э.р.}, \quad (7.6)$$

где $K_э$ и K_{mp} – коэффициенты, учитывающие тип и типоразмер выемочной машины.

Значение коэффициента $K_э$ определяется в соответствии (табл. 6.2, [8]), а значение K_{mp} – по данным (табл. 7.3; 7.5; 7.9; 8.1; 8.7; 9.1; 9.4 [8]) соответственно для скреперов, бульдозеров, погрузчиков, мехлопат, драглайнов, цепных и роторных экскаваторов.

Производительность карьерных выемочных машин является одним из важнейших ТЭП открытых горных работ. Она определяет требуемый парк

выемочного оборудования и в большой степени влияет на производительность и требуемый парк транспортного оборудования, производительность труда горнорабочих и затраты на производство горных работ.

Различают производительность выемочных машин:

1. Паспортную.
2. Техническую.
3. Эффективную.
4. Эксплуатационную.

Паспортная (теоретическая) производительность (Q_n , м³/ч) зависит только от конструктивных факторов выемочных машин:

1. Мощности двигателей.
2. Линейных размеров рабочего оборудования.
3. Расчетного объема и формы экскавирующего органа (ковша, отвала и т.д.).
4. Кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа.

Паспортная (теоретическая) производительность (Q_n , м³/ч) выемочных машин определяется по формуле

$$Q_n = E \cdot n_n, \quad (7.7)$$

где E – расчетная вместимость экскавирующего органа (ковша, отвала и т.д.), м³; n_n – конструктивно-расчетное число разгрузок экскавирующего органа в час.

Техническая производительность Q_m (м³/ч) является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной его работе в конкретных горно-геологических условиях при конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов и параметрах забоев и определяется по формулам

$$Q_m = Q_n \cdot K_n \cdot K_3 = E \cdot K_n \cdot K_3 (3600 / T_{u.n.}), \quad (7.8)$$

$$Q_m = K_{m.в.} \cdot (K_{n.n.} / K_{p.n.}) \cdot (3600 \cdot E / T_u) = K_{m.в.} \cdot K_3 \cdot (3600 \cdot E / T_u), \quad (7.9)$$

где K_n – коэффициент влияния горной породы; K_3 – коэффициент забоя (коэффициент влияния параметров забоя); $K_{m.в.}$ – коэффициент влияния технологии выемки; $K_{n.n.}$ – коэффициент наполнения экскавирующего органа (ковша, отвала и т.д.); $K_{p.n.}$ – коэффициент разрыхления породы в экскавирующем органе (ковше, отвале и т.д.); K_3 – коэффициент экскавации; T_u – минимальная продолжительность рабочего цикла выемочной машины в конкретных горно-геологических условиях, с.

Эффективная производительность выемочной машины $Q_{эф}$ (м³/ч) является максимальной часовой эксплуатационной производительностью выемочной машины в конкретных горно-геологических условиях. Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций, параметров забоя, ручного управления машиной и определяется по формуле

$$Q_{эф} = Q_m \cdot \eta_n \cdot K_{ном} \cdot K_y \cdot K_{mp}, \quad (7.10)$$

где η_n – коэффициент, учитывающий изменение производительности выемочной машины в зависимости от сложности забоя; K_{nom} – коэффициент, учитывающий потери породы при производстве выемочных работ; K_y – коэффициент управления, учитывающий квалификацию машиниста выемочной машины; K_{mp} – коэффициент, учитывающий простои по транспортным условиям.

Эксплуатационная производительность Q_{ε} характеризуется объемом работы, который выполняет или реально может выполнить выемочная машина с учетом действительных затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В зависимости от длительности рассматриваемого периода различают среднечасовую, сменную, суточную, месячную и годовую эксплуатационную производительность выемочной машины.

Среднечасовая эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{\varepsilon} = Q_{\varepsilon\phi} \cdot \eta_u, \quad (7.11)$$

где $\eta_u = 0,67 \dots 0,85$ – коэффициент использования выемочной машины.

Сменная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{cm} = Q_{\varepsilon\phi} \cdot \eta_u \cdot T_{cm}, \quad (7.12)$$

где T_{cm} – продолжительность смены, ч.

Суточная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{cym} = Q_{\varepsilon\phi} \cdot \eta_u \cdot T_{cm} \cdot n_{cm}, \quad (7.13)$$

где n_{cm} – количество смен в сут, смен.

Месячная эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{mec} = Q_{cym} \cdot N_{mec}, \quad (7.14)$$

где N_{mec} – количество рабочих дней в месяц, сут.

Годовая эксплуатационная производительность выемочной машины определяется по формуле

$$Q_{год} = Q_{cym} \cdot N, \quad (7.15)$$

где N – количество рабочих дней в году, сут.

Сменная производительность выемочной машины является основой оперативного планирования горных работ. Месячная производительность выемочной машины используется при текущем, перспективном планировании горных работ.

ВЫПОЛНИТЬ ПРАКТИЧЕСКИЕ РАБОТЫ

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №1

Тема: ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Цель работы. Ознакомление с технологией открытых горных работ, механизацией основных производственных процессов. Приобретение практических навыков и умений работы со справочной и технической литературой, с чертежными приборами, чертежами и рисунками при построении поперечного сечения карьера, уступов, траншей и определении их элементов и параметров.

Задачи практической работы:

1. Ознакомление с теорией [1,2].

2. Закрепление теоретических знаний:

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое карьер (разрез)?” Изобразить поперечное сечение карьера, обозначить его элементы (выработанное пространство, внутренний и внешний отвалы вскрышных пород, рабочий и нерабочий борта, конечный контур, дно, рабочая зона) и параметры (текущая и конечная глубина, угол откоса рабочего и нерабочего борта);

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое уступ?” Перечислить виды уступов. Изобразить вид сверху и поперечные сечения вскрышного и добычного уступов, обозначить их элементы (верхняя и нижняя площадки, откос, верхняя и нижняя бровки), места сооружения транспортных коммуникаций и параметры (длина фронта работ, угол откоса и высота);

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое траншея, полутраншея?” Перечислить типы траншей. Изобразить три вида капитальной траншеи и обозначить ее элементы (дно, борта, торец верхний и нижний контур) и параметры (углы откосов бортов и торца, глубину, длину и ширину по дну и поверхности);

- в соответствии с вариантом дать в письменном виде ответ (объем 1-2 стр.) на поставленные вопросы (табл.1).

Порядок проведения практического занятия и распределение времени, мин:

- в начале занятия проводится опрос студентов по лекционному материалу, 10;
- после опроса студенты закрепляют приобретенные теоретические знания путем знакомства с макетами открытых горных работ и детального их изучения, 10;
- для дальнейшего закрепления теоретических знаний и более глубокого понимания открытых горных работ студенты просматривают кинофильм, 10;
- для более детального изучения, усвоения и закрепления лекционного теоретического материала и приобретения навыков выполнения расчетов проектно-технической документации студенты получают индивидуальные задания по вариантам и приступают к их выполнению, 5;
- самостоятельная работа студентов, 45;
- проверка, анализ самостоятельной работы студентов и предварительная оценка выполненной работы, 10.

Таблица 1

Вопросы к практической работе №1

№ варианта	Вопрос
1,5,9, 13,17, 21, 25	Сущность открытых горных работ. Классификация систем разработки по Н.В.Мельникову. Понятие о коэффициенте вскрыши. Перечислить все коэффициенты вскрыши. Раскрыть формулы коэффициентов вскрыши.
2,6,10 14,18, 22, 26	Технология открытых горных работ - основные процессы (подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование пород и полезного ископаемого, отвалообразование пород и складирование полезного ископаемого). Вспомогательные работы и процессы.
3,7,11 15,19, 23, 27	Механизация открытых горных работ – средства механизации основных процессов (буровые станки, экскаваторы, локомотивосоставы, автосамосвалы, конвейеры, бульдозеры, гидромониторы, трубопроводы, насосы, землесосы и др.). Механизация вспомогательных работ.
4,8,12 16, 20, 24, 28	Способы разработки месторождений полезных ископаемых. Преимущества и недостатки открытых горных работ.

Карьер – это выработанное пространство в Земной коре в совокупности с рабочими и нерабочими, вскрышными и добычными уступами, образованное в результате проведения горных выработок: капитальных и разрезных траншей и котлованов – служащих для разработки месторождения полезного ископаемого открытым способом.

Карьер – это горнодобывающее предприятие, разрабатывающее месторождение полезного ископаемого открытым способом.

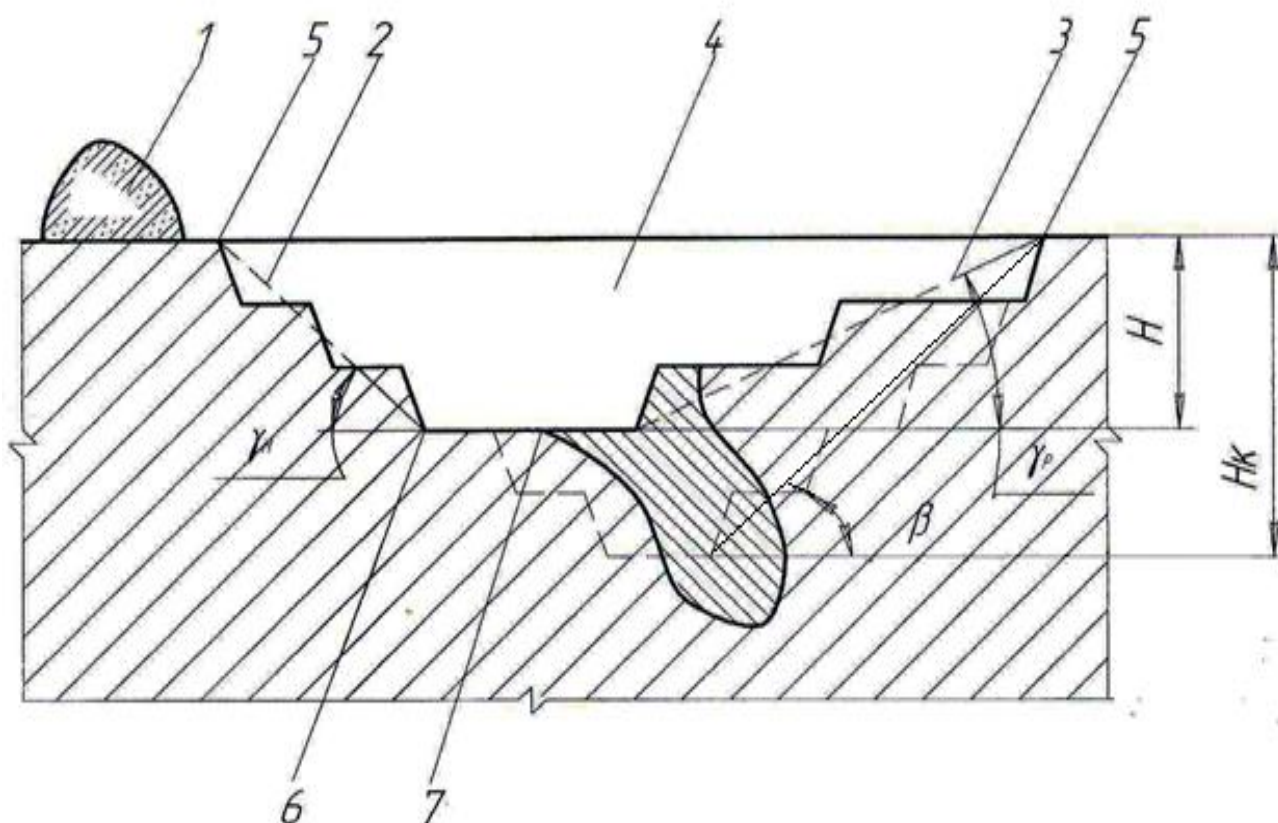


Рис.1. Элементы и параметры карьера:

Элементы	Параметры
1. Отвалы	H – Глубина карьера, м
2. Нерабочий борт карьера	H _к – Конечная глубина карьера, м
3. Рабочий борт карьера	β – Угол погашения рабочего борта карьера, град.
4. Выработанное пространство	
5. Верхний контур карьера	γ _н – Угол нерабочего борта карьера, град.
6. Нижний контур карьера	
7. Дно карьера	γ _р – Угол рабочего борта карьера, град.

Уступ – это часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени, разрабатываемая самостоятельными средствами выемки и транспорта.

Различают уступы: рабочие и нерабочие; вскрышные и добычные.

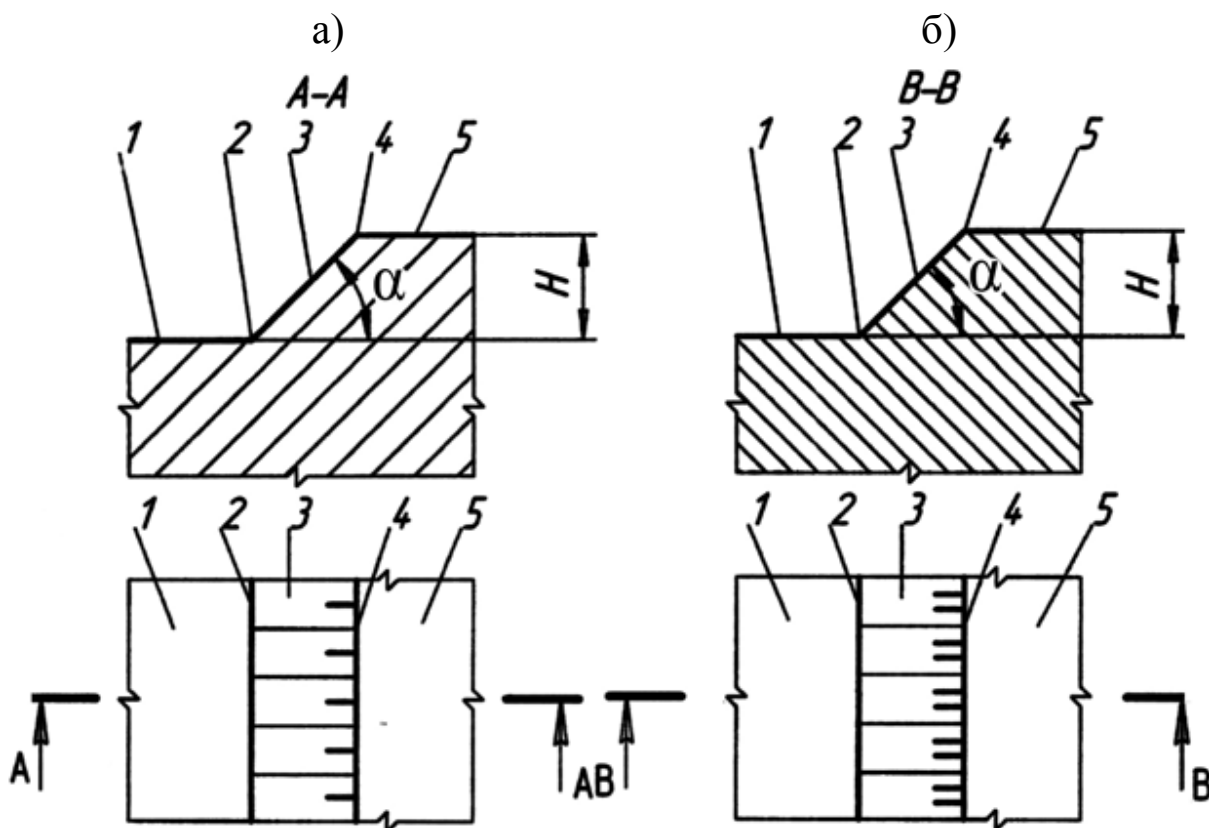


Рис.2. Элементы и параметры уступа:

а) – вскрышного, б) – добычного

Элементы	Параметры
1. Нижняя площадка	H – Высота уступа, м α – Угол наклона откоса уступа, град.
2. Нижняя бровка	
3. Откос уступа	
4. Верхняя бровка	
5. Верхняя площадка	

На рабочих уступах производятся основные производственные процессы открытых горных работ: подготовка горных пород к выемке, выемка, погрузка и перемещение горной массы, поэтому площадки рабочих уступов являются и называются также рабочими, т.е. на них размещают выемочно-транспортное оборудование: экскаваторы, бульдозеры, автосамосвалы и др., а на нерабочих уступах площадки представлены бермами безопасности или

транспортными бермами, ширина которых, как правило, значительно меньше ширины рабочих площадок.

Траншея – это открытая горная выработка трапецевидного поперечного сечения и значительной длины. По бокам траншея ограничена бортами, а снизу – подошвой.

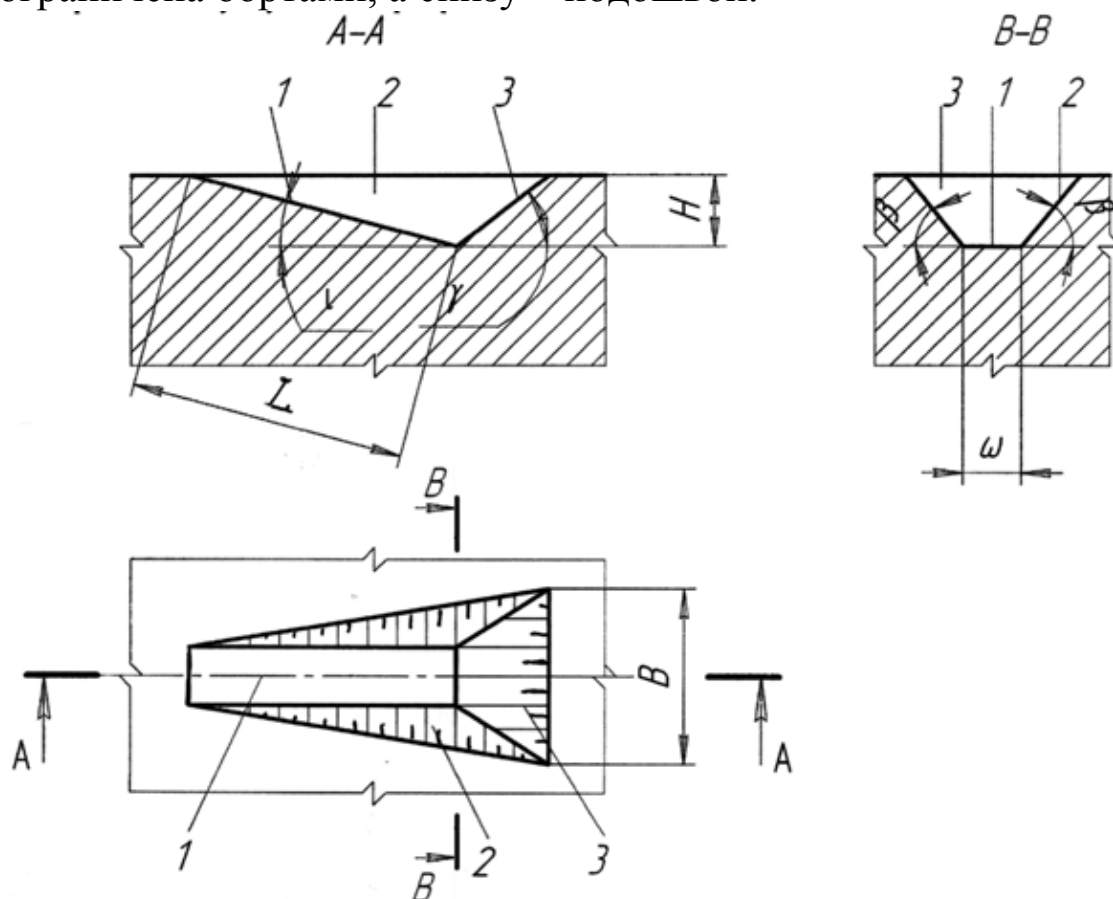


Рис. 3. Элементы и параметры капитальной траншеи:

Элементы	Параметры
1. Дно траншеи	H – Глубина траншеи, м
2. Борт траншеи	i – Продольный угол траншеи, $^{\circ}$, $\%$, ‰ .
3. Торец траншеи	β – Угол наклона откоса борта траншеи, град.
	γ – Угол наклона торца траншеи, град.
	w – Ширина траншеи по дну, м
	B – Ширина траншеи по поверхности, м
	L – Длина траншеи по дну, м

На карьерах различают два вида траншей: капитальные и разрезные траншеи.

