

ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

ЕСТЕСТВЕННО-ТЕХНИЧЕСКИЙ ФАКУЛЬТЕТ

Кафедра «Физические процессы горного производства»

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

**Учебное пособие
для студентов высших горных
учебных заведений**

Бишкек 2015

УДК 622.271

О 83

Рецензенты:

Ш.А. Мамбетов – д-р техн. наук, акад. ИА КР, профессор,

Э.М. Мамыров – д-р геол.-минер. наук, профессор,

К.Т. Тажикаев – д-р техн. наук, профессор

Рекомендовано к изданию Ученым советом КРСУ

О 83 ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ: учебное пособие для студентов высших горных учебных заведений / сост.: М.М. Шамсутдинов, Э.В. Лупинин. Бишкек: Изд-во КРСУ, 2015. 182 с.

Настоящая работа является учебным пособием по разделу «Открытые горные работы» дисциплины «Технология горного производства» специальности 131201 «Физические процессы горного производства» квалификации Горный инженер.

Приведены основные понятия процессов открытых горных работ. Даны краткие сведения о добычном, выемочно-погрузочном и транспортном оборудовании.

Пособие может быть полезно студентам при выполнении контрольных работ, курсовых и дипломных проектов, а также при изучении материала при подготовке к зачетно-экзаменационной сессии по предмету. Пособие также может быть полезно преподавателям при подаче теоретического материала и проведении практических занятий.

© ГОУВПО КРСУ, 2015

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

1. Терминология

Открытыми горными работами в горном деле называют совокупность горных работ, производимых с целью добычи полезных ископаемых и создания различных выемок и котлованов. Наибольших масштабов открытые горные работы достигают при добыче полезных ископаемых. При открытой разработке месторождений горные работы подразделяются на *вскрышные* (отбойка, выемка, перемещение и размещение пустых вскрышных пород на отвалах) и *добычные* (отбойка, выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого). Отношение объемов вскрышных пород к объемам добычи называется *коэффициентом вскрыши*.

Элементы карьера

Карьером называется горное предприятие, осуществляющее добычу полезного ископаемого открытым способом. С другой стороны, под этим термином понимается совокупность горных выработок, служащих для открытой разработки месторождений полезных ископаемых самостоятельной *производственно-хозяйственной единицей*. Таким образом, термин *карьер* имеет два значения – административно-хозяйственное и техническое. Как правило, термин *карьер* применяется при разработке рудных, нерудных полезных ископаемых и строительных материалов. При добыче угля открытым способом применяется термин – *разрез*. Россыпные месторождения разрабатываются горными предприятиями, называемыми *приисками*.

Месторождение полезных ископаемых или часть его с массивом вмещающих (покрывающих и подстилающих) пустых пород, отведенное для отработки одним карьером называется *карьерным полем*. На карьере (разрезе) извлечение пустых пород и полезного ископаемого производится горизонтальными слоями на разных уровнях – как правило, выемка породы производится на верхнем уровне, а добыча полезного ископаемого –

на нижнем, с опережением нижних слоев верхними. Поэтому карьер представляет собой ряд ступеней (рисунки 1 и 2).

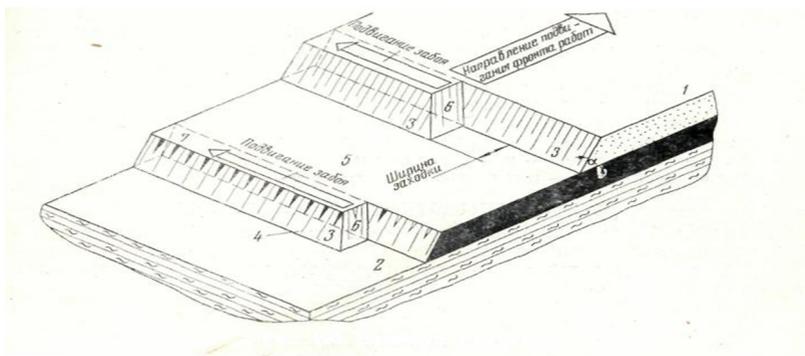


Рисунок 1 – Расположение элементов уступа карьера:

- 1 – верхняя площадка уступа (кровля); 2 – нижняя площадка уступа (подошва); 3 – откос уступа;
- 4 – нижняя бровка уступа; 5 – верхняя бровка уступа;
- 6 – забой уступа

Часть толщи горных пород в карьере в форме ступени, разрабатываемая самостоятельными средствами выемки и транспорта, называется **уступом**. Часть уступа (по его высоте), разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемая общим для всего уступа транспортом, называется **подуступом**. Различают следующие элементы уступа: **площадки, откосы и бровки**. **Верхняя площадка уступа (кровля) 1 и нижняя площадка уступа (подошва) 2** – горизонтальные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте. Если на площадках уступа размещается выемочно-погрузочное оборудование, то они называются **рабочими**, в противном случае – **нерабочими площадками**. Рабочие площадки, на которых расположено горное и транспортное оборудование, называют **рабочим горизонтом уступа**. Горизонты карьера имеют абсолютные высотные отметки относительно уровня Балтийского моря или условные, относительно постоянной абсолютной отметки на поверхности карьера. Рабочие площадки уступов соединяются между собой **бермами**.

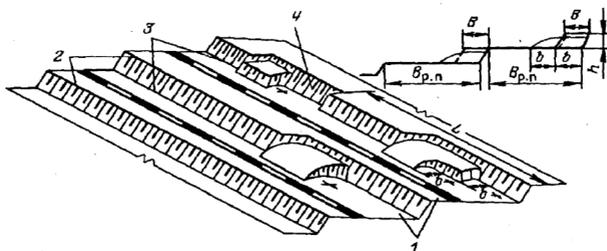


Рисунок 2 – Элементы уступа при использовании ж.д. транспорта: 1 – уступы; 2 – верхние бровки уступов; 3 – нижние бровки уступов; 4 – откос уступа; B – заходка по целику; b – ширина заходки в развале горной массы; L – длина блока

Площадка между уступами, оставляемая на нерабочем борту карьера для повышения устойчивости бортов карьера и задержания осыпающихся с откоса кусков породы, называется **предохранительной бермой**. Если эта площадка служит для размещения транспортных коммуникаций, то ее называют **транспортной бермой**. Наклонная, а иногда и вертикальная поверхность уступа, ограничивающая его со стороны выработанного пространства, называется **откосом уступа** 3. Угол наклона откоса к горизонту называется **углом откоса** уступа α . Линия пересечения откоса уступа с его верхней или нижней площадками называется **бровкой уступа**. На каждом уступе различают **верхнюю** 5 и **нижнюю** 4 **бровки уступа**. Поверхность, являющаяся непосредственным объектом горных работ, называют **забоем уступа** 6. Забоем уступа может быть его торец или откос, в зависимости от типа применяемых экскаваторов и схемы маневровых работ автосамосвалов. Разработка уступов ведется последовательными параллельными полосами, которые называются **заходками**. При большой длине заходки могут делиться на **блоки**, разрабатываемые самостоятельными средствами выемки и транспорта. Длина заходки определяет **фронт работы уступа**. Боковые поверхности, состоящие из откосов и площадок отдельных уступов и ограничивающие карьер, называются **бортами карьера**. Различают **рабочий борт карье-**

ра, на котором ведутся горные работы и **нерабочий борт**, если на нем отсутствуют добычные или вскрышные работы.