Наклонная траншея, служащая для вскрытия месторождения полезных ископаемых и создания транспортной связи поверхности с рабочими уступами карьера называется капитальной (въездной, съездной, выездной). Продольный уклон капитальной траншеи зависит от применяемого вида транспорта: (конвейерный и скиповый – в $^{\circ}$, автомобильный – в $\%$, железнодорожный – в ‰).

Горизонтальная траншея, служащая для создания первоначального фронта горных работ называется разрезной.

Задание на выполнение практической работы № 1 по дисциплине
«Процессы открытых горных работ»

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое карьер (разрез)?” Изобразить поперечное сечение карьера, обозначить его элементы (выработанное пространство, внутренний и внешний отвалы вскрышных пород, рабочий и нерабочий борта, конечный контур, дно, рабочая зона) и параметры (текущая и конечная глубина, угол откоса рабочего и нерабочего борта);

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое уступ?” Перечислить виды уступов. Изобразить вид сверху и поперечные сечения вскрышного и добычного уступов, обозначить их элементы (верхняя и нижняя площадки, откос, верхняя и нижняя бровки), места сооружения транспортных коммуникаций и параметры (длина фронта работ, угол откоса и высота);

- для всех вариантов дать в письменной форме ответ на вопрос: “Что такое траншея, полутраншея?” Перечислить типы траншей. Изобразить три вида капитальной траншеи и обозначить ее элементы (дно, борта, торец верхний и нижний контур) и параметры (углы откосов бортов и торца, глубину, длину и ширину по дну и поверхности);

- в соответствии с вариантом дать в письменном виде ответ (объем 1-2 стр.) на поставленные вопросы (табл.1).

Таблица 1

Вопросы к практической работе №1

№ варианта	Вопрос
1,5,9, 13,17, 21, 25	Сущность открытых горных работ. Классификация систем разработки по Н.В.Мельникову. Понятие о коэффициенте вскрыши. Перечислить все коэффициенты вскрыши. Раскрыть формулы коэффициентов вскрыши.
2,6,10 14,18, 22, 26	Технология открытых горных работ - основные процессы (подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование пород и полезного ископаемого, отвалообразование пород и складирование полезного ископаемого). Вспомогательные работы и процессы.
3,7,11 15,19, 23, 27	Механизация открытых горных работ – средства механизации основных процессов (буровые станки, экскаваторы, локомотивосоставы, автосамосвалы, конвейеры, бульдозеры, гидромониторы, трубопроводы, насосы, землесосы и др.). Механизация вспомогательных работ.
4,8,12 16, 20, 24, 28	Способы разработки месторождений полезных ископаемых. Преимущества и недостатки открытых горных работ по сравнению с подземным способом разработки.

«ПРОЦЕССЫ ОГР» ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №2

Тема: **ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД**

Цель работы. Приобретение практических навыков расчета и определения технической характеристики горных пород – класса и категории горных пород по показателю трудности разрушения, относительному показателю трудности бурения, показателю экскавации и транспортирования породы.

Задачи практической работы:

1. Ознакомление с теорией.
2. Закрепление теоретических знаний:
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) дать оценку сопротивления горных пород разрушению (определить величину суммарного действия сил разрушения – σ_p , МПа);
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) выполнить расчет показателя трудности разрушения пород P_p ;
 - на основании полученной расчетной величины показателя трудности разрушения пород P_p определить класс и категорию породы в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского;
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) рассчитать коэффициент крепости горных пород f по шкале проф. М.М. Протодьяконова, на основании которого определить класс крепости породы и сравнить значение f со значением показателя P_p ;
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) выполнить расчет относительного показателя трудности бурения горных пород P_b ;
 - на основании полученной расчетной величины показателя трудности бурения пород определить класс и категорию породы по бурению;
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) выполнить расчет относительного показателя трудности взрывания горных пород (эталонный удельный расход ВВ – q_v , г/м³);
 - на основании полученной расчетной величины показателя трудности взрывания пород определить класс и категорию породы по взрыванию;
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) выполнить расчет относительного показателя трудности экскавации горных пород P_3 ;
 - на основании полученной расчетной величины показателя трудности экскавации пород определить класс и категорию породы по экскавации;
 - в соответствии с вариантом (табл.2.1) выполнить расчет относительного показателя трудности транспортирования горных пород P_T ;
 - на основании полученной расчетной величины показателя трудности транспортирования горных пород определить класс и категорию породы по транспортированию;
 - провести анализ выполненных расчетов и сделать вывод.

Порядок проведения практического занятия и распределение времени, мин:

- опрос студентов по лекционному материалу, 10;
- получение индивидуальных заданий по вариантам, 5;
- самостоятельная работа студентов, 55;
- проверка, анализ самостоятельной работы студентов, 20.

**Физико-механические характеристики горных пород,
используемые для выполнения расчетов**

В а р и а н т	Порода	Предел прочности пород, МПа			Плот но- сть по- ро- ды, γ , т/м ³	Влаж ность по- ро- ды, W, %	Раз- мер кус- ка по- ро- ды, d _{ср} , м	К-т раз- ры- хле- ния, K _p	К-т тре- щи- но- ва- то- сти, K _{тр}
		на сжа- тие $\sigma_{сж}$	на сдвиг $\sigma_{сдв}$	на рас- тяже- ние $\sigma_{раст}$					
1	Уголь бурый	10,5	2,5	0,3	1,2	15	0,38	1,12	0,50
2	Глина	14,8	4,2	1,7	2,7	19	0,10	1,14	0,20
3	Мергель	16,2	2,3	1,4	2,2	7	0,20	1,15	0,30
4	Алевролит	20,0	4,5	1,5	1,9	10	0,32	1,17	0,40
5	Известняк мягкий	26,0	5,1	2,7	2,2	12	0,37	1,20	0,50
6	Глинистый сланец	45,0	7,2	3,4	2,3	10	0,50	1,25	0,55
7	Песчаник на глинистом цементе	65,0	11,0	7,0	2,2	13	0,47	1,25	0,50
8	Песчаник на известко- вом цементе	110,0	16,0	10,0	2,4	7	0,12	1,30	0,60
9	Мрамор среднетрещино- ватый	125,0	19,2	10,8	2,5	8	0,30	1,30	0,70
10	Гранит среднезернистый	140,0	22,0	15,0	2,6	5	0,13	1,40	0,80
11	Песчаник оруденелый	156,0	25,0	17,0	2,6	4	0,20	1,40	0,90
12	Железная руда	180,0	26,0	19,0	3,0	12	0,30	1,50	0,80
13	Аппатитнефелиновая руда	190,0	30,0	24,0	2,9	6	0,20	1,50	0,85
14	Железистый кварцит	220,0	32,0	21,0	3,2	3	0,30	1,60	0,70
15	Базальт	280,0	40,0	30,0	2,8	2	0,30	1,55	1,00
16	Аппатитнефелиновая руда	200,0	31,0	22,0	2,9	5	0,20	1,51	0,90
17	Песчаник оруденелый	165,0	27,0	20,0	2,7	3	0,30	1,45	0,95
18	Гранит среднезернистый	145,0	25,5	15,5	2,6	6	0,30	1,42	0,85
19	Мрамор среднетрещино- ватый	130,0	20,0	11,0	2,5	7	0,20	1,35	0,75
20	Песчаник на известко- вом цементе	115,0	17,0	10,5	2,4	8	0,30	1,32	0,65
21	Глинистый сланец	50,0	8,0	3,5	2,3	11	0,50	1,23	0,57
22	Известняк мягкий	28,0	5,5	2,9	2,2	13	0,40	1,19	0,52
23	Алевролит	23,0	4,7	1,7	2,0	12	0,30	1,18	0,45
24	Мергель	16,2	2,3	1,4	2,2	8	0,20	1,16	0,35
25	Уголь бурый	10,5	2,5	0,3	1,2	16	0,35	1,13	0,45

Продолжительность транспортирования породы для всех вариантов принять равной $T = 1$ час, температуру воздуха для вариантов 1, 3, 5...25 принять положительной, а для вариантов 2, 4, 6...24 – отрицательной, $t = -5$ °С.

Количество глинистых частиц в породе принять по справочнику в соответствии с вариантом.

Методические положения оценки сопротивления пород разрушению

Изменение состояния горных пород на всех стадиях разработки связано, как правило, с их разрушением, происходящем в различной форме, степени и объемах. Разрушение пород происходит под действием внешних сил, которые вызывают внутри горного массива напряжения, превышающие значения пределов прочности горных пород на сжатие, сдвиг и растяжение. Суммарное действие сил разрушения при различных напряжениях сжатия, сдвига и растяжения определяется по формуле

$$\sigma_p = K_1 \cdot \sigma_{сж} + K_2 \cdot \sigma_{сдв} + K_3 \cdot \sigma_{раст}, \quad (1)$$

где σ_p – предельное сопротивление породы разрушению МПа; K_1, K_2, K_3 – коэффициенты, учитывающие трещиноватость горной породы, их значения показывают долю участия соответствующего напряжения в разрушении породы (табл.2.2); $\sigma_{сж}, \sigma_{сдв}, \sigma_{раст}$ – пределы прочности горной породы соответственно на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа.

Таблица 2.2

Значения коэффициентов K_1, K_2, K_3 в зависимости от степени трещиноватости горных пород

Характеристика горных пород	K_1	K_2	K_3
Слаботрещиноватые	1,00	0,95...1,00	3,50...6,00
Среднетрещиноватые	0,95...1,00	0,90...0,95	2,00...3,50
Сильнотрещиноватые	0,75...0,90	0,80...0,90	1,52...2,00

Предельное сопротивление разрушению горной породы в массиве зависит от его трещиноватости, а также плотности породы.

Относительная оценка сопротивления горной породы разрушению при воздействии внешних усилий производится по общему показателю трудности разрушения

$$P_p = 0,05 \cdot [K_{тр} \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma \cdot g], \quad (2)$$

где γ – плотность горной породы, т/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; $K_{тр}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость горной породы (слаботрещиноватые $K_{тр} = 0,90...1,00$; среднетрещиноватые $K_{тр} = 0,50...0,90$; сильнотрещиноватые $K_{тр} < 0,5$).

В соответствии с классификацией акад. В.В.Ржевского по величине P_p все породы делятся на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе): I класс – мягкие, плотные, полускальные породы категории 1...5 ($0 < P_p \leq 5$); II класс – легкоразрушаемые скальные породы категории 6...10 ($5 < P_p \leq 10$); III класс – скальные породы средней трудности разрушения категории 11...15 ($10 < P_p \leq 15$); IV класс – трудноразрушаемые скальные породы категории 16...20 ($15 < P_p \leq 20$); V класс – весьма трудноразрушаемые скальные породы

категории 21...25 ($20 < P_p \leq 25$). Горные породы, имеющие $P_p > 25$, относятся к внекатегорийным.

Показатель трудности разрушения пород P_p предназначен для общей технической оценки горной породы как объекта разработки. По величине P_p можно определить и правильно выбрать способ механизации горных работ и основное оборудование по процессам горного производства. Показатель P_p не предназначается для расчетов отдельных процессов открытой разработки. Для этого используются показатели трудности бурения, взрывания, экскавации и транспортирования пород, имеющие единую методологическую основу определения с показателем P_p .

В литературных источниках и на практике под трудностью разрушения породы в основном понимается ее крепость, количественно характеризуемая коэффициентом крепости горных пород f , который по шкале проф. М.М. Протодяконова изменяется от 0,3 до 20 и ориентировочно определяется из выражения

$$f = \sigma_{сж} / 10. \quad (3)$$

По величине коэффициента крепости горные породы условно делят на четыре класса: мягкие ($f \leq 3$), средней крепости ($f = 3 \dots 5$), крепкие ($f = 5 \dots 15$), весьма крепкие ($f \geq 15$).

Оценить трудность разрушения пород, таким образом, правомерно при ударном бурении шпуров, имеющих небольшую длину и относительно небольшие объемы разрушаемых пород, когда в первом приближении можно не учитывать масштабный эффект, гравитационный фактор, трещиноватость и другие нарушения массива горных пород.

Соппротивление горных пород бурению оценивается величиной показателя трудности бурения

$$P_6 = 0,07 \cdot (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \gamma \cdot g). \quad (4)$$

По величине P_6 в соответствии с классификацией акад.В.В. Ржевского все породы подразделяются на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе): I класс – легкобуримые, категории 1...5 ($0 < P_6 \leq 5$); II класс – средней трудности бурения, категории 6...10 ($5 < P_6 \leq 10$); III класс – труднобуримые, категории 11...15 ($10 < P_6 \leq 15$); IV класс – весьма труднобуримые, категории 16...20 ($15 < P_6 \leq 20$); V класс – исключительно труднобуримые, категории 21...25 ($20 < P_6 \leq 25$). При $P_6 > 25$ горные породы относятся к внекатегорийным.

Оценка взрываемости горных пород осуществляется по эталонному удельному расходу ($q_э$, г/м³) взрывчатого вещества аммонита № 6 ЖВ или граммонита 79/21

$$q_э = 2 \cdot 10^{-1} \cdot [(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma \cdot g], \quad (5)$$

где $\sigma_{ж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ измеряются в МПа; γ – в т/м³.

По трудности разрушения взрывом в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского все породы разделяются на 5 классов и 25 категорий: I класс – легко взрывающиеся (категории 1, 2, 3, 4, 5); $q_3 = 20$ г/м³; II класс – породы средней трудности взрывания (категории 6, 7, 8, 9, 10; $q_3 = 20,1 \dots 40$ г/м³); III класс – трудно взрывающиеся (категории 11, 12, 13, 14, 15; $q_3 = 40,1 \dots 60$ г/м³); IV класс – весьма трудно взрывающиеся (категории 16, 17, 18, 19, 20; $q_3 = 60,1 \dots 80$ г/м³); V класс – исключительно трудно взрывающиеся (категории 21, 22, 23, 24, 25; $q_3 > 80,1$).

Оценка экскавируемости горных пород производится по относительному показателю трудности экскавации P_3 :

1. При выемке из массива сопротивление горных пород экскавации определяется по формуле

$$P_3' = 3K_c \cdot (0,2 \cdot \sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 0,03 \cdot \gamma \cdot g, \quad (6)$$

где P_3' – показатель трудности экскавации при выемке горных пород из массива; K_c – коэффициент структурного ослабления массива. Значение коэффициента структурного ослабления K_c приведено в справочной литературе. Для учебных расчетов можно принимать значения K_c в следующих диапазонах: для глин, суглинков, лессовидных и других мягких пород (0,65-1,00); для песчано-гравийных пород (0,95-1,00); для плотных монолитных сплошных пород – (0,80-1,00); для трещиноватых пород – (0,01-0,98), а именно: чрезвычайно трещиноватых и сильно трещиноватых – (0,01-0,05), средней трещиноватости – (0,05-0,15), мало трещиноватых – (0,15-0,55), – слабо трещиноватых – (0,55-0,80).

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского по величине P_3' все породы делятся на 5 классов и 25 категорий (по 5 категорий в классе): I класс – сплошные песчаные и неуплотненные мягкие, плотные средней трещиноватости и сильно трещиноватые породы категории 1...5 ($0 < P_3' \leq 5$); II класс – плотные монолитные и средней трещиноватости, легко разрушаемые полускальные чрезвычайно трещиноватые горные породы категории 6...10 ($5 < P_3' \leq 10$); III класс – плотные сплошные, полускальные сильно трещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 11...15 ($10 < P_3' \leq 15$); IV класс – полускальные средней трещиноватости, сильно трещиноватые и чрезвычайно трещиноватые породы категории 16...20 ($15 < P_3' \leq 20$); V класс – полускальные и скальные мало трещиноватые, средней трещиноватости и сильно трещиноватые породы категории 21...25 ($20 < P_3' \leq 25$). При $P_3' > 25$ горные породы относятся к внекатегорийным и требуют предварительного разрушения взрывом и определения показателя трудности экскавации из развала P_3'' .

2. При выемке разрушенных горных пород из развала показатель трудности экскавации определяется по формуле

$$P_3'' = 0,22 \cdot [A + 10A / (K_p)^9], \quad (7)$$

где K_p – коэффициент разрыхления горных пород в развале;

$$A = 10^{-2} \cdot \gamma \cdot g \cdot d_{cp} + \sigma_{сдв}, \quad (8)$$

где d_{cp} – средний размер кусков породы в развале, $d_{cp} = (0,1 \dots 0,2) \cdot \sqrt[3]{E}$, м; E – вместимость ковша экскаватора, м³; γ – в кг/м³; g – в м/с²; $\sigma_{сдв}$ – в МПа.

Расчетные показатели трудности экскавации, учитывающие конкретный вид и тип применяемого оборудования, определяются по формулам:

$$P_{эp}' = K_B \cdot K_{тр}' \cdot P_э'; \quad (9)$$

$$P_{эp}'' = K_B \cdot K_{тр}'' \cdot P_э'', \quad (10)$$

где K_B и $K_{тр}'$ – коэффициенты, учитывающие тип выемочной машины.

Значение коэффициента K_B определяется в соответствии с табл.6.2 (В.В. Ржевский), а значение $K_{тр}'$ – по данным табл.8.1; 8.7; 7.3; 7.5; 7.9; 9.1; 9.4 (В.В. Ржевский) соответственно для механических лопат, драглайнов, скреперов, бульдозеров, погрузчиков, цепных и роторных экскаваторов.

При выборе средств карьерного транспорта необходимо определить относительный показатель трудности транспортирования породы P_T , который может быть определен из эмпирического выражения

$$P_T = 0,06 \cdot \gamma + 5 d_{cp} \cdot A + 20 \cdot W \cdot n \cdot B \cdot C, \quad (11)$$

где γ – плотность породы, т/м³; d_{cp} – средний размер кусков породы в транспортном сосуде, м; $A = 1 + 0,1 \cdot \sigma_{сдв}$; W – влажность перевозимой породы, доли ед.; n – содержание в породе глинистых частиц, доли ед.; $B = 1 + \lg(T+1)$; T – продолжительность транспортирования породы, ч; $C = 1 - 0,025t$; t – температура воздуха, °С.

Все транспортируемые горные породы по величине P_T подразделяются на пять классов: I класс - весьма легко транспортируемые породы ($P_T \leq 2$); II класс - легкотранспортируемые породы ($2 < P_T \leq 4$); III класс - средней трудности транспортирования ($4 < P_T \leq 6$); IV класс - труднотранспортируемые породы ($6 < P_T \leq 8$); V класс - весьма труднотранспортируемые породы ($8 < P_T \leq 10$). Породы с $P_T > 10$ относятся к внекатегорийным.

**Задание на выполнение практической работы №2
по дисциплине «Процессы Открытых горных работ»**

Физико-механические характеристики горных пород

В а р и а н т	Порода	Предел прочности пород, МПа			Плот но сть поро ды, γ , т/м ³	Влаж ность по ро ды, W, %	Раз мер кус ка по ро ды, d _{ср} , м	К-т раз ры хле ния, K _p	К-т тре щи но ва то сти, K _{тр}
		на сжа тие $\sigma_{сж}$	на сдвиг $\sigma_{сдв}$	на рас тяже ние $\sigma_{раст}$					
1	Уголь бурый	10,5	2,5	0,3	1,2	15	0,38	1,12	0,50
2	Глина	14,8	4,2	1,7	2,7	19	0,10	1,14	0,20
3	Мергель	16,2	2,3	1,4	2,2	7	0,20	1,15	0,30
4	Алевролит	20,0	4,5	1,5	1,9	10	0,32	1,17	0,40
5	Известняк мягкий	26,0	5,1	2,7	2,2	12	0,37	1,20	0,50
6	Глинистый сланец	45,0	7,2	3,4	2,3	10	0,50	1,25	0,55
7	Песчаник на глинистом цементе	65,0	11,0	7,0	2,2	13	0,47	1,25	0,50
8	Песчаник на известко вом цементе	110,0	16,0	10,0	2,4	7	0,12	1,30	0,60
9	Мрамор среднетрецино ватый	125,0	19,2	10,8	2,5	8	0,30	1,30	0,70
10	Гранит среднезернистый	140,0	22,0	15,0	2,6	5	0,13	1,40	0,80
11	Песчаник оруденелый	156,0	25,0	17,0	2,6	4	0,20	1,40	0,90
12	Железная руда	180,0	26,0	19,0	3,0	12	0,30	1,50	0,80
13	Аппатитнефелиновая руда	190,0	30,0	24,0	2,9	6	0,20	1,50	0,85
14	Железистый кварцит	220,0	32,0	21,0	3,2	3	0,30	1,60	0,70
15	Базальт	280,0	40,0	30,0	2,8	2	0,30	1,55	1,00
16	Аппатитнефелиновая руда	200,0	31,0	22,0	2,9	5	0,20	1,51	0,90
17	Песчаник оруденелый	165,0	27,0	20,0	2,7	3	0,30	1,45	0,95
18	Гранит среднезернистый	145,0	25,5	15,5	2,6	6	0,30	1,42	0,85
19	Мрамор среднетрецино ватый	130,0	20,0	11,0	2,5	7	0,20	1,35	0,75
20	Песчаник на известко вом цементе	115,0	17,0	10,5	2,4	8	0,30	1,32	0,65
21	Глинистый сланец	50,0	8,0	3,5	2,3	11	0,50	1,23	0,57
22	Известняк мягкий	28,0	5,5	2,9	2,2	13	0,40	1,19	0,52
23	Алевролит	23,0	4,7	1,7	2,0	12	0,30	1,18	0,45
24	Мергель	16,2	2,3	1,4	2,2	8	0,20	1,16	0,35
25	Уголь бурый	10,5	2,5	0,3	1,2	16	0,35	1,13	0,45

Продолжительность транспортирования породы для всех вариантов принять равной $T = 1$ час, температуру воздуха для вариантов 1, 3, 5...25 принять положительной, а для вариантов 2, 4, 6...24 – отрицательной, $t = -5$ °С. Количество глинистых частиц в породе принять по справочнику.

**«ПРОЦЕССЫ ОГР»
ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №3**

Тема: «МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД»

Цель работы. Приобретение практических навыков расчета и определения параметров механического рыхления.

Задачи практической работы:

- в соответствии с вариантом (таблица) рассчитать основные параметры механического рыхления: эффективную глубину рыхления, расстояние между смежными проходами рыхлителя, ширину трапециевидной прорези по верху и понизу;
- на основании заданной высоты уступа и уклона торца забоя определить длину борозды;
- в зависимости от модели рыхлителя и параметров механического рыхления выполнить расчет часовой производительности рыхлителя Q_p ;
- провести анализ выполненных расчетов и сделать выводы.

Варианты 1, 2, 6, 7, 11, 12, 16, 17, 21, 22 – породы сильнотрещиноватые; варианты 3, 4, 8, 9, 13, 14, 18, 23 – породы среднетрещиноватые; варианты 5, 10, 15, 19, 20, 24, 25 – породы слаботрещиноватые (монолитные).

Порядок проведения практического занятия и распределение времени,

мин:

- опрос студентов по лекционному материалу, 10;
- получение индивидуальных заданий по вариантам, 10;
- самостоятельная работа студентов, 50;
- проверка и предварительная оценка выполненной работы, 20.

Основные методические положения

Механическое рыхление горных пород осуществляется прицепными или навесными рыхлителями, в которых масса тягача используется для заглубления рабочего органа рыхлителя, который может иметь 1, 3, 5 зубьев. Однако на открытых горных работах в основном используют рыхлители с одним зубом.

**Исходные данные для определения параметров механического
рыхления (валовая подготовка)**

Номер вариант	Порода	Модель рыхлителя	Длина борозды, м	Уклон забоя, ‰	H_y , м	P_p	Базовый трактор
1.	Уголь мягкий	ДП-26 С	По расчету	100	5	1,2-1,4	Т-130
2.	Песчаник мягкий	ДП-22 С	-''-	90	6	3,5-4,0	Т-170
3.	Известняк ср.креп.	ДП-9 ВХЛ	-''-	80	7	4,0-4,2	ДЭТ-250
4.	Известняк крепкий	ДП-10 С	-''-	70	8	4,5-4,8	Т-330
5.	Известняк прочный	ДЗ-141 ХЛ	-''-	60	9	7,0-7,4	Т-500
6.	Глинистый сланец	ДП-26 С	-''-	100	10	3,0-3,3	Т-130
7.	Мергель	ДП-22 С	-''-	90	5	2,0-2,2	Т-170
8.	Мерзлые глины	ДП-9 ВХЛ	-''-	80	6	3,3-3,5	ДЭТ-250
9.	Крепкие сланцы	ДП-10 С	-''-	70	7	4,8-5,2	Т-330
10.	Доломиты	ДЗ-141 ХЛ	-''-	60	8	5,5-6,0	Т-500
11.	Глина плотная	ДП-26 С	-''-	100	9	1,4-1,8	Т-130
12.	Алевролит	ДП-22 С	-''-	90	10	2,2-2,5	Т-170
13.	Песчаник мягкий	ДП-9 ВХЛ	-''-	80	5	3,5-4,0	ДЭТ-250
14.	Песчаник крепкий	ДП-10 С	-''-	70	6	5,2-5,5	Т-330
15.	Песчаник прочный	ДЗ-141 ХЛ	-''-	60	7	7,4-8,0	Т-500
16.	Глина плотная	ДП-26 С	-''-	100	8	1,8-2,0	Т-130
17.	Алевролит	ДП-22 С	-''-	90	9	2,5-2,8	Т-170
18.	Ср.крепости сланцы	ДП-9 ВХЛ	-''-	80	10	4,2-4,4	ДЭТ-250
19.	Доломиты	ДП-10 С	-''-	70	5	5,5-6,0	Т-330
20.	Скальные породы	ДЗ-141 ХЛ	-''-	60	6	8,0-9,0	Т-500
21.	Мергель	ДП-26 С	60	0	7	2,0-2,2	Т-130
22.	Известняк мягкий	ДП-22 С	70	-''-	8	2,8-3,0	Т-170
23.	Песчаник ср.креп.	ДП-9 ВХЛ	80	-''-	9	4,4-4,5	ДЭТ-250
24.	Мрамор	ДП-10 С	90	-''-	10	6,0-7,0	Т-330
25.	Доломиты	ДЗ-141 ХЛ	100	-''-	5	5,5-6,0	Т-500

Порода при движении тягача с помощью рабочего органа рыхлителя разрушается в границах трапециевидной прорези. Глубина рыхления при этом может достигать 1,5...2,0 м [2].

Механическое рыхление позволяет облегчить отдельную выемку маломощных горизонтальных и наклонных (до 20^0) пластов, эффективно регулировать кусковатость горной массы, уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого благодаря отсутствию развала и перемешиванию горной массы, повысить безопасность работ и эффективность переизмельчения и разупрочнения горной породы. Хорошее качество подготовки и небольшая мощность разрыхленного слоя позволяют вести выемку горной массы скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками. Вместе с тем

при механическом рыхлении мощность разрыхляемого слоя невелика, что затрудняет непосредственную экскаваторную выемку.

К основным параметрам механического рыхления относятся (рис. 3.1):

- заглубление зуба рыхлителя $h_з$, м;
- угол откоса прорези α , град;
- расстояние между смежными проходами рыхлителя C , м;
- глубина эффективного рыхления $h_э$, м;
- ширина трапецевидной прорези поверху B , м;
- ширина трапецевидной прорези понизу b , м.

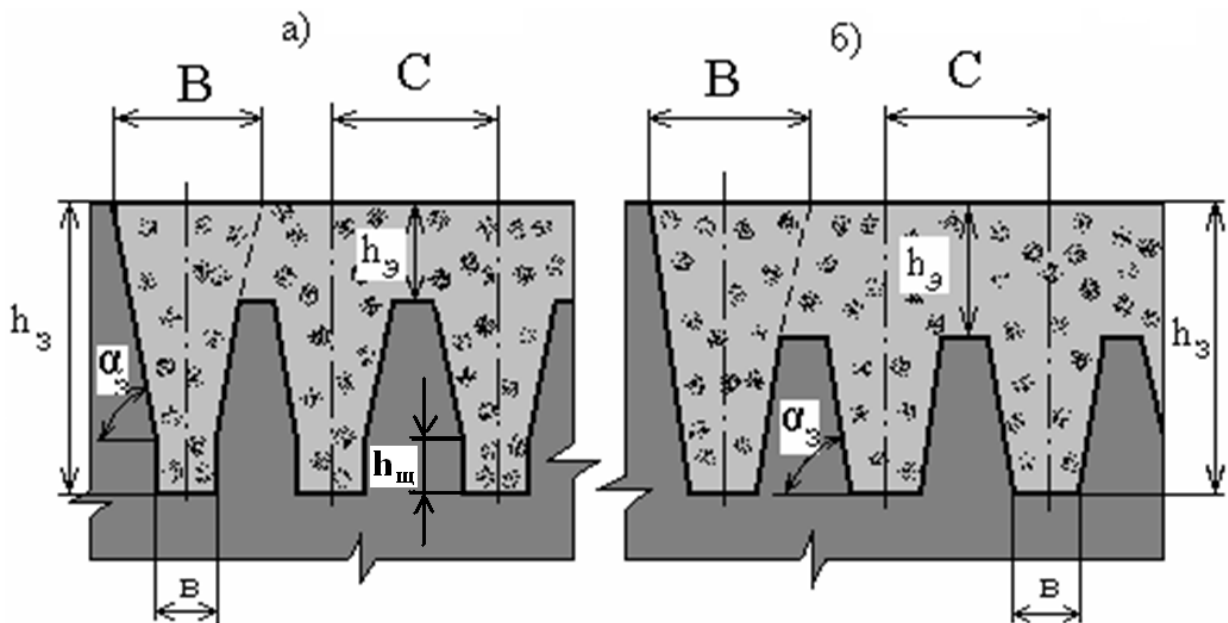


Рис.3.1. Схема механического рыхления горных пород:

а) – слаботрещиноватые породы; б) – сильнотрещиноватые породы; B – ширина трапецевидной прорези поверху, м; b – ширина трапецевидной прорези понизу, м; C – расстояние между смежными проходами рыхлителя, м; α – угол откоса прорези, град; $h_э$ – эффективная глубина рыхления, м; $h_ш$ – высота вертикальной щели в нижней части прорези, м; $h_з$ – заглубление зуба рыхлителя, м.

Указанные параметры определяются по формулам:

$$\text{– для монолитных пород: } b = (1,0 \dots 1,1) \times b_з; \quad (3.1)$$

$$\text{– для трещиноватого массива: } b = K_з \times b_з. \quad (3.2)$$

где $b_з$ – ширина зуба рыхлителя, м;

$K_з$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость горной породы, его величина показывает долю участия растягивающего напряжения в разрушении породы (табл.3.1).

Значения коэффициентов K_1 , K_2 , K_3 в зависимости от степени трещиноватости горных пород

Характеристика горных пород	K_1	K_2	K_3
Слаботрещиноватые	1,00	0,95...1,00	1,52...2,00
Среднетрещиноватые	0,95...1,00	0,90...0,95	2,00...3,50
Сильнотрещиноватые, мягкие и плотные горные породы	0,75...0,90	0,80...0,90	3,50...6,00

При выполнении расчетов принять ширину наконечника зуба, количество зубьев, максимально возможную глубину рыхления по табл. 3.2 в зависимости от заданной модели рыхлителя.

Таблица 3.3

Коэффициенты, для определения параметров механического рыхления пород (Ржевский, Демин)

Характеристика пород	Акустический показатель трещиноватости пород, $A_i = v_m^2 / v_k^2$	Коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези, k_I	Влияние состояния массива на размеры ненарушенных гребней, k_2	Ширина основания прорези, м $b_{o.n.}$
Легко-рыхлимые породы				
Плотные породы, каменный и бурый уголь, разрушенные сланцы	0,6-0,9	1,0	0,6-0,7	$(3,5-6,0) \times b_n$
Породы средней трудности рыхления				
Мягкий известняк, мергель, сланцы, опока, гипс, мерзлые глины	0,6-0,9	1,0	0,7-0,8	$(3,5-6,0) \times b_n$
Трудно-рыхлимые породы				
Сильнотрещиноватые	менее 0,4	1,0	0,8-0,9	$(3,5-6,0) \times b_n$
Среднетрещиноватые	0,40-0,60	0,90-1,00	0,90-0,95	$(2,0-3,5) \times b_n$
Малотрещиноватые	0,60-0,80	0,70-0,90	0,95-1,00	$(1,5-2,0) \times b_n$
b_n – ширина наконечника рыхлителя, м (см. табл. П.5, табл. П.6).				

Продолжение таблицы 3.4

Характеристика пород	Скорость распространения продольных волн в куске,	Скорость распространения продольных волн в массиве,	Техническая скорость рыхления, v_p , м / с	Возможное заглубление зуба рыхлителя ДЗ-141ХЛ,

	$v_K, \text{ м / с}$	$v_M, \text{ м / с}$		$b_{o.n.}, \text{ м}$
Легко-рыхлимые породы				
Плотные породы, каменный и бурый уголь, разрушенные сланцы	600-1 200	465-1 140	0,9-1,5	1,3-1,0
Породы средней трудности рыхления				
Мягкий известняк, мергель, сланцы, опока, гипс, мерзлые глины	1 000-2 000	775-1 900	0,8-1,2	1,0-0,8
Трудно-рыхлимые породы				
Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники	2 000-2 500	1270-1940	0,6-0,8	0,8-0,6
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, мрамор	2 500-4 000	1580-3100	0,5-0,6	0,6-0,4
Малотрещиноватые прочные известняки, песчаники, железные руды	4 000-6 000	3100-4650	0,4-0,5	0,4-0,2

С учетом трещиноватости пород ширина трапециевидной прорези по верху может быть определена по формуле

$$B = b + 2 K_1 \times h_3 \times \text{ctd}\alpha, \quad (14)$$

где h_3 – величина заглубления зуба рыхлителя ($h_3 = 0,2 \dots 1,0$), м;

α – угол наклона стенок прорези, $\alpha = 40^\circ \dots 60^\circ$;

K_1 – коэффициент (см. табл.3.).

Глубина эффективного рыхления при этом составит

$$h_3 = (0,5 \dots 0,7) \times h_3. \quad (15)$$

Расстояние между смежными проходами (C , м) устанавливается из условия обеспечения требуемой кусковатости и достаточной глубины рыхления массива

$$C = b + [(h_3 - h_3) \times 2 \times \text{ctd}\alpha] \times K_1. \quad (16)$$

При валовой выемке и максимальном использовании возможной глубины рыхления (условие достижения максимального объема разрыхления породы) расстояние между смежными проходами (C_o , м) и глубина эффективного рыхления (h_{3o} , м) соответственно определяются по формулам:

$$C_o = K_1 \times h_3 \times \text{ctd}\alpha + 0,5 \times b; \quad (17)$$

$$h_{3o} = 1 / K_2 \cdot [K_1 \times h_3 - 0,5 (C_o - b) \times \text{td}\alpha], \quad (18)$$

где K_2 – эмпирический коэффициент (см. табл.3).

Нижняя часть прорези в монолитных вязких слаботрещиноватых породах имеет $\alpha = 90^0$, при этом высота вертикальной щели в нижней части прорези составит

$$h_{щ} = (0,15...0,20) \times h_3. \quad (19)$$

Часовая производительность рыхлителя (Q_p , м³/час) определяется по формуле

$$Q_p = 3600 \cdot h_3 \cdot C_o \cdot K_n \cdot n_3 / (1/u_p + \tau / L), \quad (20)$$

где K_n – коэффициент использования рабочего времени рыхлителя ($K_n = 0,7...0,8$); n_3 – число зубьев рыхлителя, шт.; u_p – скорость движения рыхлителя ($u_p = 0,4...1,5$), м/с; τ – время переезда на смежную полосу ($\tau = 30...60$), с, при челночных проходах $\tau = \tau + L / u_{xx}$; $u_{xx} = 3...5$ – скорость холостого хода бульдозера, м/с.; L – длина борозды, м.

Длина борозды L обычно принимается 50...200 м. При торцовом забое она определяется по формуле

$$L = H_y / i, \quad (21)$$

где H_y – высота уступа, м; i – уклон торца забоя.