В результате разработки месторождения или его части образуется **выработанное пространство**. Его глубина при разработке крутопадающих залежей может достигать нескольких сотен метров. На поверхности земли выработанное пространство ограничивается **границами карьерного поля**, а по глубине – **дном карьера**. Эти показатели определены **лицензией** и **техническим проектом** при оформлении документов на разработку выделенного участка.

Доступ с поверхности земли к месторождению (вскрытие месторождения) или его части обеспечивается проведением **капитальных траншей**.

Траншеей называется открытая горная выработка, пройденная вне карьерного поля или в пределах его с целью обеспечения доступа с земной поверхности к месторождению.

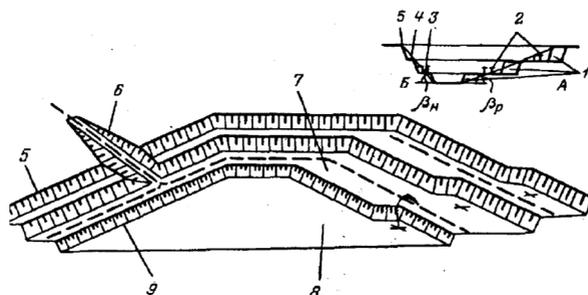


Рисунок 3 – План и разрез карьера: 1 – уступы; 2 – рабочие площадки; 3 – транспортная берма; 4 – предохранительная берма; 5 – верхний контур карьера; 6 – капитальная траншея; 7 – эксплуатационное пространство; 8 – выработанное пространство; 9 – нижний контур карьера; А – нерабочий борт карьера; Б – рабочий борт карьера; β_n – угол откоса нерабочего борта карьера; β_p – угол откоса рабочего борта карьера

По дну траншей прокладываются дороги для перемещения пустых пород и добытого полезного ископаемого из карьера к

месту размещения и подача в карьер материалов, оборудования и людей железнодорожным, автомобильным, конвейерным или другим видом транспорта.

Траншея, проводимая для создания фронта работ на уступах, называется **разрезной**. Как правило, разрезные траншеи проходят горизонтальными уступами, в то время как капитальные траншеи имеют уклон, по величине зависящий от вида применяемого транспорта.

Капитальные траншеи называют **внешними**, если их проходят вне контура карьера, и **внутренними**, если их располагают внутри карьера.

Для добывания полезного ископаемого приходится удалять пустую породу, покрывающую или подстилающую месторождение. Удаляемые пустые породы называют **вскрышей**. Породы вскрыши размещаются или в самом карьере, точнее в выработанном пространстве карьера, и образуют **внутренние отвалы**, или за пределами карьерного поля и тогда они называются **внешними отвалами**.

2. Этапы открытой разработки

Разработка месторождений открытым способом ведется по следующим основным этапам:

производится выбор участка, т. е. определение контура карьера в пределах отведенного рудного поля и направления фронта эксплуатационных работ;

осуществляется **подготовка поверхности месторождения**, состоящая из:

а) удаления естественных (леса, ручьи, озера, болота и т. д.) и искусственных (здания, сооружения, дороги, линии электропередач, лесополос и др.) препятствий для производства открытых горных работ;

б) снятия и складирования продуктивного слоя земли для последующей рекультивации нарушенной поверхности;

производится предварительное осушение месторождения для удаления подземных вод из месторождения и окружающих его пород. Одновременно с ним проводится ограждение место-

рождения от проникновения вод извне. В последующем при планомерной разработке месторождения ведется дренаж, т. е. систематическое удаление воды, проникающей в карьер извне или оставшейся в месторождении;

осуществляется вскрытие месторождения и его подготовка путем проведения горнокапитальных выработок, капитальных и разрезных траншей;

производятся вскрышные и отвальные работы, имеющие целью удаление пустых пород и размещение их в отвалах;

производятся добычные работы, заключающиеся в извлечении полезного ископаемого.

После нормального развития работ в карьере добычные и вскрышные работы ведутся параллельно, при этом опережение объемов выемки по вскрыше над объемами по добыче составляет величину, называемую *коэффициентом вскрыши*.

3. Геометрический анализ карьерных полей

Определение коэффициента вскрыши методом трапеций

Для геометрического анализа карьерных полей необходимо выполнить следующие построения:

1. Определяется ширина подошвы разрезной траншеи (для автотранспорта – около 25 м) и в соответствии с принятой схемой вскрытия выбирается ее местоположение для каждого этапа работ. Этапы работ в простых условиях назначаются через 1–3 уступа, в сложных – для каждого из них и по этапу присваивается порядковый номер, затем определяют высотные отметки подошвы разрезных траншей.

2. Посередине между каждыми двумя смежными положениями подошвы разрезных траншей проводят горизонтальную (среднюю) линию.

3. Для каждого этапа проводятся линии откоса рабочих бортов со стороны висячего и лежачего боков залежи до встречи с поверхностью земли или контуром карьера. Линии бортов карьера можно вычерчивать ломаными или криволинейными.

4. Проводится вертикальная ось, на которую переносят отметки подошвы разрезных траншей по каждому этапу. На горизонтальных линиях графика, т. е. на продлении средних линий профиля откладывают для каждого этапа ординаты, выражающие объемы горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород.

5. Измерителем определяют сумму всех горизонтальных отрезков между границами этапа, в том же масштабе она откладывается на линии ординат, проходящей посередине между конечными отметками данного этапа.

6. Аналогично, суммированием всех отрезков средних горизонтальных линий по всем рудным телам, определяются ординаты полезного ископаемого.

7. График горной массы и полезного ископаемого получается при соединении конечных точек соответствующих ординат.

8. Для определения текущего коэффициента вскрыши делят ординату вскрыши на ординату полезного ископаемого и в масштабе наносят на график.

9. Общая площадь, заключенная между начальной и конечной ординатами графиком горной массы и осью абсцисс, соответствует в масштабе общей площади горной массы, извлекаемой по данному геологическому профилю до конечной глубины карьера.

10. Площадь, заключенная между графиком полезного ископаемого и осью абсцисс, соответствует в масштабе площади извлекаемого полезного ископаемого, а площадь между графиком вскрышных пород и осью абсцисс – площади вскрышных пород.

11. Определение площадей легко производится с помощью таблицы, для чего значения ординат вскрышных пород и полезного ископаемого, которые есть средние линии траншей, умножают на высоту каждого этапа в масштабе. Нарастающим итогом показывается сумма площадей полезного ископаемого и вскрышных пород. Делением суммы площадей вскрывающихся пород на сумму площадей полезного ископаемого находят значения среднего коэффициента вскрыши для всех этапов. Коэф-

фициент вскрыши можно получить аналогичными действиями по отношению к соответствующим суммам ординат.

12. Натуральные величины извлекаемых объемов в блоке получаются умножением площади на квадрат масштаба чертежа и на длину блока по простиранию.

По результатам построений устанавливаются:

- условные объемы добытого полезного ископаемого,
- условные объемы горной массы,
- условные объемы вскрыши,
- текущие коэффициенты вскрыши.

Задача решается графическим методом трапеций, имея в виду наличие конечных контуров карьера.

4. Вскрытие месторождений при открытой разработке

Вскрытие месторождений при открытой разработке обычно осуществляется капитальными траншеями. Такие способы вскрытия называются траншейными. В отдельных случаях вскрытие может быть произведено без проведения траншей, например, при использовании транспортно-отвальных мостов. Такой способ вскрытия называется *бестраншейным*. При траншейном способе вскрытия применяются различные схемы вскрытия, различающиеся по наличию, положению, количеству и назначению траншей.

Капитальные траншеи могут вскрывать все уступы данного карьера, группу уступов или один уступ. В зависимости от этого капитальные траншеи называются соответственно *общими* (зависимыми), *групповыми* и *отдельными* (независимыми).

Вскрытие отдельными траншеями (рисунок 4) обычно применяют при горизонтальном или пологом залегании месторождения при небольшой мощности вскрыши и полезного ископаемого, а следовательно, и при небольшом количестве уступов (два-три уступа). В этом случае каждый уступ готовится отдельной независимой капитальной траншеей, в зависимости от гор-

нотехнических условий, с внутренним или внешним заложением траншеи. При этом одна траншея обслуживает верхний, вскрышной уступ, а другая – нижний, добычной уступы.

Вскрытие общими траншеями (рисунок 6) применяют при разработке пологих и крутых месторождений, залегающих на большой глубине. Число уступов в карьере может достигать шестидесяти и более. Все уступы обслуживаются одной общей траншеей внешнего или внутреннего заложения.

Проведение независимых траншей на каждый уступ сопряжено с необходимостью выполнения большого объема горнокапитальных работ, что особенно связывается с увеличением глубины карьера.

Поэтому при большой глубине карьера стремятся по возможности объединить все капитальные траншеи карьера в одну общую, снижая тем самым объемы горнокапитальных работ. Вместе с тем, грузопотоки полезного ископаемого и пустых пород вскрыши со всех уступов карьера оказываются сосредоточенными в одной общей траншее, что значительно осложняет транспортную развязку.

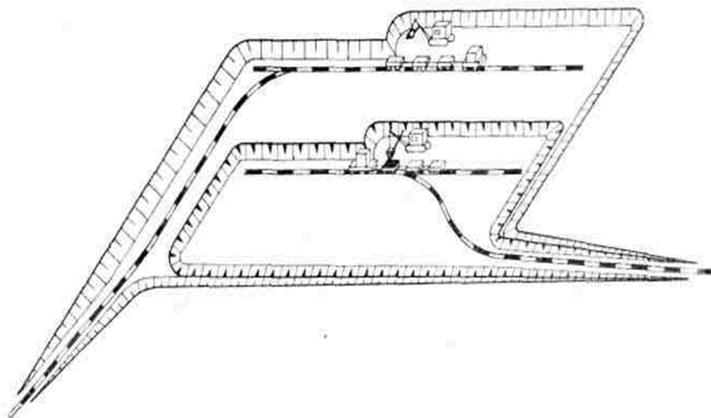


Рисунок 4 – Вскрытие месторождения отдельными капитальными траншеями с внешним заложением

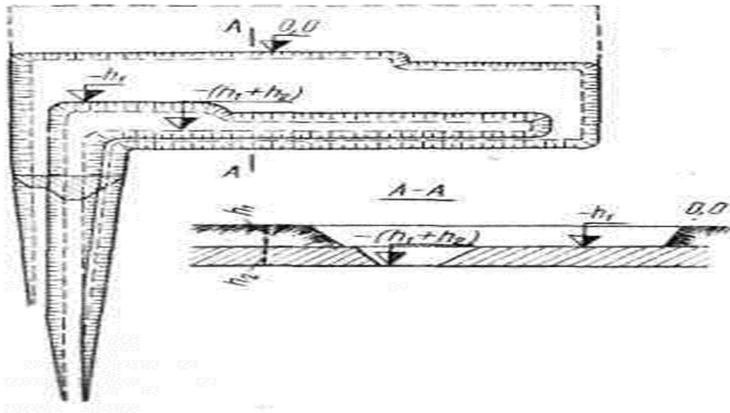


Рисунок 5 – Траншеи в карьере:
 1 – капитальная траншея; 2 – разрезная траншея; 3 – капитальные полутраншеи;
 4 – разрезные полутраншеи

Особо глубокие карьеры (глубиной 200–300 м и более) вскрывают обычно одной общей капитальной траншеей с внутренним заложением, что позволяет обеспечить значительное снижение затрат по горнокапитальным работам.

5. Горно-капитальные работы

К горно-капитальным относят работы, выполняемые в период строительства карьера до сдачи его в эксплуатацию. Объектами и работами, относящимися к этому периоду, являются:

1. Капитальные и разрезные траншеи (полутраншеи) всех профилей и длин.
2. Работы, связанные с разносом уступов и удалением наносов до границ, определяемых конечными контурами карьера на момент сдачи его в эксплуатацию.
3. Рудоспуски и бремсберги.
4. Подъездные пути к карьере, на отвалы и к приемным бункерам.
5. Отвалы.

6. Подстанции, водоотлив, бункера приемных устройств карьера.

7. Конвейерные линии долговременного использования, кроме призабойных.

Объемы капитальных и разрезных траншей определяются их сечением, обеспечивающим размещение и работу выемочного и транспортного оборудования, и длиной.

Объемы по разному уступов – это те объемы, которые обеспечивают вскрытие запасов для бесперебойной работы карьера в течение 0,5–3 месяцев (нормативы могут быть и большими в зависимости от общей производительности карьера). Тогда ширина полосы вскрытых запасов полезного ископаемого составит:

$$B_{вз} = Q_{ги} \cdot N_{п} \cdot \frac{1}{[12h_{у} \cdot L_{у} \cdot \gamma(1 - K_{п})]},$$

где $Q_{ги}$ – проектная годовая производительность по полезному ископаемому;

$N_{ни}$ – норматив вскрытых запасов, месяца;

$h_{у}$ – высота уступа, м;

$L_{у}$ – длина уступа вплоть до противоположного борта карьера, м;

γ – плотность полезного ископаемого, t/m^3 ;

$K_{п} = 0,05–0,07$ – коэффициент потерь.

Ширина рабочей площадки на уступе вычисляется как:

$$B_{pn} = z + П_{б} + T + c + x,$$

где z – ширина призмы безопасности, м;

$П_{б}$ – ширина площадки для размещения оборудования, м;

T – транспортная полоса с учетом количества и ширины полос движения, м;

c – безопасное расстояние от нижней бровки развала до транспортной полосы, м;

x – ширина развала, включая взорванную породу по всем рядам скважин, м.