В практической работе №3 необходимо представить схему механического рыхления пород, на которой указать расстояние между бороздами, ширину борозды поверху и понизу, угол откоса прорези, эффективную глубину рыхления, заглубление зуба рыхлителя. Для монолитных, вязких и слаботрещиноватых пород указать высоту вертикальной щели в нижней части прорези.

Таблица 1

Техническая характеристика отечественных рыхлителей

Показатели	ДП-26С	ДП-22 С	ДП- 9ВХЛ	ДП-10 С	ДП 29 АХП	ДЗ 141 ХЛ	ДП-354 ХЛ
Базовый трактор	Т-130	Т-170 Т-180	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330-Р	Т-500 Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250	250	353	523
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	250	350	750
Число зубьев, шт	1	1, 3	1	1, 3	1	1	1
Расстояние между осями зубьев, мм	-	795	-	700	-	-	-
Ширина наконечника зуба, мм	66	86	105	114	114	120-125	125-130
Глубина рыхле-	450	500	1200	700	700	1300	1780

ния, мм							
Угол рыхления, град	45	48	45	45	45-50	25-50	30-83
Масса рыхлительного оборудования, т	1,4	3,1	3,9	5,4	6,6	7,0	12,7

Таблица 2

Область применения навесных отечественных рыхлителей

Порода	Мощность тягача, кВт	Пр	Рыхлимость породы	α, град	Скорость движения, м/с	Возможное заглубление рыхлителя, м
1	2	3	4	5	6	7
Плотные породы с включением валунов, уголь, цементированная щебенка, разрушенные сланцы	до 100	0,5-2,2	легкорыхлимые	50-60	0,9-1,5	1,0-0,8
	130-150	-«-	-«-	-«-	0,8-1,2	1,2-1,0
	160-185	-«-	-«-	-«-	0,7-1,0	1,3-1,2
	220-260	-«-	-«-	-«-	0,6-0,8	1,5-1,3
	440-600	-«-	-«-	-«-	0,4-0,7	1,7-1,5
То же, а также мягкий известняк, мел, мергель, гипс, сланцы, опока, мерзлые глины	130-150	до 3,5	средней трудности рыхления	44-45	0,8-1,2	0,8-0,7
	220-600	-«-	-«-	-«-	0,6-0,8	1,2-1,0
	440-600	-«-	-«-	-«-	0,4-0,7	1,5-1,3
То же, а также сильнотрещиноватые известняки, песчаники, сланцы	160-185	до 4,5	средней трудности рыхления	44-45	0,6-1,1	0,7-0,6
	220-600	-«-	-«-	-«-	0,4-0,7	1,0-0,9
То же, а также среднетрещиноватые известняки, песчаники, сланцы, доломиты, мрамор	220-260	до 7,0	труднорыхлимые	40-50	0,4-0,8	0,6-0,2
	440-600	-«-	-«-	-«-	0,3-0,5	0,8-0,5
1	2	3	4	5	6	7
То же, а также малотрещиноватые прочные известняки, песчаники, железные руды	440-600	7-9	очень труднорыхлимые	60°	0,3-0,5	менее 0,2
Монолитные весьма крепкие породы	-	Более 9	Не поддаются механическому рыхлению	-	-	-

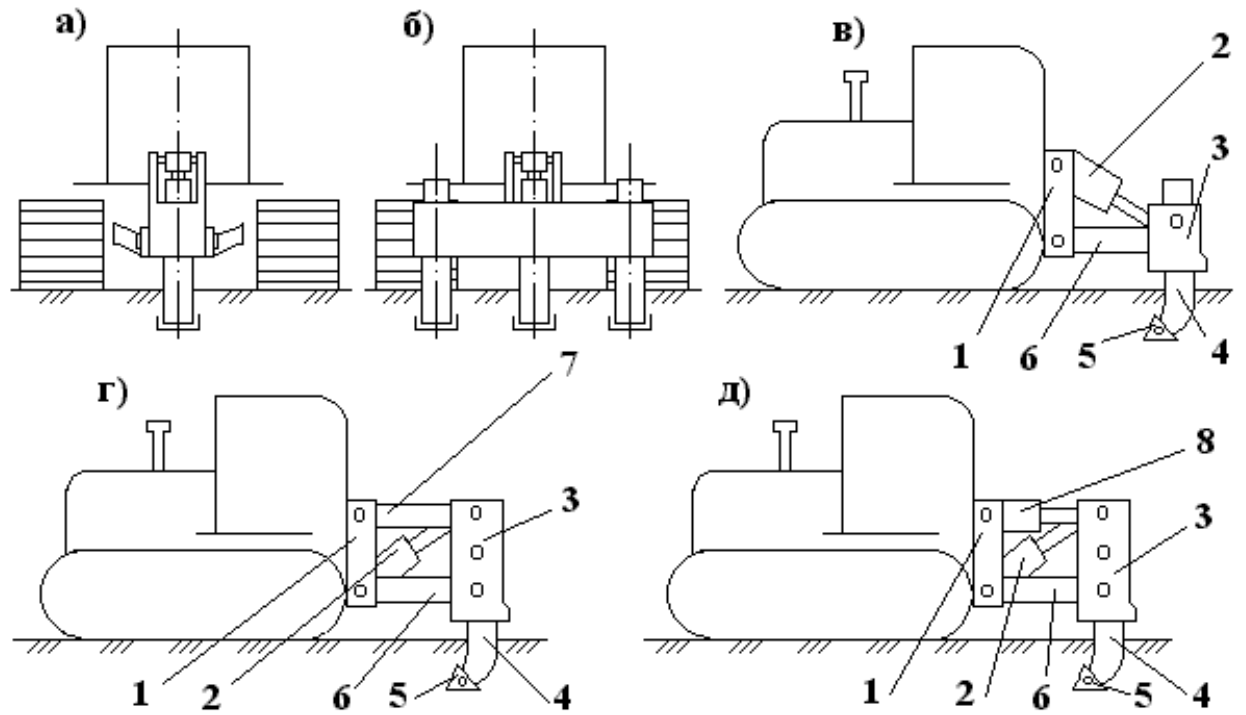


Рис. 1. Рыхлители и системы их подвески:

а) – однозубый; б) – трехзубый; в) – трехзвенная система подвески; г) – параллелограмная; д) – параллелограмная с измененным звеном; 1 – передняя рама; 2 – гидроцилиндр управления; 3 – балка; 4 – зуб; 5 – наконечник; 6 – горизонтальная рама; 7 – тяга; 8 – гидроцилиндр изменения угла рыхления

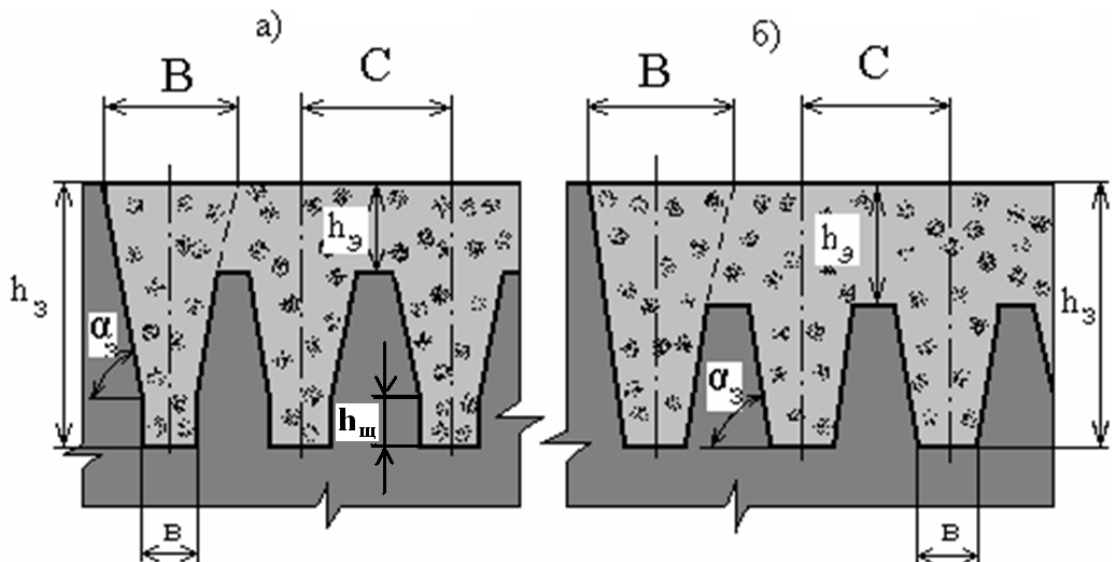


Рис. 2. Схема механического рыхления горных пород:

а) – слаботрещиноватые породы; б) – сильнотрещиноватые породы; h_z – заглубление зуба рыхлителя, м; α – угол откоса прорези, град; C – расстояние между смежными проходами

рыхлителя, м; h_3 – эффективная глубина рыхления, м; B – ширина трапецевидной прорези поверху, м; b – ширина трапецевидной прорези понизу, м; h_2 – эффективная глубина рыхления, м; $h_{ш}$ – высота вертикальной щели в нижней части прорези, м

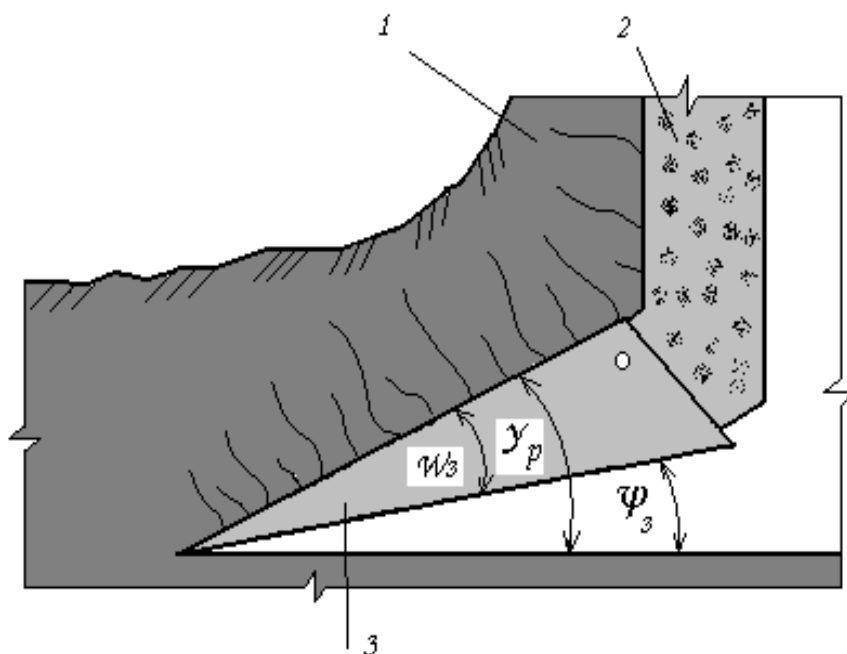


Рис. 3. Параметры рабочего органа рыхлителя:

1 – разрыхленные горные породы; 2 – вертикальная стойка зуба рыхлителя; 3 – съемный наконечник рыхлителя; угол резания (рыхления) $\gamma_p = 30 \dots 45^\circ$; угол заострения $\omega_z = 20 \dots 30^\circ$; задний угол $\varphi_z \geq 8^\circ$ (мерзлая порода), $\varphi_z \geq 5^\circ$ (полускальная порода)

Таблица 3

Техническая характеристика бульдозерно-рыхлительных агрегатов

Показатели	Марка бульдозерно-рыхлительных агрегатов						
	ДЗ-116А ДЗ-116В	ДЗ-35С ДП-22С	ДЗ-126 ДЗ-126А	ДЗ-94С ДЗ-95С	ДЗ-129 ХЛ	ДЗ 141 ХЛ	ДП-35 УХЛ ДЗ-159УХЛ
1. Базовый трактор	Т-130	Т-170 Т-180	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330-Р	Т-500 Р-1	Т-50.01
2. Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250	250	353	523
3. Тяговый класс, кН	100	150	250	250	250	350	750
4. Бульдозер	ДЗ-109-1 ДЗ-110А ДЗ-110В	ДЗ-35С	ДЗ-118	ДЗ-59С ДЗ-59ХЛ ДЗ-60	ДЗ-124 ХЛ	ДЗ 141 ХЛ	ДЗ-159УХЛ
5. Рыхлитель	ДП-26С	ДП-22 С	ДП- 9ВХЛ	ДП-10С	ДП 29 АХЛ	ДЗ 141 ХЛ	ДП-35УХЛ
6. Габариты, мм							
длина	6400	8350	9215	8740	9290	10305	11200
ширина	3220	3640	4310	4730	4730	4800	6050
высота	3087	2825	3240	3450	4230	4295	4785
7. Масса, т	17,8	27,0	42,0	52,8	50,5	59,5	90,1

Технические характеристики буровых станков

Тип станка	СБШ-250МНА-32	СБШ-250МНА-32КП	СБШ-250МНА-55	СБШ-160/200-40	СБШ-160/200-40Д
Коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова, f	f=6-18	f=6-20	f=6-18	f=6-18	f=6-18
Диаметр скважины условный, мм	160,170,190,215,250,270	250-311	190	160,171,215	160,171,215
Длина буровой штанги, м	8,2	8,2; 10	11,4	8,5; 9,2	8,5; 9,2
Максимальная глубина бурения, м	32	28	55	40,47	40,47
Кол-во штанг, шт	4	3	5	5	5
Угол наклона скважины к вертикали, град.	0;15;30	0; 15;20;25; 30	0; 15; 30	0; 15; 30	0; 15; 30
Тип бурения	Вращательное	Вращательное	Вращательное	Вращательное	Вращательное
Тип станка	Каркасный	Каркасно-платформенный	Каркасный	Платформенный	Платформенный
Привод станка	Электрический	Электрический	Электрический	Электрический	Дизель, Opelaris QSK19
Напряжение питающей сети, В	380В/50Гц; 6000В/50Гц	380В/50Гц; 6000В/50Гц	380В/50Гц; 6000В/50Гц	380В/50Гц	
Суммарная установленная мощность, кВт	500	550	500	420	485
Верхний предел усилия подачи, кН	294	350	200	235	235
Привод вращателя	Электрический	Электрический	Электрический	2 Гидромотора	2 Гидромотора
Верхний предел частоты вращения бурового снаряда, об/мин	120	100	120	120	120
Максимальный крутящий момент вращателя, Нм	17400	21000	17400	6860	6860
Мощность двигателя вращателя, кВт	(60;90;120 пост.ток), (90 перемен.ток с част.рег.)	60 (90;120) пост.ток	60 · 90 пост.ток	2 гидромотора	2 гидромотора

Тип станка	СБШ-250МНА-32	СБШ-250МНА-32КП	СБШ-250МНА-55	СБШ-160/200-40	СБШ-160/200-40Д
Скорость спуска / подъема бурового снаряда, м/мин	0-13	0-13	0-13	0 ... 15	0 ... 15
Производительность компрессора, м³/мин	32	32-50	32	25	25
Давление сжатого воздуха (номинальное), МПа (кг/см²)	0,7 (7)	0,7 (7)	0,7 (7)	0,7 (7)	0,7 (7)
Способ пылеподавления	Мокрое, сухое	Мокрое	Мокрое, сухое	Мокрое, сухое	Мокрое, сухое
Ход станка	Гусеничный многоопорный	Гусеничный многоопорный	Гусеничный многоопорный	Гусеничный тракторный	Гусеничный тракторный
Привод гусеничного хода	Электрический	Электрический	Электрический	2 гидромотора	2 гидромотора
Мощность двигателя привода хода, кВт	(2х22, 2х30 перем.ток), (2х35, 2х50 пост.ток), (2х45 перем.ток с част.рег.)	2х50пост.ток.	(2х22, 2х30 перем.ток), (2х35, 2х50 пост.ток), (2х45 перем.ток с част.рег.)	2 гидромотора	2 гидромотора
Скорость передвижения, км/час	1,3	1,1	1,3	1,2	1,3
Кол-во домкратов (гориз., шт)	3	4	3	3	3
Максимальный угол подъема, при долевой-ной станком, град (% тангенса угла °100)	12	12	12	12	12
Габаритные размеры, м					
Ширина	5,7	6,975	5,7	6,0 ± 0,2	6,0 ± 0,2
Поднятая мачта, м					
Длина	10,5	11,42	10,5	11,5 ± 0,3	11,5 ± 0,3
Высота	16,2	16,86	19,8	13 ± 0,3	13 ± 0,3
Опущенная мачта, м					
Длина	15,6	16,19	19,2	13,1 ± 0,3	13,1 ± 0,3
Высота	6,6	7,315	6,6	6,2 ± 0,3	6,2 ± 0,3
Масса станка, кг	85000	100000	90000	50000	50000

Пример 4.1. На основании расчетной величины показателя трудности бурения P_6 необходимо обосновать технически возможный вид бурения взрывных скважин, выбрать модель бурового станка, определить техническую скорость бурения скважин и производительность бурового станка, если известно, что горная порода плотностью $\gamma = 2,4 \text{ т / м}^3$ представлена песчаником на известковом цементе, пределы прочности которого на сжатие, сдвиг и растяжение соответственно равны: $\sigma_{сж} = 110 \text{ МПа}$, $\sigma_{сдв} = 16 \text{ МПа}$, $\sigma_{раст} = 10 \text{ МПа}$. Высота рабочего уступа $H_y = 10 \text{ м}$. Угол откоса рабочего уступа $\alpha = 70^\circ$.

Решение:

1. Расчет относительного показателя трудности бурения горной породы производится по формуле 1.15.

$$P_6 = 0,07 \times (110 + 16 + 2,4 \times 9,8) = 10,5.$$

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского песчаник на известковом цементе по степени трудности бурения относится к горным породам средней трудности бурения III класса, 11 категории, т.к. $10 < P_6 = 10,5 \leq 15$.

1. Широкое применение на открытых горных работах получили буровые станки шнекового ($P_6 \leq 5$), шарошечного ($5 < P_6 \leq 20$), пневмоударного ($5 < P_6 \leq 25$) и термического ($16 < P_6 \leq 25$) бурения.

Шнековое бурение применяется при бурении скважин в мягких, легкобуримых породах I класса. Термическое бурение применяется только при бурении скважин в монолитных, кварцсодержащих, весьма и исключительно труднобуримых породах IV и V классов.

Для горных пород III класса 11 категории наиболее приемлемыми являются пневмоударный и шарошечный виды бурения скважин. Однако пневмоударное бурение требует дополнительных материальных затрат за потребляемую пневматическую энергию, поэтому станки с погружными пневмоударниками ударно-вращательного бурения экономически выгодно применять лишь при показателе трудности бурения ($16 < P_6 \leq 25$). Следовательно-

но, для бурения скважин в песчанике на известковом цементе применение шарошечного вида является наиболее рациональным.