Объемы горных работ при сооружении подъездных путей к вскрываемым горизонтам определяются исходя из количества полос движения и параметров транспорта (Н.В. Мельников.

Справочник инженера). Они также зависят от рельефа местности и, как правило, являются производными от положения полотна дороги: а) полностью в выемке, б) в полувыемке-полунасыпи, в) полностью в насыпи.

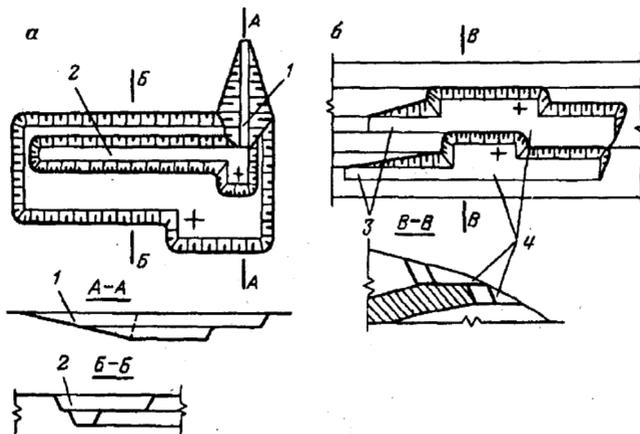


Рисунок 6 – Вскрытие месторождения крутопадающего залегания общими траншеями внешнего заложения

6. Проведение траншей

Поперечное сечение траншей в подавляющем количестве случаев имеет форму трапеции, обеспечивающую устойчивое положение ее бортов. Размеры поперечного сечения траншей определяются шириной нижнего основания, углом откоса уступа и глубиной траншеи. Ширина нижнего основания траншеи в зависимости от вида транспорта колеблется от 3 до 20–25 м, при этом большие значения относятся к автомобильному и железнодорожному транспорту, а меньшие – к конвейерному транспорту.

Углы откосов бортов траншей принимаются в пределах 15–50° при песчано-глинистых породах и 45–70° при крепких монокристаллических породах.

Уклоны капитальных траншей при железнодорожном транспорте составляют 0,020–0,030, при автотранспорте – 0,060–0,100.

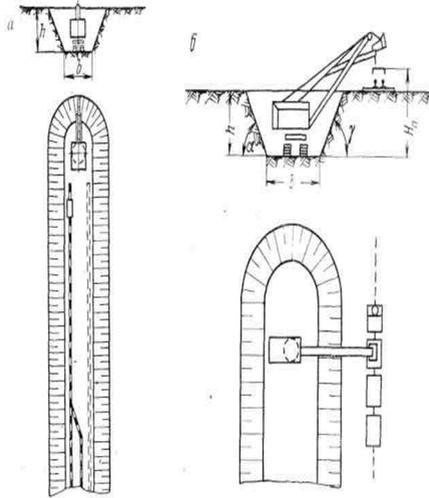


Рисунок 7 – Транспортный способ проходки траншей с железнодорожным транспортом: а – с нижней погрузкой; б – с верхней погрузкой

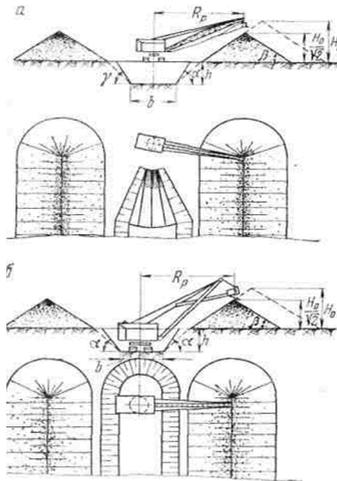


Рисунок 8 – Бестранспортный способ проходки траншей: а – драглайном; б – механической лопатой

Различают три основных способа проведения траншей:

– **транспортный способ**, при котором порода от проходки вывозят из траншеи на значительное расстояние на отвалы железнодорожными составами, автосамосвалами или колесными скреперами (рисунок 7);

– **бестранспортный способ**, при котором порода от проходки укладывается экскаватором на обоих или одном борту траншеи (рисунок 8). В качестве проходческого экскаватора применяют драглайн или прямую механическую лопату, но чаще всего – драглайн;

– **комбинированный способ**, заключающийся в том, что одну часть породы размещают на борту траншеи, другую – вывозят транспортом за пределы карьера на предполагаемый отвал.

В практике открытых горных работ в некоторых случаях применяют особый способ проходки траншей – взрывом на выброс: взрывной волной порода выбрасывается из траншей с развалом по бортам траншеи. После взрыва траншея зачищается экскаваторами и бульдозерами, нависшие на бортах опасные куски убираются.

7. Системы открытой разработки

Системой открытой разработки месторождения или его части называется определенный порядок осуществления комплекса вскрышных работ, обеспечивающий плановую производительность карьера. Поскольку открытая разработка месторождений в большинстве случаев связана с необходимостью удаления из добычных, вскрышных и других горных работ карьера больших объемов пустых пород, то способ их перемещения определяет главные элементы и параметры систем открытой разработки.

Системы разработки подразделяют на три группы: **бестранспортные, транспортные и комбинированные**. Они различаются по способу перемещения пород вскрыши в отвалы, добычные же работы при всех системах могут производиться одинаково.

Бестранспортные системы разработки характеризуются отсутствием перевозок пород вскрыши в отвалы. Порода вскрыши переваливается непосредственно из забоев вскрышных уступов во внутренний отвал вскрышными экскаваторами.

Простейший вариант – вскрышной экскаватор типа прямая механическая лопата располагается на кровле добычного уступа (рисунок 9) и переваливает экскавируемую породу вскрыши во внутренний отвал. Очистные работы в забое добычного уступа ведутся экскаватором того же типа, но меньших параметров. Добычной экскаватор может работать как с верхней погрузкой, так и с нижней.

В более усложненных вариантах бестранспортной системы разработки вскрышные работы могут вестись в двух уступах. На внутренних отвалах может возникать необходимость в кратной перевалке вскрышных пород с помощью шагающих экскаваторов – драглайнов.

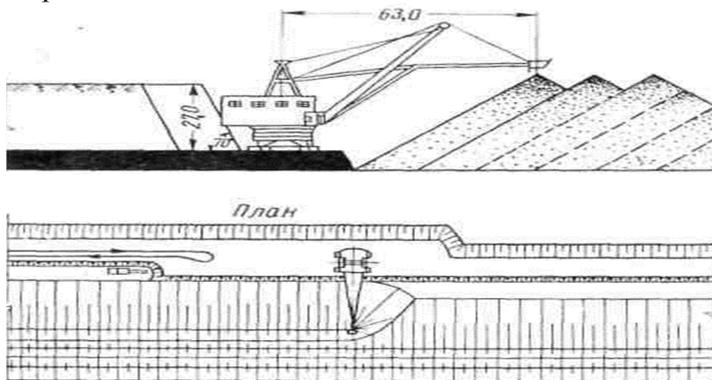


Рисунок 9 – Бестранспортная система разработки с использованием работы экскаватора ЭВГ-35/65 с перемещением вскрышных пород на внутренний отвал в выработанное пространство карьера

Бестранспортные системы применяются при сравнительно неглубоком залегании горизонтальных или пологих (до 10°) пластовых месторождениях тонких и средней мощности. Такими системами, в частности, разрабатываются угольные месторождения,

бокситовые и фосфоритовые руды, огнеупорные глины и др. Мощность вскрыши не должна превышать 5–10 м при использовании на вскрышных работах обычных экскаваторов и 15–30 м – при использовании экскаваторов большой мощности и высоких параметров. При этой системе разработки на вскрышных работах обычно применяют мощные экскаваторы типа механическая прямая лопата с ковшом емкостью 5–65 м³ и шагающие экскаваторы–драглайны с ковшом емкостью от 12 до 125 м³.

Бестранспортные системы разработки отличаются высокой эффективностью и экономичностью по сравнению с другими системами. Так, при непосредственной перевалке вскрышных пород во внутренние отвалы производительность труда в три – пять раз выше, а себестоимость 1 т угля – в три – шесть раз ниже, чем при транспортных системах разработки с перевозкой вскрыши железнодорожным или автомобильным транспортом на внешние отвалы. Низкая себестоимость вскрышных работ при бестранспортных системах разработки позволяет эффективно разрабатывать открытым способом месторождения со значительным коэффициентом вскрыши – до 10 (м³/м³).

Недостатки бестранспортных систем:

- невозможность создания значительных вскрытых и подготовленных запасов полезного ископаемого;
- ограниченная область применения систем;
- необходимость использования на вскрышных работах экскаваторов высокой мощности с большими рабочими параметрами как по радиусу черпания и погрузки (разгрузки), так и по высоте погрузки и высоте разгрузки.

В настоящее время разработаны и выпускаются мощные экскаваторы типа механическая прямая лопата с радиусом черпания и разгрузки до 65 м и с ковшом емкостью до 80 м³ и шагающие экскаваторы–драглайны с радиусом черпания и разгрузки 100 м и с емкостью ковша 125 м³. Таким образом, такой экскаватор может переместить в отвал 125 м³ вскрышной породы за 200 м от забоя за цикл работы, равный 95 секундам.

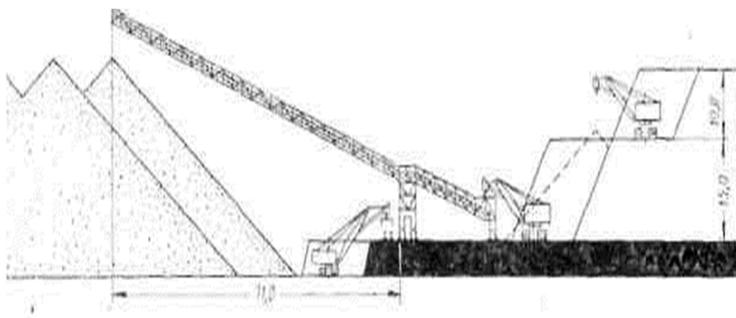


Рисунок 10 – Бестранспортная система разработки с использованием консольного отвалообразователя, работающего на внутренний отвал



Рисунок 11 – Бестранспортная система разработки с применением многоковшовых экскаваторов-абзетцеров в комплексе с консольного отвалообразователя на внутренний отвал

Один из вариантов бестранспортной системы разработки с использованием консольного отвалообразователя применительно к условиям угольного пласта горизонтального залегания показан на рисунке 10. Порода вскрыши экскавируется двумя экскаваторами типа механическая лопата и грузится на консольный отвалообразователь, которым она передается во внутренний отвал. Ленточный отвалообразователь по мере подвигания забоев

на вскрышных уступах передвигается по рельсовым путям или своим гусеничным ходом вдоль фронта работ карьера.

Консольные отвалообразователи могут работать в паре с многоковшовыми экскаваторами-абзетцерами (рисунок 11). Дальность транспортирования пород вскрыши в направлении, перпендикулярном фронту работ, от забоев вскрышных уступов до внутреннего отвала достигает 100 м. Обычно бестранспортную систему разработки с использованием консольных отвалообразователей применяют при горизонтальном залегании месторождения и при мощности пород вскрыши до 25–30 м. Транспортно-отвальные мосты позволяют эффективно разрабатывать месторождения при большом объеме вскрышных работ. Один из вариантов бестранспортной системы разработки с применением транспортно-отвального моста показан на рисунке 12. Одна мостовая опора располагается на кровле нижнего вскрышного уступа, а другая – на внутреннем отвале. Вскрышные работы ведутся тремя многоковшовыми экскаваторами, передающими вскрышную породу на транспортно-отвальный мост, с помощью которого порода транспортируется во внутренний отвал. Добычные работы ведутся одним роторным экскаватором.

При благоприятных горногеологических и климатических условиях бестранспортные системы разработки с использованием транспортно-отвальных мостов характеризуются высокими технико-экономическими показателями.

Транспортные системы разработки. При транспортных системах разработки все объемы вскрышных пород перевозятся от забоев вскрышных уступов автомобильным или железнодорожным транспортом во внутренние или внешние отвалы. Системы имеют большое количество вариантов, отличающихся друг от друга применяемым выемочно-погрузочным оборудованием, направлением развития фронта работ и организацией вскрышных и добычных работ, а также способами отвалообразования.

Транспортные системы являются более сложными в техническом отношении, более трудоемки и менее экономичны по сравнению с бестранспортными. Однако в настоящее время они имеют наибольшее распространение благодаря возможности их

применения в разнообразных горнотехнических и горногеологических условиях. С использованием транспортных систем можно разрабатывать месторождения любой мощности с любым углом падения и независимо от крепости вмещающих пород.

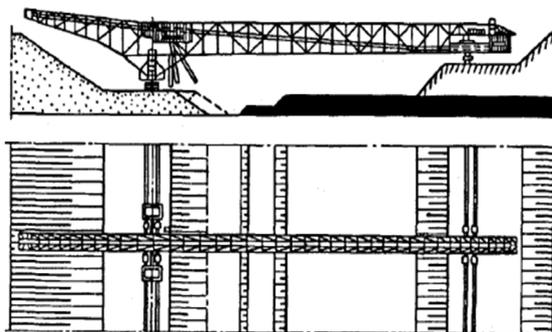


Рисунок 12 – Образование отвалов транспортно-отвальным мостом

Наличие обособленного откаточного транспорта позволяет независимо вести вскрышные и добычные работы на различных горизонтах карьера.

Элементы и параметры транспортных систем разработки, а также размеры карьера в целом не находятся в такой жесткой зависимости от рабочих параметров выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, как это имеет место при бестранспортных системах разработки.