2. Выбор конкретной модели бурового станка вращательного бурения шарошечными долотами производится на основании расчетного диаметра скважины ($d_{скв}$, м), определяемого по формуле

$$d_{скв} = (H_y \times ctg\alpha + C) \times \sqrt[2]{\gamma} / [30 \times (3 - m)], \quad (4.1)$$

где C – берма безопасности, $C = 3$ м;

m – коэффициент сближения скважин в ряду: для легковзрываемых пород $m = 1,1 \dots 1,2$; для пород средней трудности взрывания $m = 1,0 \dots 1,1$; для трудновзрываемых пород $m = 0,85 \dots 1,0$.

Песчаник на известковом цементе относится к породам средней трудности взрывания II класса, 8 категории, т.к. показатель трудности взрывания – эталонный удельный расход ВВ (формула 1.16)

$$q_3 = 2 \times 10^{-1} \times (110 + 16 + 10 + 2,4 \times 9,8) = 31,9 \text{ г / м}^3.$$

Поэтому коэффициент сближения скважин в ряду $m = 1$.

$$\text{Тогда } d_{скв} = (10 \times ctg 70^\circ + 3) \times \sqrt[2]{2,4} / [30 \times (3 - 1)] = 0,17 \text{ (м)}.$$

Согласно технической характеристике (см. табл. П.19...П.31), наиболее рациональным является буровой станок СБШ-160/200-40, позволяющий бурить скважины диаметром 160, 171, 215 мм.

$$\text{Принимаем } d_{скв} = 0,171 \text{ (м)}.$$

3. Для бурения скважин станками шарошечного бурения по породам с коэффициентом крепости $f = 4 \dots 10$ используются зубчатые долота типа «Т» или штырьевые – типа «ТЗ» с клиновидными твердосплавными зубками; по породам с $f = 8 \dots 14$ – штырьевые долота типа «ОК»; по породам с $f > 14$ – штырьевые долота типа «ОКП». Коэффициент крепости песчаника на известковом цементе $f = \sigma_{сж} / 10 = 11$, поэтому при бурении скважин применяем штырьевые долота типа «ОК».

Техническая скорость бурения скважин ($U_б$, м / ч) станками шарошечного бурения определяется по формуле

$$U_{\delta} = 2,5 \times P_0 \times n_{\text{в}} \times 10^{-2} / (\Pi_{\delta} \times d_{\text{д}}), \quad (4.2)$$

где d_{δ} – диаметр долота, $d_{\delta} = d_{\text{скв}} = 0,171$ м;

P_0 – необходимое удельное усилие подачи буровой штанги на забой скважины, $P_0 = 700 \dots 2\,200$ кН / м;

$n_{\text{в}}$ – частота вращения буровых ставов, $n_{\text{в}} = 0,6 \dots 3,3$ с⁻¹.

Требуемое удельное усилие подачи буровой штанги на забой скважины и частота вращения бурового става для станков шарошечного бурения определяются по графику (рис. 4.1):

- $P_0 = 1\,280$ кН / м;

- $n_{\text{в}} = 2,1$ с⁻¹.

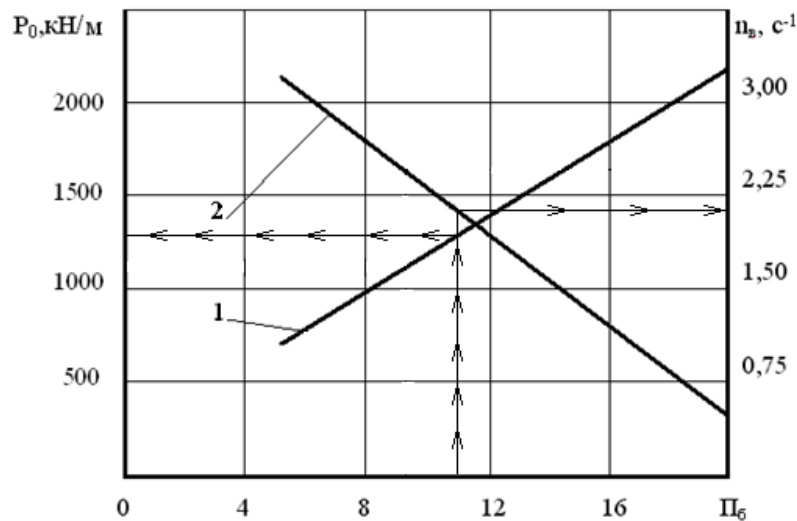


Рис. 4.1. График для определения удельного усилия подачи P_0 и частоты вращения бурового става $n_{\text{в}}$ при шарошечном бурении:
1 – $P_0 = f(\Pi_{\delta})$; 2 – $n_{\text{в}} = f(\Pi_{\delta})$

Тогда $U_{\delta} = 2,5 \times 1\,280 \times 2,1 \times 10^{-2} / (10,5 \times 0,171) = 37,4$ (м / ч).

5. Сменная производительность бурового станка (Q_{δ} , м / смену) определяется по формуле

$$Q_{\delta} = K_{\text{пр}} \times [T_{\text{см}} - (T_{\text{п.з.}} + T_{\text{р}})] / (t_0 + t_{\text{в}}), \quad (4.3)$$

где $K_{\text{пр}}$ – коэффициент, учитывающий внутрисменные простои бурового станка, $K_{\text{пр}} = 0,75 \dots 0,85$;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены $T_{\text{см}} = 8$ ч;

$T_{н.з.}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций
 $T_{н.з.} = 0,5$ ч;

T_p – продолжительность регламентированных перерывов $T_p = 1,0$ ч;

t_e – вспомогательное удельное время бурения взрывных скважин при шарошечном бурении $t_e = 0,033 \dots 0,066$ ч / м. Принимаем $t_e = 0,066$ ч / м;

t_o – основное удельное время бурения скважин, ч / м

$$t_o = 1/U_6. \quad (4.4)$$

Следовательно, $t_o = 1 / 37,4 = 0,027$ (ч / м).

Тогда сменная производительность бурового станка шарошечного бурения СБШ-160/200-40 составит:

$$Q_6 = 0,85 \times [8 - (0,5 + 1,0)] / (0,033 + 0,027) = 92 \text{ (м / смену).}$$

Пример 4.2. Обосновать технически возможный вид бурения взрывных скважин, выбрать модель бурового станка, рассчитать техническую скорость бурения скважин и производительность бурового станка, если известно, что плотность алевролита $\gamma = 1,9$ т / м³. Пределы прочности алевролита на сжатие, сдвиг и растяжение соответственно равны: $\sigma_{сж} = 22$ МПа, $\sigma_{сдв} = 4,5$ МПа, $\sigma_{раст} = 1,6$ МПа. Высота рабочего уступа $H_y = 12$ м. Угол откоса рабочего уступа $\alpha = 65^\circ$.

Решение:

1. Показатель трудности бурения алевролита определяется по формуле 1.15.

$$P_6 = 0,07 \times (22 + 4,5 + 1,9 \times 9,8) = 3,2.$$

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского алевролит по степени трудности бурения относится к легкобуримым мягким горным породам I класса, 4 категории, т.к. $P_6 = 3,2 < 5$.

2. Для бурения скважин в мягких легкобуримых породах наиболее рациональным является шнековый вид бурения.

3. Выбор конкретной модели бурового станка вращательного бурения режущими коронками с очисткой скважин шнеком производится на основании расчетного диаметра взрывной скважины ($d_{скв}$, м – формула 2.13). При этом показатель трудности взрывания породы (формула 1.16)

$$q_3 = 2 \times 10^{-1} \times (22 + 4,5 + 1,6 + 1,9 \times 9,8) = (6,72) \text{ г / м}^3.$$

Следовательно, алевролит относится к легко взрываемым породам I класса, 2 категории. Поэтому при определении диаметра скважины в расчетах принимаем $m = 1,2$.

$$\text{Тогда } d_{скв} = (12 \times \text{ctg } 65^\circ + 3) \times \sqrt[2]{1,9} / [30 \times (3 - 1,2)] = 0,219 \text{ (м)}.$$

По технической характеристике (см. табл. П.12...П.19) наиболее рациональным является буровой станок СБР-200-24, позволяющий бурить вертикальные скважины глубиной до 24 м, диаметром 200 мм по углю и породам с коэффициентом крепости до $f = 6$.

$$\text{Принимаем } d_{скв} = 0,2 \text{ м}.$$

4. Техническая скорость бурения скважин ($U_б$, м / ч) станками шнекового бурения определяется по формуле

$$U_б = 7,5 \times P_о \times n_в \times 10^{-2} / (\Pi_б^2 \times d_p), \quad (4.5)$$

где d_p – диаметр резца, армированного пластинками твердого сплава ВК-8, $d_p = d_{скв} = 0,2$ м;

$P_о$ – необходимое удельное усилие подачи буровой штанги на забой скважины, $P_о = 50 \dots 400$ кН / м;

$$n_в – \text{частота вращения буровых ставов, } n_в = 1,5 \dots 3,0 \text{ с}^{-1}.$$

Требуемое удельное усилие подачи буровой штанги на забой скважины и частота вращения бурового става для станков шнекового бурения определяется по графику (рис. 4.2):

$$- P_о = 245 \text{ кН / м};$$

$$- n_в = 2,1 \text{ с}^{-1}.$$

$$\text{Тогда } U_б = 7,5 \times 245 \times 2,15 \times 10^{-2} / (3,2^2 \times 0,2) = 19,29 \text{ (м / ч)}.$$

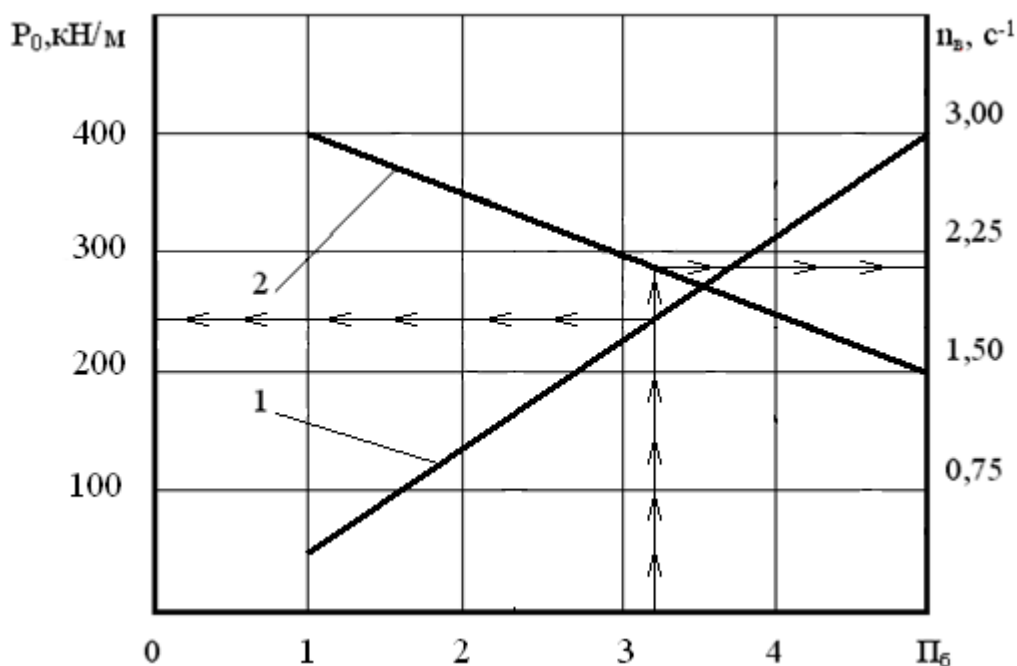


Рис. 4.2. График для определения удельного усилия подачи P_0 и частоты вращения бурового става n_c при шнековом бурении:

$$1 - P_0 = f(\Pi_b); 2 - n_c = f(\Pi_b)$$

5. Сменная производительность бурового станка СБР-200-24 определяется по формуле 2.15. При этом коэффициент, учитывающий внутрисменные простои бурового станка, $K_{np} = 0,85$; вспомогательное удельное время бурения взрывных скважин при шнековом бурении $t_g = 0,025 \dots 0,075$. Принимаем $t_g = 0,025$ ч / м.

Основное удельное время бурения скважин (t_o , ч / м) определяется по формуле 2.16.

Следовательно, $t_o = 1 / 19,29 = 0,052$ (ч / м).

Тогда сменная производительность бурового станка СБР-200-24 составит:

$$Q_b = 0,85 \times [8 - (0,5 + 1,0)] / (0,025 + 0,052) = 71,75 \text{ (м / смену)}.$$

Пример 4.3. Выбрать модель бурового станка пневмоударного (ударно-вращательного бурения), рассчитать техническую скорость бурения скважин и производительность бурового станка, если известно, что плотность железной руды $\gamma = 3,1$ т / м³, пределы прочности на сжатие, сдвиг и растяжение соответственно равны: $\sigma_{сж} = 175$ МПа; $\sigma_{сдв} = 24$ МПа; $\sigma_{раст} = 18$ МПа. Давление

в системе подачи сжатого воздуха в погружной пневмоударник $P = 0,6$ МПа. Форма долота пневмоударника – трехперьевая. Высота рабочего уступа $H_y = 15$ м. Угол откоса рабочего уступа $\alpha = 75^\circ$. Показатель трудности бурения железной руды $P_6 = 16,1$.

Решение:

1. Для бурения скважин в весьма крепких и весьма труднобуримых породах наиболее рациональным является пневмоударный вид бурения. Физика процесса пневмоударного (ударно-вращательного) бурения схожа с шарошечным бурением. Отличие заключается в способе создания усилия на рабочем инструменте. Долото для станка ударно-вращательного бурения снабжено твердосплавными зубками, которые внедряются в породу при ударном воздействии, передаваемом на него погружным пневмоударником или гидроударником через буровой став. При этом вращатель бурового станка непрерывно поворачивает буровой став, обеспечивая тем самым рассредоточенное внедрение зубков по всей поверхности забоя скважины.

В соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского железная руда по степени трудности бурения относится к весьма труднобуримым и весьма крепким горным породам IV класса, 17 категории, т.к. $15 < P_6 = 16,1 < 20$.

Выбор модели бурового станка ударно-вращательного бурения производится на основании расчетного диаметра взрывной скважины ($d_{скв}$, м – формула 2.13). При этом показатель трудности взрывания – эталонный удельный расход ВВ (формула 1.16)

$$q_9 = 2 \times 10^{-1} \times (175 + 24 + 18 + 3,1 \times 9,8) = 49,48 \text{ (г / м}^3\text{)}.$$

Следовательно, железная руда относится к трудновзрываемым породам III класса, 13 категории. Поэтому коэффициент сближения скважин $m = 0,85$.

$$\text{Тогда } d_{скв} = (15 \times \text{ctg } 75^\circ + 3) \times \sqrt[2]{3,1} / [30 \times (3 - 0,85)] = 0,192 \text{ м.}$$

Согласно технической характеристике (см. табл. П.33...П.36) наиболее рациональным является буровой станок СБУ-200, позволяющий бурить вертикальные и наклонные скважины глубиной до 34 м, диаметром 200 мм по породам с коэффициентом крепости $f > 6$.

Принимаем диаметр взрывной скважины $d_{скв} = 0,2$ м.

2. Техническая скорость бурения скважин (U_{δ} , м / ч) станками ударно-вращательного бурения определяется по формуле

$$U_{\delta} = 0,5 \times 10^{-3} \times W \times n_y / (K_4 \times \Pi_{\delta} \times K_{\phi} \times d_{\kappa}^2), \quad (4.6)$$

где W – энергия единичного удара изменяется от 200 до 420 Дж при увеличении давления (P) соответственно от 0,5 до 0,7 МПа. Принимаем $W = 310$ Дж, т.к. $P = 0,6$ МПа;

d_{κ} – диаметр долота с твердосплавными зубками $d_{\kappa} = 0,2$ м;

n_y – частота ударов пневмоударника зависит от диаметра долота. Она уменьшается от 37 до 19 с^{-1} соответственно при увеличении диаметра (d_{κ}) от 0,1 до 0,2 м. Принимаем $n_y = 19 \text{ с}^{-1}$;

K_4 – коэффициент, зависящий от величины Π_{δ} :

- $K_4 = 1,00$ при ($10 < \Pi_{\delta} \leq 14$);

- $K_4 = 1,05$ при ($15 < \Pi_{\delta} \leq 17$);

- $K_4 = 1,10$ при ($18 < \Pi_{\delta} \leq 25$). Принимаем $K_4 = 1,05$;

K_{ϕ} – коэффициент, учитывающий форму долота (при трехперьевых долотах – $K_{\phi} = 1$; при крестовых – $K_{\phi} = 1,1$). Принимаем $K_{\phi} = 1$.

Тогда $U_{\delta} = 0,5 \times 10^{-3} \times 310 \times 19 / (1,1 \times 16,1 \times 1,0 \times 0,2^2) = 2,945 / 0,708 = 4,2$ (м / ч).

3. Сменная производительность бурового станка СБР-200-24 определяется по формуле 2.15. При этом коэффициент, учитывающий внутрисменные простои бурового станка, $K_{np} = 0,85$; вспомогательное удельное время бурения взрывных скважин при пневмоударном бурении $t_{\epsilon} = 0,066 \dots 0,130$. Принимаем $t_{\epsilon} = 0,1$ ч / м.

Основное удельное время бурения скважин (t_o , ч / м) определяется по формуле 2.16.

Следовательно, $t_o = 1 / 4,2 = 0,24$ (ч / м).

Тогда сменная производительность бурового станка СБР-200-24 составит $Q_{\delta} = 0,85 \times [8 - (0,5 + 1,0)] / (0,1 + 0,24) = 16,2$ (м / смену).

Задание для самостоятельной работы №4

На основании расчетной величины показателя трудности бурения P_6 необходимо обосновать технически возможный вид бурения взрывных скважин, выбрать модель бурового станка, определить техническую скорость бурения скважин на карьере и производительность бурового станка. Исходные данные для решения задачи принять в соответствии с заданным вариантом (табл. 4.1).

Таблица 4.1

Исходные данные для определения параметров бурения взрывных скважин на карьере

Но- мер ва- ри- анта	Порода	Предел прочности по- род, МПа			Плот- ность поро- ды γ , т/м ³	Высота уступа H_y , м	Угол от- коса усту- па α , град	Давление сжатого воз- духа P , МПа
		на сжа- тие $\sigma_{сж}$	на сдвиг $\sigma_{сдв}$	на рас- тяже- ние $\sigma_{раст}$				
1	Известняк мягкий	26	5,1	2,7	2,2	5	65	-
2	Глинистый сланец	45	7,2	3,4	2,3	10	70	-
3	Песчаник на глинистом цементе	65	11,0	7,0	2,2	15	75	-
4	Песчаник на известковом цементе	110	16,0	10,0	2,4	5	80	-
5	Мрамор среднетрещиноватый	125	19,2	10,8	2,5	10	65	-
6	Гранит среднезернистый	140	22,0	15,0	2,6	15	70	-
7	Песчаник оруденелый	156	25,0	17,0	2,6	5	75	-
8	Железная руда	180	26,0	19,0	3,0	10	80	0,5
9	Аппатитнефелиновая руда	190	30,0	24,0	2,9	12	80	0,6
10	Железистый кварцит	220	32,0	21,0	3,2	15	75	0,6
11	Базальт	280	40,0	30,0	2,8	5	75	0,7
12	Аппатитнефелиновая руда	200	31,0	22,0	3,0	10	70	0,7
13	Песчаник оруденелый	165	27,0	20,0	2,7	12	80	-
14	Известняк мягкий	30	6,3	3,0	2,1	15	70	-
15	Глинистый сланец	50	8,0	3,6	2,4	5	65	-

Пример 4.4. Определить годовую производительность бурового станка 2 СБШ-200, сменная производительность которого составляет $Q_6 = 60$ м / смену, и количество станков данной модели, необходимых для подготовки рудного блока к разработке экскаватором ЭКГ-20А, при его сменной произ-

водительности $Q_{см} = 3\ 000\ \text{м}^3 / \text{смену}$, если известно, что высота уступа $H_y = 10\ \text{м}$, ширина блока при трехрядном расположении скважин $Ш_{в.б.} = 15\ \text{м}$, число рабочих дней в году $T_{раб} = 300\ \text{сут} / \text{год}$, количество рабочих смен за сутки – $n_{см} = \text{две смены} / \text{сут}$, время на бурение скважин и уборку руды из развала в блоке после взрыва $T_{б} = T_{э} = 6\ \text{сут}$. Число рядов взрывааемых скважин в блоке $N_{ряд} = 3\ \text{шт.}$ Расстояние между рядами и скважинами в ряду $a = b = 5\ \text{м}$. Длина скважины с перебуром $L_{скв} = 12\ \text{м}$. Коэффициент разрыхления руды в развале $K_p = 1,2$.

Решение:

1. Годовая производительность бурового станка ($Q_{б.год}$, м / год) определяется по формуле [8]

$$Q_{б.год} = Q_{б} \times k_u \times n_{см} \times T_{раб}, \quad (4.7)$$

где k_u – коэффициент использования бурового станка в течение одного года, $k_u = 0,75$.

$$Q_{б.год} = 60 \times 0,75 \times 2 \times 300 = 27\ 000\ (\text{м} / \text{год}).$$

2. Объем взрывааемого блока в целике ($V_{в.б.}$, м^3) определяется по формуле

$$V_{в.б.} = Q_{см} \times T_{э} / K_p, \quad (4.8)$$

где $T_{э}$ – время на выемку и погрузку руды из развала в блоке, $T_{э} = 12$ двенадцатичасовых смен.

$$V_{в.б.} = 3\ 000 \times 12 / 1,2 = 30\ 000\ (\text{м}^3).$$

3. Длина экскаваторного блока определяется по формуле

$$L_{бл} = V_{в.б.} / (H_y \times Ш_{в.б.}). \quad (4.9)$$

$$L_{бл} = 30\ 000 / (10 \times 15) = 200\ (\text{м}).$$

4. Суммарная длина взрывных скважин в блоке ($\sum L_{скв}$, м) определяется по формуле

$$\sum L_{\text{СКВ}} = (L_{\text{бл}}/a) \times N_{\text{ряд}} \times L_{\text{СКВ}}. \quad (4.10)$$

Тогда $\sum L_{\text{СКВ}} = (200/5) \times 3 \times 12 = 1\,440$ (м).

5. Необходимое количество буровых станков для подготовки экскаваторного блока к взрыву ($N_{\text{б.ст.}}$, шт.) определяется по формуле

$$N_{\text{б.ст.}} = \sum L_{\text{СКВ}} / (Q_{\text{б}} \times T_{\text{б}}), \quad (4.11)$$

где $T_{\text{б}}$ – время на бурение скважин в блоке, $T_{\text{б}} = 12$ восьмичасовых смен.

$$N_{\text{б.ст.}} = 1\,440 / (60 \times 12) = 2 \text{ (шт.)}.$$

Задание для самостоятельной работы №4.1.

Определить годовую производительность бурового станка и необходимое количество буровых станков для подготовки экскаваторного блока к разработке, согласно условиям, приведенным в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Исходные данные к расчету буровых работ на карьере

Но- мер ва- риан- та	$Q_{\text{см}}$, тыс.м ³ с	$Q_{\text{б}}$, м/с	$Ш_{\text{в.б.}}$, м	$H_{\text{у}}$, м	$n_{\text{см}}$, смен сут	$a = b$, м	$T_{\text{б}} = T_{\text{з}}$, смен	$N_{\text{ряд}}$, шт.	$L_{\text{скв}}$, м	$K_{\text{р}}$
1	2,5	50	12,0	12	3	6,0	30	2	15,0	1,15
2	0,9	40	21,0	10	2	7,0	20	3	12,5	1,40
3	1,3	55	19,5	15	3	6,5	24	3	18,0	1,30
4	2,0	45	15,0	7	2	7,5	30	2	8,5	1,25
5	1,4	60	16,0	10	3	8,0	15	2	12,3	1,35
6	3,1	85	24,9	12	2	8,3	16	3	16,0	1,20
7	0,8	70	15,6	15	3	7,8	21	2	17,5	1,18
8	1,5	90	14,2	7	2	7,1	18	2	8,0	1,27
9	2,2	75	13,6	12	3	6,8	27	2	13,2	1,34
10	1,7	65	24,6	10	2	8,2	14	3	10,0	1,29
11	2,1	80	27,0	15	3	9,0	33	3	17,0	1,22
12	1,9	55	17,0	10	2	8,5	22	2	11,8	1,30

Для всех вариантов принять $T_{\text{раб}} = 300$ сут.

ПРАКТИЧЕСКАЯ РАБОТА №5

Тема: «РАСЧЕТ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВВ НА КАРЬЕРАХ»

Цель работы. Приобретение практических навыков расчета эталонного и проектного удельного расхода ВВ, определения показателей взрываемости горной породы и параметров взрывных скважин.

Задачи практической работы:

1. Ознакомление с теорией.
2. Закрепление теоретических знаний:
 - в соответствии с вариантом (табл.5.1) рассчитать эталонный и проектный удельный расход ВВ;
 - на основании величины эталонного удельного расхода ВВ определить класс и категорию породы по трудности разрушения взрывом (классификация акад. В.В.Ржевско);
 - используя исходные данные (см. табл.5.1) определить длину скважины, забойки, заряда, перебура, вместимость скважины, сопротивление по подошве, число рядов скважин, параметры развала взорванной горной массы (ширина развала, высота развала, средний выход взорванной породы и средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале);
 - изобразить в двух проекциях схему расположения взрывных скважин на кступе;
 - показать конструкцию заряда ВВ в скважине
 - привести схему коммутации взрывной сети;
 - провести анализ выполненных расчетов и сделать выводы.

Порядок проведения практического занятия и распределение времени, мин:

- в начале занятия проводится опрос студентов по лекционному материалу, 10;
- после опроса для закрепления теоретических знаний студенты получают индивидуальные задания по вариантам и приступают к их выполнению, 10;
- самостоятельная работа студентов, 50;
- проверка, анализ самостоятельной работы студентов и предварительная оценка выполненной работы, 20.

Таблица 5.1

Исходные данные для расчета практической работы №5

В а	Порода			Модель экскава-	$\frac{H_{в,м}}{L_{\sigma,м}}$	α , град	τ , мс	Схема ком-	Фор ма
	характеристика на	предел пр-ти, МПа	плот-						

р и а н т	взрываемость	на сжа- тие $\sigma_{сж}$	на сдвиг $\sigma_{сдв}$	на рас- тяже- ние $\sigma_{раст}$	ность, γ , т/м ³	тора				мута- ции	сетки сква- жин
1	Известняк мягкий - легко взрыв, сильнотрещиноватый.	26,0	5,1	2,7	2,2	ЭКГ-5	$\frac{5}{80}$	65	25	поряд- ная	Ш а х
2	Глинистый сланец - легко взрыв, сильнотрещиноватый.	45,0	7,2	3,4	2,3	ЭКГ-5	$\frac{10}{40}$	70	25	то же	м а т
3	Песчаник на глинистом цементе - легко взрыв, сильнотрещиноватый.	65,0	11,0	7,0	2,2	ЭКГ-5	$\frac{15}{50}$	75	50	то же	н а я
4	Песчаник на известковом цементе - легко взрыв, среднетрещиноватый.	110,0	16,0	10,0	2,4	ЭКГ-8И	$\frac{20}{80}$	80	25	то же	Ш а х
5	Мрамор среднетрещиноватый - сред.тр.взрыв.	125,0	19,2	10,8	2,5	ЭКГ-8И	$\frac{10}{40}$	65	50	то же	м а т
6	Гранит среднезернистый - сред.тр.взрыв.	140,0	22,0	15,0	2,6	ЭКГ-8И	$\frac{15}{50}$	70	25	то же	н а я
7	Песчаник оруденелый - сред.тр. взрыв.	156,0	25,0	17,0	2,6	ЭКГ-12,5	$\frac{15}{60}$	75	50	то же	Ш а х
8	Железная руда (монолит) - сред.тр.взрыв.	180,0	26,0	19,0	3,0	ЭКГ-8И	$\frac{20}{40}$	80	25	то же	м а т
9	Аппатитнефелиновая руда (монолитная) - трудно взрыв.	190,0	30,0	24,0	2,9	ЭКГ-8И	$\frac{12}{50}$	80	50	то же	н а я
10	Железистый кварцит - трудно взрыв, монолитный.	220,0	32,0	21,0	3,2	ЭКГ-12,5	$\frac{15}{60}$	75	25	диаго- наль- ная	Ш а х
11	Базальт (среднетрещиноватый) - трудно взрыв.	280,0	40,0	30,0	2,8	ЭКГ-20	$\frac{15}{40}$	75	50	то же	м а т
12	Аппатитнефелиновая руда (трещиноватая) - труд. взр.	200,0	31,0	22,0	2,9	ЭКГ-6,3УС	$\frac{10}{50}$	80	50	то же	н а я
13	Песчаник оруденелый - трудно взрыв, монолитный.	165,0	27,0	20,0	2,7	ЭКГ-8И	$\frac{20}{80}$	75	25	то же	К в а
14	Известняк мягкий - легко взрыв, сильнотрещиноватый.	26,0	5,1	2,7	2,2	ЭКГ-8И	$\frac{15}{40}$	65	25	то же	д р
15	Глинистый сланец	45,0	7,2	3,4	2,3	ЭКГ-	$\frac{15}{50}$	65	50	то же	а

	- легко взрыв.					12,5	50				т
16	Песчаник на глинистом цементе - легко взрыв.	65,0	11,0	7,0	2,2	ЭКГ-8И	$\frac{10}{60}$	70	25	то же	н а
17	Песчаник на известковом цементе - легко взрыв.	110,0	16,0	10,0	2,4	ЭКГ-20	$\frac{12}{40}$	70	50	то же	я
18	Мрамор средне-трещиноватый - сред.тр.взрыв.	125,0	19,2	10,8	2,5	ЭКГ-5	$\frac{20}{50}$	75	25	то же	К
19	Гранит среднезернистый - сред.тр.взрыв.	140,0	22,0	15,0	2,6	ЭКГ-6,3УС	$\frac{15}{60}$	75	50	то же	в а д
20	Песчаник оруденелый- сред.тр.взрыв.	156,0	25,0	17,0	2,6	ЭКГ-6,3УС	$\frac{10}{40}$	75	50	то же	р а
21	Железная руда (трещиноватая) - сред.тр.взрыв.	180,0	26,0	19,0	3,0	ЭКГ-12,5	$\frac{12}{50}$	80	25	то же	т н а
22	Аппатитонепелиновая руда (монокристаллическая)-трудновзр.	190,0	30,0	24,0	2,9	ЭКГ-8И	$\frac{15}{60}$	80	50	то же	К
23	Железистый кварцит (трещиноватый) - трудновзр.	220,0	32,0	21,0	3,2	ЭКГ-5	$\frac{20}{40}$	75	25	то же	в а д
24	Базальт (монокристаллический)-трудно взрыв.	280,0	40,0	30,0	2,8	ЭКГ-8И	$\frac{10}{50}$	80	25	то же	р а
25	Аппатитонепелиновая руда (монокристаллическая)-трудновзр.	200,0	31,0	22,0	2,9	ЭКГ - 12,5	$\frac{12}{60}$	75	25	то же	т н а

Основные методические положения

Оценка взрываемости горных пород осуществляется по эталонному удельному расходу (г/м^3) взрывчатого вещества аммонита № 6 ЖВ (граммонита 79/21)

$$q_3 = 2 \cdot 10^{-1} \cdot [(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + \gamma \cdot g], \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ – предел прочности соответственно на сжатие, сдвиг и растяжение, МПа; γ – плотность горной породы, т/м^3 ; g – ускорение свободного падения, м/с^2 .

По трудности разрушения взрывом в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского все породы разделяются на 5 классов и 25 категорий: I класс – легко взрывающиеся (категории 1, 2, 3, 4, 5); $q_3 \leq 20 \text{ г/м}^3$; II класс – породы средней трудности взрывания (категории 6, 7, 8, 9, 10; $q_3 = 20,1 \dots 40 \text{ г/м}^3$); III класс – трудно взрывающиеся (категории 11, 12, 13, 14, 15; $q_3 = 40,1 \dots 60 \text{ г/м}^3$); IV класс – весьма трудно взрывающиеся (категории 16, 17, 18, 19, 20; $q_3 = 60,1 \dots 80 \text{ г/м}^3$); V класс – исключительно трудно взрывающиеся (96А категории 21, 22, 23, 24, 25; $q_3 > 80,1 \text{ г/м}^3$).

Проектный удельный расход ВВ (Q_n , г/м³)

$$Q_n = Q_э \cdot K_{вв} \cdot K_d \cdot K_{mp} \cdot K_{сз} \cdot K_v \cdot K_{он}, \quad (2)$$

где $K_{вв}$ – переводной коэффициент работоспособности эталонного ВВ по отношению к работоспособности применяемого ВВ; K_d – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления (при степени дробления $n = 2 \dots 4$ приближенно $K_d = 0,5 / d_{cp}$); d_{cp} – требуемый средневзвешенный размер куска взорванной породы, м

$$d_{cp} = (0,1 \dots 0,2) \times \sqrt[3]{E}, \quad (3)$$

где E – вместимость ковша применяемой модели экскаватора, м³; K_{mp} – коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва, связанные с трещиноватостью породы ($K_{mp} = 1,2 l_{cp} + 0,2$); l_{cp} – средний размер структурного блока в массиве, $l_{cp} = 0,2 \dots 0,4$ м – сильнотрещиноватый массив, $l_{cp} = 0,4 \dots 0,8$ м – среднетрещиноватый массив, $l_{cp} = 0,8 \dots 1,5$ м – слаботрещиноватый массив; $K_{сз}$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности заряда в скважине (табл. 5.2); если диаметр скважины отличается от значений, приведенных в табл. 5.2, коэффициент $K_{сз}$ определяется путем интерполяции или экстраполяции;

Таблица 5.2

Значения коэффициента сосредоточения заряда ВВ ($K_{сз}$)

Породы по взрываемости в массиве	Значения коэффициента $K_{сз}$ при диаметре скважин ($d_{скв}$, мм)		
	100	200	300
Легковзрываемые	0,95 ÷ 1,0	1,0	1,05 ÷ 1,1
Средневзрываемые	0,85 ÷ 0,9	1,0	1,2 ÷ 1,25
Трудновзрываемые	0,7 ÷ 0,8	1,0	1,35 ÷ 1,4

K_y – коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой породы

$$K_y = \begin{cases} \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}}, \text{ при } H_y \geq 15 \text{ м} \\ \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \text{ при } H_y \leq 15 \text{ м} \end{cases}; \quad (4)$$

$K_{он}$ – коэффициент, учитывающий число n_c свободных поверхностей (при $n_c = 5 - K_{он} = 1,5 \dots 2$; при $n_c = 4 - K_{он} = 2,5 \dots 3$; при $n_c = 3 - K_{он} = 3,5 \dots 4$; $n_c = 2 - K_{он} = 4,5 \dots 5,0$; при $n_c = 1 - K_{он} = 5,5 \dots 6,0$).

Параметры взрывных скважин (рис.5.1) определяется по следующим формулам:

Длина скважины (L_c , м)

$$L_c = (H_y + l_n) / \sin \beta, \quad (5)$$

где H_y – высота взрываемого уступа, м; β – угол наклона скважины к горизонту, градус; l_n – длина перебура скважины, $l_n = (10...13)d_c$ – легко взрывае-мые породы, $l_n = (13...14)d_c$ – средней трудности взрывания породы, $l_n = (14...15)d_c$ – трудно взрывае-мые породы, м; d_c – диаметр скважины, м.

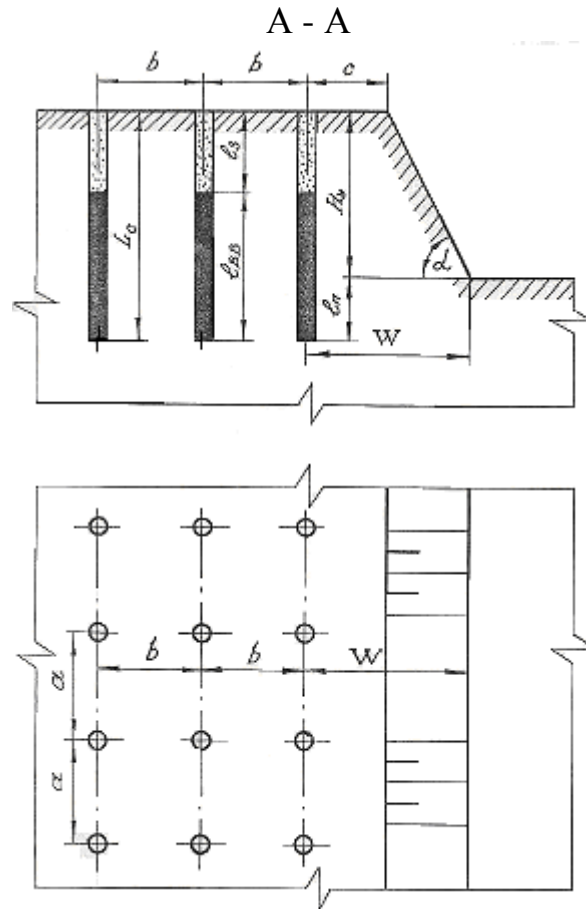


Рис.1. Схема расположения скважин на уступе:

a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами скважин, м; c – минимально-допустимое расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, $c = 3$ м; W – линия наименьшего сопротивления горных пород по подошве уступа, м; α – угол откоса уступа, град; L_c – длина скважины, м; l_{BB} – длина заряда ВВ, м; l_3 – длина забойки, м; l_n – длина перебура, м; H_y – высота уступа, м.