Вскрышные работы на верхних уступах и на разноске бортов карьера ведутся мощными шагающими экскаваторами с большими радиусами черпания и разгрузки – 70–100 м с отгрузкой породы на внешний отвал. На нижних вскрышных уступах, в связи с невозможностью производить погрузку породы в вагоны или автосамосвалы из-за гибкой канатной связи ковша со стрелой экскаватора, работают одноковшовые экскаваторы с погрузкой породы в транспортные средства и перевозкой породы на внешние отвалы. Добыча производится одноковшовыми экскаваторами меньшей мощности. Максимально допу-

стимый коэффициент вскрыши, ограничивающий применение открытых горных работ, составляет 3–7 (m^3/m^3).

Комбинированные системы разработки представляют собой сочетание транспортных и бестранспортных систем разработки. Обычно нижние вскрышные уступы разрабатываются по принципу бестранспортных систем, т.е. с непосредственной перевалкой вскрышных пород во внутренний отвал, а верхние уступы – с использованием различных транспортных средств для перевозки пород вскрыши на внутренние или внешние отвалы.

8. Методика аналитического определения конечной глубины карьера

Методика рассчитана на использование известных зависимостей между параметрами и элементами залегания скопления полезных ископаемых (рудного тела) и параметрами технологии открытой разработки.

Порядок расчета

Определяются:

1. Горизонтальная мощность залежи:

$$m_e = \frac{m}{\sin\beta_3},$$

где m – нормальная мощность залежи, м; β_3 – угол падения рудного тела со стороны лежащего бока.

2. Периметр дна карьера, считая его прямоугольным:

$$P=2(L_d + B_d),$$

где L_d – длина дна карьера, м; B_d – ширина дна карьера или ширина по дну последней разрезной траншеи, м.

3. Площадь дна карьера:

$$S=L_d B_d.$$

4. Конечная глубина карьера:

$$H_{\text{кк}} = \frac{P}{2\pi ctg^2\beta_p} \pm \sqrt{\frac{P^2 - 4\pi\{S - m_r \cdot L_d(1 + K_{\text{гр}})\}}{2\pi \cdot ctg\beta_p}},$$

где $K_{\text{гр}}$ – граничный коэффициент вскрыши; β_n – угол погашения борта со стороны висячего бока.

5. Расстояние от дна карьера до лежащего бока залежи:

$$x = \frac{(m_r - B_d)(tg\beta_3 - tg\beta_n)}{2tg\beta_3}$$

6. Площадь полезного ископаемого со стороны висячего (S_1) и лежащего (S_2) боков залежи (m^2) определяется как

$$S_1 = \frac{(m_r - x - B_d)^2 \cdot tg\beta_3 \cdot tg\beta_n}{2(tg\beta_3 - tg\beta_n)}$$

$$S_2 = \frac{x^2 \cdot tg\beta_3 \cdot tg\beta_n}{2(tg\beta_3 - tg\beta_n)}$$

7. Объем запасов полезного ископаемого, m^3 :

$$V_{и} = m_r L_d (H_{кк} - h_n) - (S_1 + S_2) L_d$$

8. Балансовые запасы полезного ископаемого, m :

$$Z_б = V_{и} \rho_{пн}$$

9. Промышленные запасы полезного ископаемого, млн m :

$$Z_{п} = Z_б \cdot (1 - n)$$

где n – потери сырья, в долях единицы.

10. Объем горной массы в конечных контурах карьера при $\beta_3 = \beta_n = \beta_{ср}$

$$V_{гм} = SH_{кк} + 0,5P H_{кк}^2 + \frac{1}{3\pi H_{кк}^3 ctg\beta_{ср}}$$

11. Объем вскрыши (m^3) в конечных контурах карьера:

$$V_{в} = V_{гм} - V_{и}$$

12. Средний промышленный коэффициент вскрыши m^3/m или m^3/m^3 :

$$K_{ср} = \frac{V_{в}}{Z_{п}} \text{ или } K_{ср} = \frac{V_{в}}{V_{и}(1-n)}$$

9. Расчет текущего коэффициента вскрыши

Текущий коэффициент вскрыши есть отношение извлеченного объема вскрышных пород V_n к количеству добытого полезного ископаемого Q за определенный промежуток времени:

$$K_{т} = \frac{V_n}{Q} \cdot m^3/m$$

В таблице 1 приведены ориентировочные значения углов бортов карьера в зависимости от состояния пород.

Таблица 1 – Ориентировочные значения углов бортов карьера

Породы	Коэффициент крепости	Угол откоса борта карьера, (β_n , град) при его глубине, м				
		до 90	180	240	300	более 300
Очень крепкие	16–20	60–68	57–60	53–60	48–54	43–48
Крепкие	8–15	50–60	48–57	45–53	42–48	37–43
Средней крепости	5–7	45–50	41–48	39–45	36–43	32–37
Мягкие	2–4	30–43	28–43	26–39	26–36	-
Землистые	До 1	21–30	20–28	-	-	-

Значение коэффициента K_m рассчитывается для слоя, равного высоте уступа h (10 или 15 м), при произвольной глубине горных работ $H \sim (100–150)$ м. Исходные данные по вариантам помещены в таблицах 1 и 2.

1. По определению, коэффициент

$$K_T = \frac{\Delta V_n}{\Delta V_p \gamma_p},$$

где ΔV_n – объем пустых пород в приконтурной зоне карьера при глубине разработки H , m^3 , ΔV_p – объем полезного ископаемого при отработке уступа высотой h , m^3 , γ_p – плотность полезного ископаемого, t/m^3 .

2. Объем пустых пород:

$$\Delta V_n = V_n^{BB} + 2V_n^T + 2V_n^{CB} + 2V_n^{CI} + V_n^{LB},$$

где V_n^{BB} – объем пустых пород по висячему боку m^3 :

$$V_n^{BB} = (\Delta V_{nn} - \Delta V_{n(H-h)}) = L_d \cdot \left(\frac{H^2}{2} - \frac{(H-h)^2}{2} \right) \cdot \left(\frac{1}{tg\beta_n} + \frac{1}{tg\beta_3} \right);$$

V_n^T – объем пустых пород по торцам полезного ископаемого m^3 :

$$\begin{aligned} V_n^T &= (\Delta V_{nTn} - \Delta V_{nTn(H-h)}) = \left(\frac{H^2}{2} - \frac{(H-h)^2}{2} \right) \cdot \frac{m}{\sin\beta_3 tg\beta_n} = \\ &= \frac{H^2 - (H-h)^2}{2} \cdot \frac{m}{\sin\beta_3 tg\beta_n}; \end{aligned}$$

V_n^{CB} – объем пустых пород на сопряжениях с торцами по висячему боку m^3 :

$$V_{\text{п}}^{\text{сВ}} = (\Delta V_{\text{псН}} - \Delta V_{\text{псл(H-h)}}) = \frac{H^3 - (H-h)^3}{3tg^2\beta_{\text{н}}};$$