Длина забойки (l_3 , м) скважины

$$l_3 = (20...35)d_c \quad (6)$$

Верхний предел относится к сильнотрещиноватым породам, а нижний – практически к монолитным.

Длина заряда ВВ (l_{BB} , м)

$$l_{BB} = L_c - l_3; \quad (7)$$

Вместимость (p , кг/м) скважины

$$p = \pi d_c^2 \cdot \Delta / 4, \quad (8)$$

где Δ – плотность заряжания, при ручном заряджении $\Delta = 900...1000$ кг/м³, при механизированном – $\Delta = 1400...1600$ кг/м³.

Величина заряда в скважине ($q_{зар}$, кг) определяется по формуле

$$q_{зар} = l_{BB} \cdot p; \text{ или } q_{зар} = q_n \cdot a \cdot H_y \cdot W. \quad (9)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду, м;

Соппротивление по подошве уступа (W , м) определяется по формулам:

- исходя из достижения требуемой степени дробления породы (W_1 , м),

$$W_1 = (\sqrt{0,5 \times \rho^2 + 4 \times m \times q_n \times H_y \times L_c \times \rho} - 0,75 \times \rho) / (2 \times m \times q_n \times H_y), \quad (10)$$

где m – коэффициент сближения скважины ($m = a / W$), в большинстве случаев для легко взрывааемых пород коэффициент $m = 1,1 \dots 1,2$, для средне взрывааемых пород $m = 1,0 \dots 1,1$, для трудно взрывааемых пород $m = 0,85 \dots 1$ и тогда расстояние между скважинами в ряду (a , м) можно определить по формуле

$$a = m \cdot W. \quad (11)$$

- исходя из качественной проработки подошвы уступа (W_2 , м)

$$W_2 = 53 K_m d_c \sqrt{\frac{\Delta}{k_{\text{ев}} \times \gamma}}, \quad (12)$$

где K_m – коэффициент, учитывающий трещиноватость пород в массиве и равный для легко, средне и трудно взрывааемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1,0; $k_{\text{ев}}$ – коэффициент перевода применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ.

- исходя из условий обеспечения безопасного обруивания уступа (только при вертикальных скважинах)

$$W_3 \geq H_y \cdot \text{ctg} \alpha + C, \quad (13)$$

где α – угол откоса уступа, градус; C – минимально-допустимое расстояние от скважины до верхней бровки уступа ($C = 3$), м.

Принятая величина W должна отвечать следующим условиям:

$$W = W_{\min} \text{ из } W_1 \text{ и } W_2; W_{\min} \geq W_3. \quad (14)$$

Если это условие не соблюдается, то можно использовать одно из следующих мероприятий:

- применить наклонное бурение (если станок может бурить наклонные скважины);

- увеличить диаметр и вместимость скважины;

- использовать более мощное ВВ и уменьшить удельный расход ВВ;

- уменьшить коэффициент сближения скважин.

Расстояние между рядами скважин:

$$b = \begin{cases} a & \text{– при квадратной сетке скважин;} \\ a \times 0,85 & \text{– при шахматной сетке скважин.} \end{cases}$$

Параметры развала взорванной горной массы (ширина и высота развала) определяются соответственно по формулам:

Ширина развала (B , м) взорванной горной массы:

- при однорядном взрывании

$$B_o = k_\beta \times k_b \times H_y \sqrt{q_{\text{п}} \times 10^{-3}}, \quad (15)$$

где k_β – коэффициент учитывающий наклон скважины:

$$k_\beta = 1 + 0,5 \sin 2(90 - \beta); \quad (16)$$

k_b – коэффициент, учитывающий взрываемость породы, $k_b = 3,0 \dots 3,5$; $2,5 \dots 3,0$; $2,0 \dots 2,5$ – соответственно для легко, средне и трудно взрывааемых пород;

- при многорядном короткозамедленном взрывании

$$B_m = \kappa_3 B_o + (n_p - 1) b, \quad (17)$$

где n_p – число рядов скважин; κ_3 – коэффициент, зависящий от интервала замедления (определяется по данным табл.5.3).

Таблица 5.3

Значения коэффициента κ_3

Интервал замедления, мс	0	10	25	50	70 и более
Коэффициент κ_3	1	0,95	0,9	0,85	0,8

Средний выход (V_{2m} , м³/м) взорванной породы

$$V_{ГМ} = \left[\frac{H_y W a}{L_c} + (n_p - 1) \frac{H_y b a}{L_c} \right] \times \frac{1}{n_p}, \quad (18)$$

Высота развала (H_{po} , м):

- при однорядном взрывании

$$H_{po} = \frac{2 \cdot H_y \cdot W \cdot K_p}{B_o + p}; \quad (19)$$

$$p = 0,3(B_o - W) + 3,5; \quad (20)$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы в развале;

- при двух-, трехрядном взрывании $H_p = (0,8 \div 1,0) H_y$ или по формуле

$$H_p = H_y \times \sqrt[4]{n_p / (H_y \times q_n)}; \quad (21)$$

- при числе рядов скважин больше трех $H_p = (1,05 \div 1,3) H_y$.

Средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале при многорядном взрывании

$$K_p = 1 + \frac{0,6 \sqrt{10^{-3} q_n} d_{cp} \cdot (1,2 n_p + 1,7)}{n_p^{1,2}}. \quad (22)$$

Длина взрываемого экскаваторного блока определяется по формуле

$$L_{bl} = N_c \cdot n_c \cdot Q_3 / (A \cdot H_y), \quad (23)$$

где N_c – количество дней уборки горной породы из блока, сут; n_c – число рабочих смен в сут, смен; Q_3 – производительность экскаватора в смену, м³/смену; A – ширина блока (заходки), м.

$$Q_3 = 3600 \times E \times K_{н.к} \times K_{т.в} \times K_{ном} \times K_y \times K_{тр} \times T_{см} \times \eta_u / (T_u \times K_{р.к}), \quad (24)$$

где $K_{т.в}$ – коэффициент влияния технологии выемки горной породы

$$K_{т.в} = t_p / (t_p + t_{неп}), \quad (25)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, м³; $K_{н.к}$ – коэффициент наполнения ковша экскаватора; t_p – продолжительность непрерывной работы экскаватора, ч; $t_{неп}$ – время одной передвижки экскаватора, ч; $K_{ном}$ – коэффициент потерь экскавируемой породы; K_y – коэффициент управления (зависит от квалификации машиниста экскаватора); $K_{тр}$ – коэффициент обеспечения забоя

порожняком; $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; η_u – коэффициент использования экскаватора во времени.

Ширина взрываемого экскаваторного блока определяется по формуле

$$A = (B \cdot h_p - 0,42 \cdot h_p^2 / \sin 2\alpha) / (2 H_y \cdot K_p), \quad (26)$$

где B – ширина развала взорванной горной массы, м; H_p – максимальная высота развала, м; α – угол откоса уступа, град; K_p – коэффициент разрыхления горных пород при взрыве.

Число рядов скважин

$$n_p = A/b. \quad (27)$$

При отсутствии ограничений по ширине блока число рядов скважин выбирается таким, чтобы ширина не превышала двукратной ширины заходки экскаватора. Обычно $n_p = 3...4$.

Число скважин в одном ряду ($N_{скв}$, шт.) составляет

$$N_{скв} = L_{бл} / a. \quad (28)$$

Общий расход ВВ при производстве массового взрыва на уступе (Q , кг) определяется по формуле

$$Q = q_{зар} \times n_{скв}, \quad (29)$$

где $n_{скв}$ – общее количество скважин взрывааемых на уступе, шт.

$$n_{скв} = N_{скв} \times n_p. \quad (30)$$

Общий расход ВВ на один массовый взрыв можно также принять из расчета обеспечения взорванной горной массой экскаватора на 1...10 суток его работы по формуле

$$Q = Q_3 \times n_c \times N_c \times q_n, \quad (31)$$

где N_c – срок обеспечения экскаватора горной массой, сут; n_c число смен в сутки, смен.

Однако, если величина (Q , кг) определена по формуле (29), то можно, используя формулу (31), определить срок обеспечения экскаватора горной массой

$$N_c = Q / (Q_3 \times q_n \times n_c).$$

На основании результатов расчетов составляется проект на массовый взрыв, включающий выполненные в масштабе план и разрез взрываемого экскаваторного блока, конструкцию взрывной скважины, схему и таблицу основных показателей.

Число смен ($n_{см}$, смен), необходимое для уборки горной массы взорванного блока определяется по формуле

$$n_{см} = V_{в.б.} \times k_p \times k_{рез} / Q_3, \quad (32)$$

где $V_{в.б.}$ – объем взрываемого блока в целике, м³; $k_{рез}$ – коэффициент резерва, $k_{рез} = 1,2...1,3$.

$$V_{\text{в.б.}} = L_{\text{б.л.}} \times A \times H_y. \quad (33)$$

Поэтому для проверки средний выход взорванной породы с одного погонного метра скважины ($V_{\text{з.м.}}$, м³/м) можно определить через объем взрывае-мого блока в целике

$$V_{\text{з.м.}} = V_{\text{в.б.}} / \sum L_c \quad (34)$$

$$\text{или} \quad V_{\text{з.м.}} = [W + (n_p - 1) \times b] \times a \times H_y / (n_p \times L_c), \quad (35)$$

где $\sum L_c$ – суммарная длина скважин, пробуренных на уступе, п.м.

Пример 5.1. Определить проектный удельный расход ВВ при производ-стве массового взрыва на золоторудном карьере, если известно, что золото-содержащая руда плотностью $\gamma = 3,1$ т / м³ имеет предельные сопротивления разрушению на: сжатие $\sigma_{\text{сж}} = 180$ МПа; сдвиг $\sigma_{\text{сдв}} = 33$ МПа; растяжение $\sigma_{\text{раст}} = 20$ МПа. Рудный массив слаботрещиноватый.

Для бурения скважин применяется буровой станок вращательного бу-рения шарошечными долотами марки 2 СБШ-200Н. В качестве взрывчатого вещества используется Граммонит 79/21. Число свободных поверхностей при взрыве $n_c = 3$. Требуемая степень дробления руды $n_{\text{др}} = 2 \dots 4$.

На выемке и погрузке взорванной руды используется экскаватор пря-мая механическая лопата марки ЭКГ-5А. Высота рабочего уступа $H_y = 10$ м.

Решение:

1. По трудности разрушения взрывом в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского золотосодержащая руда относится к III классу, 14 кате-гории – трудновзрываеваемая, т.к. эталонный удельный расход ВВ (формула 1.16)

$$q_{\text{э}} = 2 \times 10^{-1} \times (180 + 33 + 20 + 3,1 \times 9,8) = 52,7 \text{ (г / м}^3\text{)}.$$

2. Проектный удельный расход ВВ (q_n , г / м³) определяется по формуле

$$q_n = q_{\text{э}} \times K_{\text{вв}} \times K_{\text{д}} \times K_{\text{тр}} \times K_{\text{с.з.}} \times K_y \times K_{\text{оп}}, \quad (2.24)$$

где $K_{\text{вв}}$ – переводной коэффициент работоспособности эталонного ВВ – (Аммонит 6ЖВ, $P_{\text{эм}} = 380$ см³) по отношению к работоспособности применя-емого ВВ – (Граммонит 79/21, $P_{\text{вв}} = 380$ см³), следова-тельно: $K_{\text{вв}} = P_{\text{эм}} / P_{\text{вв}} = 380 / 380 = 1$;

$K_{\text{д}}$ – коэффициент, учитывающий требуемую степень дробления (при степени дробления $n_{\text{др}} = 2 \dots 4$)

$$K_{\text{д}} = 0,5 / d_{\text{ср}}, \quad (2.25)$$

где $d_{\text{ср}}$ – средневзвешенный размер куска взорванной породы, м

$$d_{\text{ср}} = (0,1 \dots 0,2) \times \sqrt[3]{E}, \quad (2.26)$$

где E – вместимость ковша применяемой модели экскаватора, м³.

$$\text{Следовательно: } d_{\text{ср}} = 0,2 \times \sqrt[3]{5} = 0,2 \times 1,72 = 0,35 \text{ м.}$$

$$\text{Тогда: } K_{\text{д}} = 0,5 / 0,35 = 1,43;$$

K_{mp} – коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва, связанные с трещиноватостью породы

$$K_{mp} = 1,2 l_{cp} + 0,2, \quad (2.27)$$

где l_{cp} – средний размер структурного блока в массиве:

- $l_{cp} = 0,2 \dots 0,4$ м – сильнотрещиноватом;

- $l_{cp} = 0,4 \dots 0,8$ м – среднетрещиноватом;

- $l_{cp} = 0,8 \dots 1,5$ м – слаботрещиноватом.

Принимаем $l_{cp} = 1,0$ м, тогда $K_{mp} = 1,2 \times 1,0 + 0,2 = 1,4$;

$K_{cз}$ – коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности заряда в скважине (табл. 2.4).

Таблица 5.1

Значения коэффициента сосредоточенности заряда ВВ

Порода	Значения коэффициента $K_{cз}$ при диаметре скважин $d_{скв}$, мм		
	100	200	300
Легковзрываемая	0,95...1,0	1,0	1,05...1,1
Средневзрываемая	0,85...0,9	1,0	1,2...1,25
Трудновзрываемая	0,7...0,8	1,0	1,35...1,4

Для разрушения трудновзрываемой золотосодержащей руды при диаметре скважины $d_{скв} = 200$ мм степень сосредоточенности заряда в скважине $K_{cз} = 1,0$;

K_y – коэффициент, учитывающий влияние объема взрываваемой горной породы:

$$K_y = \begin{cases} \sqrt[3]{\frac{H_y}{15}}, \text{ при } H_y \geq 15 \text{ м} \\ \sqrt[3]{\frac{15}{H_y}}, \text{ при } H_y \leq 15 \text{ м} \end{cases}; \quad (2.28)$$

$$K_y = \sqrt[3]{15/10} = 1,15.$$

K_{on} – коэффициент, учитывающий число (n_c) свободных поверхностей: (при $n_c = 5$ $K_{on} = 1,5 \dots 2$; при $n_c = 4$ $K_{on} = 2,5 \dots 3$; при $n_c = 3$ $K_{on} = 3,5 \dots 4$; при $n_c = 2$ $K_{on} = 4,5 \dots 5,0$; при $n_c = 1$ $K_{on} = 5,5 \dots 6,0$).

Принимаем $K_{on} = 3,5$.

Тогда $q_n = 52,7 \times 1 \times 1,43 \times 1 \times 1,4 \times 1,15 \times 4,0 = 497$ (г / м³).

Пример 2.8. Определить основные показатели проекта на массовый взрыв при разработке угольного месторождения открытым способом, если известно, что сезонно-мерзлый среднетрещиноватый пласт бурого угля плотностью $\gamma = 1,2$ т / м³ имеет предельные сопротивления разрушению на: сжатие $\sigma_{сж} = 50$ МПа; сдвиг $\sigma_{сдв} = 20$ МПа; растяжение $\sigma_{раст} = 10$ МПа. На выемке и погрузке взорванного угля используется экскаватор прямая механическая лопата марки ЭКГ-8И. Высота и угол откоса рабочего уступа соответственно равны: $H_y = 10$ м, $\alpha = 80^\circ$. Длина и ширина экскаваторного блока соответственно равны $L_{б} = 67$ м, $Ш_{б} = 19$ м.

Для бурения скважин применяется буровой станок шнекового бурения СБР-125. В качестве взрывчатого вещества используется Игданит. Число свободных поверхностей при взрыве $n_c = 2$. Требуемая степень дробления руды $n_{др} = 2 \dots 4$. Заряжание скважин ручное.

Решение:

1. По трудности разрушения взрывом в соответствии с классификацией акад. В.В. Ржевского сезонно-мерзлый бурый уголь относится к I классу, 5 категории – легковзрываемаемая порода, т.к. эталонный удельный расход ВВ (формула 1.16)

$$q_5 = 2 \times 10^{-1} \times (50 + 20 + 10 + 1,2 \times 9,8) = 18,4 \text{ (г / м}^3\text{)}.$$

2. Работоспособность Игданита $P = 360 \text{ см}^3$, поэтому переводной коэффициент работоспособности ВВ

$$K_{вв} = P_{эм} / P_{вв} = 380 / 360 = 1,06.$$

3. Средневзвешенный размер куска взорванного угля зависит от вместимости ковша экскаватора и определяется по формуле 2.26

$$d_{cp} = 0,2 \times \sqrt[3]{8} = 0,2 \times 2,0 = 0,4 \text{ (м)}.$$

4. Коэффициент (K_d), учитывающий требуемую степень дробления угля ($n_{др} = 2 \dots 4$), определяется по формуле 2.25

$$K_d = 0,5 / 0,4 = 1,25.$$

5. Средний размер структурного блока угля (l_{cp} , м) зависит от трещиноватости массива. По условию пласт угля среднетрещиноватый, поэтому принимаем $l_{cp} = 0,8 \text{ (м)}$.

6. Коэффициент, учитывающий потери энергии взрыва, связанные с трещиноватостью породы ($K_{тр}$), определяется по формуле 2.27

$$K_{тр} = 1,2 \times 0,8 + 0,2 = 1,16.$$

7. Коэффициент, учитывающий степень сосредоточенности заряда в скважине ($K_{сз}$), определяется по табл. 2.3. Для бурения скважин по условию принят буровой станок СБР-125. Поэтому, учитывая диаметр скважины $d_{скв} = 125 \text{ мм}$, класс и категорию угля по взрываемости, принимаем $K_{сз} = 1,0$.

8. Коэффициент, учитывающий влияние объема взрывающегося угля, зависит от высоты рабочего уступа (формула 2.28)

$$K_y = \sqrt[3]{15/10} = 1,15.$$

9. Коэффициент, учитывающий число свободных поверхностей $K_{он} = 4$, т.к. по условию $n_c = 3$.

10. Проектный удельный расход ВВ (q_n , г / м³) определяется по формуле 2.24

$$q_n = 18,4 \times 1,06 \times 1,25 \times 1,16 \times 1,0 \times 1,15 \times 4,0 = 162,8 \text{ (г / м}^3\text{)}.$$

11. Длина взрывной скважины ($L_{скв}$, м) определяется по формуле

$$L_{скв} = (H_y / \sin \beta) + l_n, \quad (2.29)$$

где H_y – высота взрывающегося уступа (рис. 2.5), м; β – угол наклона скважины к горизонту, $\beta = 90^\circ$ град. (вертикальные скважины); d_c – диаметр скважины, м; l_n – длина перебура скважины:

- $l_n = (10...13) \times d_c$ – легко взрывающиеся породы;
- $l_n = (13...14) \times d_c$ – средней трудности взрывания породы;
- $l_n = (14...15) \times d_c$ – трудно взрывающиеся породы, м.

Для дальнейших расчетов принимается $l_n = 10,4 \times 0,125 = 1,3$ (м), т.к. уголь относится к легко взрываемым породам I класса.

Тогда $L_{СКВ} = (10 / 1) + 1,3 = 11,3$ (м).

12. Длина забойки (l_3 , м) зависит от диаметра скважины

$$l_3 = (20...35) \times d_c. \quad (2.30)$$

Верхний предел значений относится к сильно трещиноватым породам, а нижний – практически к монолитным. Поэтому принимаем $l_3 = 35 \times 0,125 = 4,4$ (м).

13. Ориентировочно длина заряда ВВ в скважине ($l_{ВВ}$, м) равна:

$$l_{ВВ.0} = L_{СКВ} - l_3, \quad (2.31)$$

$$l_{ВВ.0} = 11,3 - 4,4 = 6,9 \text{ (м)}.$$

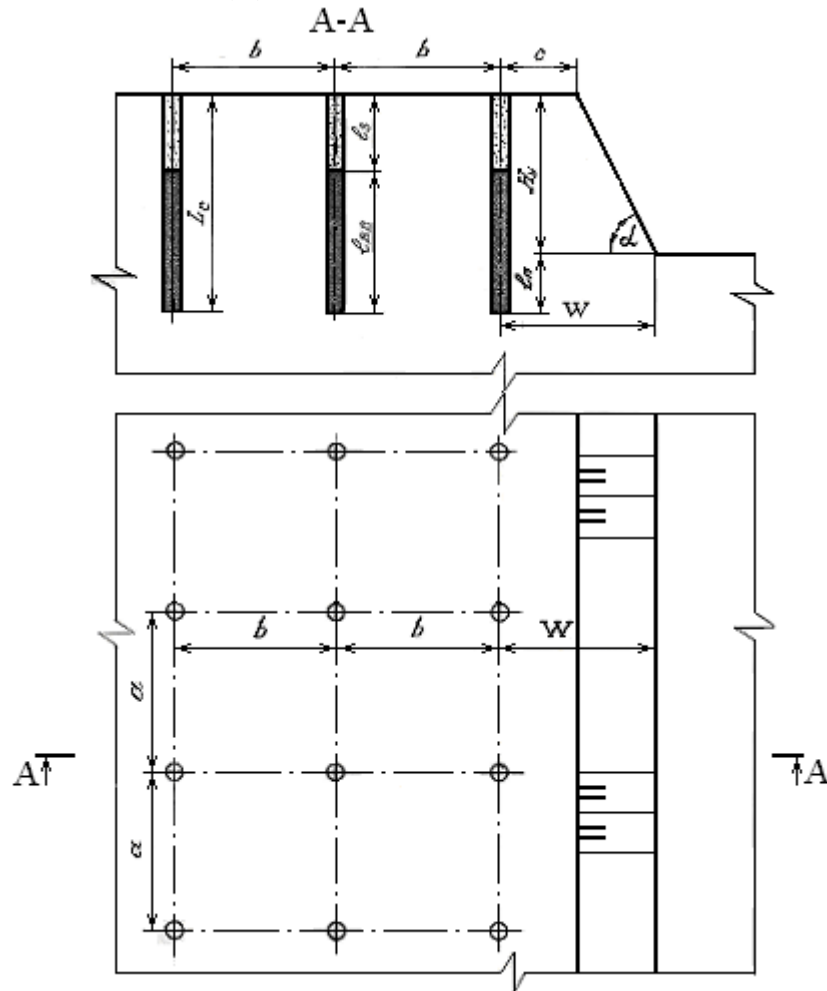


Рис. 5.1. Схема расположения скважин на уступе:

a – расстояние между скважинами в ряду, м; b – расстояние между рядами скважин, м; c – минимально-допустимое расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа, м; W – (СПП) сопротивление пород по подошве уступа, м; α – угол откоса уступа, град; L_c – длина скважины, м; $l_{ВВ}$ – длина заряда ВВ, м; l_3 – длина забойки, м; l_n – длина перебура, м; H_y – высота уступа, м

14. Вместимость скважины (ρ , кг / м) зависит от плотности заряжения заряда ВВ в скважине

$$\rho = \pi \times d_c^2 \times \Delta / 4, \quad (2.32)$$

где Δ – плотность заряжения, при ручном заряжении $\Delta = 900 \dots 1\,000$ кг / м³, при механизированном – $\Delta = 1\,400 \dots 1\,600$ кг / м³.

Тогда $\rho = 3,14 \times 0,125^2 \times 900 / 4 = 11$ (кг / м).

15. Расчет (СПП) сопротивления горных пород по подошве уступа (W , м) производится по формулам:

- исходя из достижения требуемой степени дробления угля

$$W_1 = (\sqrt{0,5 \times \rho^2 + 4 \times m \times q_n \times H_y \times L_{ске} \times \rho - 0,75 \times \rho}) / (2 \times m \times q_n \times H_y), \quad (2.33)$$

где m – коэффициент сближения скважин, принимаем $m = 1,2$.

$$W_1 = \frac{\sqrt{0,5 \times 11^2 + 4 \times 1,2 \times 0,163 \times 10 \times 11,3 \times 11 - 0,75 \times 11}}{2 \times 1,2 \times 0,13 \times 10} = 6,7 \text{ (м)};$$

- исходя из качественной проработки подошвы уступа

$$W_2 = 53 K_{mp} d_c \sqrt{\frac{\Delta}{k_{вв} \times \gamma}}, \quad (2.34)$$

где K_{mp} – коэффициент, учитывающий трещиноватость массива. Для среднетрещиноватого угля $K_{mp} = 0,5 \dots 0,9$. Принимаем $K_{mp} = 0,9$;

$k_{вв}$ – коэффициент перевода применяемого ВВ по отношению к эталонному ВВ, $k_{вв} = 360 / 380 = 0,95$;

Δ – плотность заряжения, $\Delta = 1\,000$ кг / м³, т.к. применяется ручное заряжение скважин;

γ – плотность бурого угля, $1\,200$ кг / м³.

$$\text{Тогда } W_2 = 53 \times 0,9 \times 0,125 \times \sqrt{\frac{1000}{0,95 \times 1200}} = 5,6 \text{ (м)}.$$

Для расчетов величина (W , м) принимается минимальной из двух полученных значений W_1 и W_2 , т.е. $W = W_{min} = W_2 = 5,6$ (м).

Безопасное бурение вертикальных скважин на уступе возможно при условии:

$$W = W_{min} \geq W_3, \quad (2.35)$$

где W_3 – минимально-допустимое по правилам безопасности сопротивление бурого угля по подошве уступа при бурении вертикальных скважин

$$W_3 \geq H_y \times ctg \alpha + C, \quad (2.36)$$

где α – угол откоса уступа, град.;

C – минимально-допустимое расстояние от скважины до верхней бровки уступа, $C = 3$ м.

$$W_3 = 10 \times 0,18 + 3 = 4,8 \text{ (м)}.$$

Если условие (формула 2.35) не соблюдается, то нужно использовать одно из следующих мероприятий:

- применить наклонное бурение скважин;
- увеличить диаметр скважины и, соответственно, ее вместимость;
- уменьшить удельный расход ВВ за счет использования более мощного;

- уменьшить коэффициент сближения скважин.

Условие (формула 2.35) соблюдается, т.к. $W_{min} = 5,6 \geq 4,8$ м. Поэтому бурение вертикальных скважин на уступе по нормали к горизонту возможно, т.е. $\beta = 90^\circ$.

16. Расстояние между скважинами в ряду (a , м) зависит от коэффициента сближения скважин и определяется по формуле

$$a = m \times W. \quad (2.37)$$

Тогда $a = 1,2 \times 5,6 = 6,7$ (м).

17. Расстояние между рядами скважин определяется в зависимости от схемы расположения скважин на уступе:

- 1) $b = a$ – при квадратной сетке скважин;
- 2) $b = a \times 0,85$ – при шахматной сетке скважин.

Принимаем $b = a = 6,7$ м, т.к. принята квадратная сетка скважин.

18. Величина заряда в скважине ($q_{зар}$, кг) определяется по формуле

$$q_{зар} = q_{II} \times a \times H_y \times b. \quad (2.38)$$

Тогда $q_{зар} = 0,163 \times 6,7 \times 10 \times 6,7 = 73,4$ (кг).

19. Длина заряда ($l_{вв}$, м) уточняется в зависимости от вместимости скважины

$$l_{вв} = q_{зар} / \rho. \quad (2.39)$$

Следовательно, $l_{вв} = 73,4 / 11 = 6,6$ (м).

Для улучшения дробления угля заряд ВВ средоточивается на два заряда (верхний и нижний рис. 2.5), между которыми создается воздушный промежуток ($l_{в.п.}$, м) равный

$$l_{в.п.} = l_{вв.0} - l_{вв} = 6,9 - 6,6 = 0,3 \text{ (м)}.$$

Нижний заряд ВВ в скважине взрывается медленнее на 30 мс. Величина нижнего заряда принимается равной 51,4 кг (70 %), а верхнего – 22 (30 %).

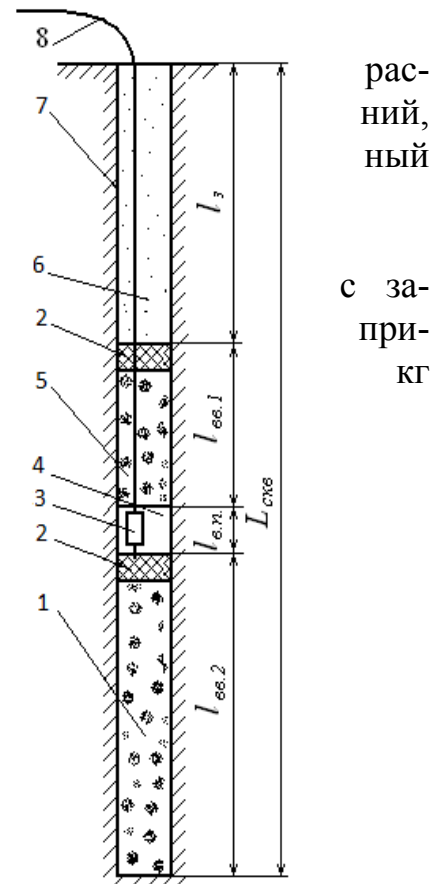


Рис. 5.2. Конструкция рассредоточенного заряда ВВ:

1 – нижний заряд ВВ в скважине; 2 – патрон-боевик; 3 – реле пиротехническое РП-8; 4 – воздушный промежуток; 5 – верхний заряд ВВ в скважине; 6 – забойка; 7 – скважина; 8 – детонирующий шнур ДША; $L_{скв}$ – длина скважины, м; $l_{вв.1}$ и $l_{вв.2}$ – соответственно длина верхнего и нижнего заряда ВВ, м; $l_{в.л.}$ – длина воздушного промежутка, м; l_3 – длина забойки, м

20. Параметры развала бурого угля после взрыва на уступе определяются по формулам:

а) ширина развала угля (B , м), разрушенного взрывом:

- при однорядном взрывании

$$B_o = k_\beta \times k_b \times H_y \sqrt{q_{\Pi} \times 10^{-3}}, \quad (2.40)$$

где k_β – коэффициент, учитывающий наклон скважины:

$$k_\beta = 1 + 0,5 \times \sin 2(90 - \beta), \quad (2.41)$$

$$k_\beta = 1 + 0,5 \times \sin 2(90 - 90) = 1;$$

k_b – коэффициент, учитывающий взрываемость породы:

- $k_b = 3,0 \dots 3,5$ – для легко взрывааемых пород;

- $k_b = 2,5 \dots 3,0$ – для пород средней трудности взрывания;

- $k_b = 2,0 \dots 2,5$ – для трудно взрывааемых пород.

Принимаем $k_b = 3,5$;

$$B_o = 1 \times 3,5 \times 10 \times \sqrt{163 \times 10^{-3}} = 14 \text{ (м)};$$

- при многорядном короткозамедленном взрывании

$$B_m = k_3 \times B_o + (n_p - 1) \times b, \quad (2.42)$$

где n_p – число рядов скважин, $n_p = Ш_6 / W = 19 / 6,7 = 3$ ряда;

k_3 – коэффициент, зависящий от интервала замедления (определяется по данным табл. 2.5).

Таблица 5.2

Значения коэффициента k_3

Интервал замедления, мс	0	10	30	50	70 и более
Коэффициент k_3	1	0,95	0,9	0,85	0,8

Интервал замедления (τ , мс) определяется по формуле

$$\tau = K \times W, \quad (2.43)$$

где K – коэффициент, зависящий от взрываемости породы:

- $K = 5 \dots 6$ мс / м – для легко взрывааемых пород;

- $K = 3 \dots 4$ мс / м – для пород средней трудности взрывания;

- $K = 1,5 \dots 2,5$ мс / м – для трудно взрывааемых пород.

Принимаем $K = 5,3$. Тогда $\tau = 5,3 \times 5,6 = 30$ мс.

Следовательно, $k_3 = 0,9$.

$$B_m = 0,9 \times 14 + (3 - 1) \times 6,7 = 26 \text{ (м);}$$

б) высота развала (H_p , м) при трехрядном взрывании

$$H_{p.m} = H_y \times \sqrt[4]{n_p / (H_y \times q_{п})}; \quad (2.44)$$

$$H_{p.m} = 10 \times \sqrt[4]{3 / (10 \times 0,163)} = 11,6 \text{ (м);}$$

в) средний выход ($V_{зм}$, м³/м) взорванного угля с 1 м скважины

$$V_{г.м} = [W + (n_p - 1) \times b] \times a \times H_y / (n_p \times L_{скв}). \quad (2.45)$$

$$V_{зм} = [5,6 + (3 - 1) \times 6,7] \times 6,7 \times 10 / (3 \times 11,3) = 37,5 \text{ (м}^3\text{/м)}.$$

21. Число скважин в одном ряду ($N_{скв}$, шт.) составляет

$$N_{скв} = L_{ол} / a. \quad (2.46)$$

$$N_{скв} = 67 / 6,7 = 10 \text{ (шт.)}.$$

22. Общий расход ВВ при производстве массового взрыва на уступе (Q , кг) определяется по формуле

$$Q = q_{зар} \times n_{скв}, \quad (2.47)$$

где $n_{скв}$ – общее количество скважин, взрывааемых на уступе, шт.

$$n_{скв} = N_{скв} \times n_p. \quad (2.48)$$

$$n_{скв} = 10 \times 3 = 30 \text{ (шт.)}.$$

$$\text{Тогда: } Q = 73,4 \times 30 = 2\,202 \text{ (кг)}.$$

Задание для самостоятельной работы №12

1. Согласно условиям, приведенным в табл. 5.2, 5.3, определить длину скважины (L_c , м), забойки (l_z , м), заряда ($l_{вв}$, м), перебура (l_n , м) и сопротивление по подошве уступа (W_1, W_2, W_3, W , м); число рядов скважин (n_p , шт.) и общее количество скважин, взрывааемых на уступе ($n_{скв}$, шт.); вместимость скважины (ρ , кг/м); массу заряда ВВ в скважине ($q_{зар}$, кг) и общий расход ВВ на взрыв (Q , кг); ширину (B , м) и высоту развала (H , м), средний выход взорванной породы с 1 м скважины ($V_{зм}$, м³/м).

2. Представить графический материал проекта на массовый взрыв:

- изобразить в двух проекциях схему расположения взрывных скважин на уступе;

- показать конструкцию заряда ВВ в скважине.

Таблица 5.3

Характеристика породы и параметры взрываемого блока

Но- мер- вари- ри- анта	Порода				плотность γ , т/м ³	$\frac{H_y, \text{ м}}{L_{ол}, \text{ м}}$	α , град	$Ш_{б}$, м
	характеристика	предел прочности, МПа						
		$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сдв}$	$\sigma_{раст}$				
1	Известняк мягкий сильнотрещиноватый	26	5	3	2,2	$\frac{5}{80}$	65	21
2	Глинистый сланец сильнотрещиноватый	45	7	5	2,3	$\frac{10}{40}$	70	16

3	Песчаник на глинистом цементе сильнотрещиноватый	65	11	9	2,2	$\frac{15}{50}$	75	15
4	Песчаник на известковом цементе среднетрещиноватый	110	16	10	2,4	$\frac{20}{80}$	80	18
5	Мрамор среднетрещиноватый	125	19	11	2,5	$\frac{10}{40}$	65	24
6	Гранит среднезернистый	140	22	15	2,6	$\frac{15}{50}$	70	14

Окончание табл. 5.3

Но- мер- вари- ри- анта	Порода характеристика	предел прочности, МПа			плотность γ , т/м ³	$\frac{H_y, м}{L_0, м}$	α , град	$Ш_б$, М
		$\sigma_{сж}$	$\sigma_{сдв}$	$\sigma_{раст}$				
7	Песчаник оруденелый	156	25	17	2,6	$\frac{15}{60}$	75	11
8	Слаботрещиноватая железная руда	180	26	19	3,0	$\frac{20}{40}$	80	12
9	Апатитнефелиновая слаботрещиноватая руда	190	30	24	2,9	$\frac{12}{50}$	80	18
10	Железистый кварцит, слаботрещиноватый	220	32	21	3,2	$\frac{15}{60}$	85	21
11	Базальт среднетрещиноватый	280	40	30	2,8	$\frac{15}{40}$	85	24

Таблица 5.4

Исходные данные для расчета проекта на массовый взрыв

Но- мер- вари- ри- анта	Заряжание скважин	Применяемое ВВ	Марка бурового станка	Модель экскаватора	Требуемая степень дробления породы, $n_{др}$	Число свободных поверхностей, n_c	Форма расположения скважин на уступе
1	Ручное	Игданит	СБР-160	ЭКГ-5	2-4	2	Ш а х м а т н а я
2	Механизи- рованное	Игданит	СБР-200	ЭКГ-8И	2-4	2	
3	Ручное	Гранулит М	2СБШ-200	ЭКГ-12,5	2-4	2	
4	Механизи- рованное	Гранулит М	2СБШ-200	ЭКГ-20	2-4	3	
5	Ручное	Граммонит 79/21	2СБШ-200	ЭКГ-5	2-4	3	П р я м о у г о л ь н а я
6	Механизи- рованное	Гранулит АС-4	СБШ-250МН	ЭКГ-8И	2-4	3	
7	Ручное	Карбатол ГЛ-10В	СБШ-250МН	ЭКГ-12,5	2-4	2	
8	Механизи- рованное	Акватол	СБШ-250МНА	ЭКГ-20	2-4	2	
9	Ручное	Гранулит АС-4	СБШ-250МНА	ЭКГ-5	2-4	3	
10	Механизи- рованное	Граммонит 79/21	СБШ-320	ЭКГ-12,5	2-4	3	
11	Ручное	Акватол	СБШ-320	ЭКГ-20	2-4	2	