$V_{\text{п}}^{\text{сЛ}}$ – объем пустых пород на сопряжениях с торцами по лежащему боку M^3 :

$$V_{\text{п}}^{\text{сЛ}} = (\Delta V_{\text{плН}} - \Delta V_{\text{пл(H-h)}}) = \frac{H^3 - (H-h)^3}{3} \cdot \left(\frac{1}{tg\beta_3} - \frac{1}{tg\beta_{\text{н}}} \right)^2;$$

$V_{\text{п}}^{\text{ЛБ}}$ – объем пустых пород по лежащему боку M^3 :

$$V_{\text{п}}^{\text{ЛБ}} = L_{\text{д}} \cdot \frac{H^2 - (H-h)^2}{2} \cdot \left(\frac{1}{tg\beta_3} - \frac{1}{tg\beta_{\text{н}}} \right) + \frac{m}{\sin\beta_3 tg_{\text{н}}} + L_{\text{д}} \left(\frac{1}{tg\beta_3} - \frac{1}{tg\beta_{\text{н}}} \right) + 2 \frac{H^3 - (H-h)^3}{3} \cdot \frac{1}{tg^2\beta_{\text{н}}} + \left(\frac{1}{tg\beta_3} - \frac{1}{tg\beta_{\text{н}}} \right)^2.$$

3. Объем полезного ископаемого:

$$\Delta V_{\text{пи}} = \frac{(H-h)L_{\text{д}}m}{\sin\beta_3}, M^3$$

4. Масса полезного ископаемого:

$$\Delta Z = \Delta V_{\text{пи}} \gamma_{\text{п}} = \frac{\gamma_{\text{п}} L_{\text{д}} m (H-h)}{\sin\beta_3}, m.$$

5. В соответствии с полученными данными строится разрез в М 1:1000 или М 1:2000 с указанием значений всех параметров.

6. Предельную глубину карьера можно также определить по величине граничного коэффициента вскрыши, сравнивая его с текущим коэффициентом вскрыши:

$$K_{\text{г}} = \frac{C_{\text{н}} - C_0}{C_{\text{в}}} = K.$$

Решая это уравнение, последовательно увеличивая или уменьшая H , устанавливается $K_{\text{г}}$, совпадающий с K . Глубина H , на которой это происходит, и есть конечная глубина карьера.

10. Определение годовой производительности карьера и выбор основного оборудования

Годовая производительность карьера зависит от горно-геологических условий и применяемого оборудования, которые обуславливают годовое понижение горных работ ΔH , м/год. Многолетняя практика эксплуатации карьеров с железнодорожным транспортом показывает, что для них величина годового

понижения составляет 5–10 м/год, а с автомобильным – 10–20 м/год.

С целью скорейшего возврата капитальных затрат, срок отработки месторождений следует принимать 25–40 лет, что будет соответствовать $\Delta H = 10\text{--}20$ м/год.

1. Срок отработки до проектной глубины:

$$T = \frac{H_k}{\Delta H},$$

где H_k – конечная глубина карьера, м; ΔH – годовое понижение горных работ, м.

2. Годовая производительность по полезному ископаемому:

$$P_{\text{пи}} = \frac{Z_6}{T},$$

где Z_6 – балансовые запасы.

3. Годовая производительность по общей вскрыше:

$$P_{\text{ов}} = \frac{V_{\text{гм}} - V_{\text{пи}}}{T},$$

где $V_{\text{гм}} = V_{\text{сгм}} + V_{\text{пи}} + V_{\text{н}}$ – объем горной массы,

где $V_{\text{сгм}}$ – объем скальной горной массы; возможны три варианта объема горной массы в зависимости от крепости пород наносов и полезного ископаемого и их коэффициенты разрыхления:

$$1) V_{\text{сгм}} = V_{\text{гм}}, 2) V_{\text{сгм}} = V_{\text{гм}} - V_{\text{пи}}, 3) V_{\text{сгм}} = V_{\text{гм}} - V_{\text{пи}} - V_{\text{н}},$$

где $V_{\text{пи}} = L_d H_k m / \sin \beta_3$.

4. Объем наносов:

$$V_{\text{н}} = \frac{Ph_{\text{н}}}{tg\beta_{\text{н}}},$$

где P – периметр дна карьера, м; $h_{\text{н}}$ – мощность наносов, м.

5. Годовая производительность по скальной породе:

$$P_{\text{с}} = \frac{V_{\text{сгм}}}{T}.$$

С учетом производительности карьера по скальной горной массе $P_{\text{с}}$, а также $f_{\text{п}}$ выбирается буровая техника. Если $f_{\text{п}}$ и $f_{\text{р}}$ существенно отличаются, а также если балансовые запасы карьера полезного ископаемого велики и сравнимы с объемом пу-

стых пород, то принимаются разные буровые станки для породы и полезного ископаемого по мощности и количеству.

Выбор экскаваторов и автосамосвалов производится без учета крепости пород и зависит только от годовой производительности по общей горной массе $P_{ов}$ (таблица 2).

Таблица 2 – Рекомендуемые технологические параметры к выбору комплекса оборудования в зависимости от производственной мощности карьера

Годовая производительность карьера по горной массе, млн м ³	Высота уступа, м	Буровые станки			Марка экскаватора	Марка автосамосвала
		При крепости пород				
		до 6	6–12	более 12		
До 2	10	СБР-125	2СБШ-200	2СБШ-200	ЭКГ-5	Белаз-540
2–5	10	«	«	«	ЭКГ-6,3су	Белаз-548
5–10	15	СБР-160	СБШ-250	СБШ-250	ЭКГ- 8И	Белаз-549
10–20	15	«	«	СБШ-320	ЭКГ-12,5	Белаз-7519
Более 20	20	СБР-200	СБШ-320	«	ЭКГ-20	Белаз-7521

11. Отвальные работы

Наиболее экономичным является размещение пород вскрыши во внутренних отвалах. Однако довольно часто такая возможность отсутствует, например, при разработке крутопадающих месторождений. Поэтому при невозможности использования выработанного пространства карьера для складирования пород вскрыши для этой цели приходится отводить специальные участки на поверхности на некотором расстоянии от карьера, т. е. укладывать породу во внешние отвалы. Под внешние отвалы отводят, по возможности, овраги, балки и непригодные для сельскохозяйственной деятельности участки земли.

Комплекс отвальных работ состоит из следующих технологических процессов:

- транспортирование и разгрузка пород вскрыши на отвале;
- размещение породы в отвале и планировка поверхности отвала для создания возможности нормального передвижения транспорта по отвалу;
- поперечная передвижка, переноска и наращивание рельсовых путей (при использовании рельсового транспорта).

На крупных карьерах, при разработке горизонтально залегающих месторождений с мягкими покрывающими породами, применяют многоковшовые (цепные или роторные) экскаваторы в комплексе с транспортно-отвальными мостами (см. рисунок 9). Вскрышные породы разрабатываются непосредственно ковшами экскаваторов с погрузкой на транспортно-отвальные мосты, которые перемещают породу во внутренние отвалы карьера. Транспортно-отвальный мост представляет собой мостовую ферму, служащую для размещения на ней ленточного конвейера, расположенную на двух самоходных рельсовых или гусеничных опорах. Такой мост перекрывает карьер в поперечном направлении. Пролет между опорами у некоторых мостов достигает 500–700 м. Производительность их составляет 500–5500 м³/час и более.

Во время работы мост и работающие на него экскаваторы двигаются вдоль фронта работ со скоростью 5–15 м/мин. Транспортно-отвальные мосты выпускаются горномашиностроительными фирмами ФРГ и находят применение на разработке угольных месторождений России и Украины.

По способу механизации отвальных работ различают отвалы – *плужные, экскаваторные, бульдозерные и гидромеханизированные.*

Плужные отвалы применяются при использовании на карьере железнодорожного транспорта, рельсовые пути которого располагаются на верхней площадке отвального уступа. Породы вскрыши доставляют на отвалы в думпкарах. Часть породы при разгрузке думпкара опрокидыванием кузова скатывается под откос самотеком, а оставшаяся часть породы сбрасывается под откос отвальным плугом, движущимся вдоль фронта отвального

уступа. После планировки площадки отвального уступа и его бровки производится передвижка рельсового пути в поперечном направлении с помощью путепередвигателей, после чего снова производится отсыпка отвала перевозимой породой. Передвижка путей осуществляется через 1,8–3,0 м, равным шагом передвижки. Отвальные плуги изготовляют самоходными или прицепляют к локомотиву.

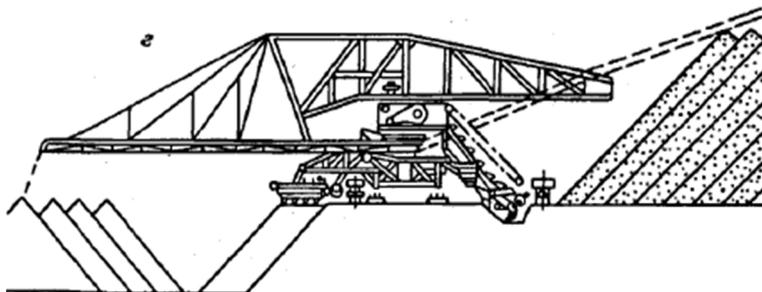


Рисунок 13 – Перемещение на внешние отвалы вскрышных пород, доставленных железнодорожным транспортом с использованием цепного многоковшового экскаватора – абзетцера и консольных отвалообразователей

На **экскаваторных отвалах** в качестве отвалообразователя используется одноковшовый экскаватор, располагаемый несколько ниже отвальных железнодорожных путей. Порода, выгружаемая из думпкаров на верхнюю площадку отвального уступа, переваливается экскаватором под откос. Отвальный экскаватор отсыпает полосу шириной 20 м, после чего на это же расстояние передвигаются рельсовые пути.

На отвалах из мягких пород вскрыши и при больших объемах отгружаемой в отвал породы в качестве отвалообразователей применяют многоковшовые экскаваторы в комплекте с консольными отвалообразователями – **абзетцеры** на рельсовом или гусеничном ходу (рисунок 13). Абзетцер снабжается черпаковой рамой или ротором и разгрузочным механизмом в виде консольной фермы с ленточным конвейером. Вскрышные породы

доставляются на отвал железнодорожными составами и разгружаются в траншею, устраиваемую самим абзетцером вдоль фронта отвала при перегрузке породы. Отсюда порода забирается абзетцером и перегружается в свободное место отвала. Отвалы, оборудованные многоковшовыми экскаваторами – абзетцерные отвалы, характеризуются высокой приемной способностью и производительностью труда, а также низкой стоимостью укладки 1 м^3 вскрышных пород в отвал.

Бульдозерные отвалы применяют в том случае, когда породы вскрыши доставляют на отвал автотранспортом. Доставленную на отвал породу отгружают под откос, а оставшуюся породу разравнивают бульдозером.

Достоинства бульдозерных отвалов – их простота, недостаток – зависимость отвальных работ от характера разгружаемых пород вскрыши и климатических условий.

Гидромеханизированные отвалы устраиваются при сыпучих и рыхлых породах вскрыши. В этом случае породу, доставляемую на отвал, смывают под откос отвального уступа струей воды гидромониторами. **Гидроотвалы** могут работать эффективно только в теплую погоду при температуре выше 0° .

Сравнивая приведенные способы отвалообразования на карьерах, следует указать, что наиболее рациональными являются плужные и экскаваторные отвалы.

12. Расчет параметров отвала пустых пород

1. Определяется часовая производительность карьера:

$$П_{\text{ч}} = \frac{V_{\text{ГМ}} - V_{\text{ПИ}}}{T N_{\text{КД}} n_{\text{СМ}} T_{\text{СМ}}},$$

2. Рассчитывается объем породы, перевозимой самосвалами:

$$V_{\text{а}} = \frac{P_{\text{ас}} k_{\text{рс}}}{\gamma},$$

где $k_{\text{рс}} - 1,3$ – коэффициент разрыхления в кузове самосвала;
 $P_{\text{ас}}$ – грузоподъемность самосвала, t .

3. Определяется число самосвалов, разгружающихся на отвале в течение 1 часа:

$$N_{\text{ч}} = \frac{P_{\text{ч}} \kappa_{\text{нер}}}{V_{\text{а}}},$$

где $\kappa_{\text{нер}}$ – коэффициент неравномерности работы карьера.

4. Определяется число самосвалов, разгружающихся на отвале одновременно:

$$N_{\text{а}} = \frac{N_{\text{ч}} t_{\text{рм}}}{60},$$

где $t_{\text{рм}} = 2$ мин – время на разгрузку и маневрирование.

Длина фронта отвала для разгрузки рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{фр}} = N_{\text{а}} J_{\text{п}},$$

где $J_{\text{п}} = 18\text{--}20$ м – ширина полосы по фронту отвала на один самосвал.

5. Длина фронта отвала рассчитывается по формуле:

$$L_{\text{ф0}} = 3L_{\text{фр}}.$$

II. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

13. Общие сведения

Подготовка горных пород к выемке является определяющим технологическим процессом, от качества выполнения которого зависит производительность комплекса оборудования как самого карьера, так и при последующих стадиях переработки и использования продукции и в конечном итоге затраты на разработку полезного ископаемого. При подборе технологической схемы подготовки следует учитывать горнотехнические и горногеологические условия залегания массива и физико-химические свойства горных пород, с которыми предстоит работать.

Под массивом понимается горная порода при ее естественном залегании в толще земной коры до проникновения в ее среду деятельности человека. При подготовке пород к выемке мы резко меняем естественное состояние массива по параметрам, которые соответствуют требованиям технологии выемки, а полезные ископаемые – еще и требованиям потребителя.

По физическим свойствам горные породы можно условно разделить на две группы: мягкие породы, которые можно разрабатывать механическим или гидравлическим способами без предварительного рыхления – глины, суглинки, супеси, полностью разрушенные выветриванием, изверженные и метаморфические породы, мел, глинистые руды и крепкие, для выемки которых необходимо предварительное рыхление (глинистые и песчано-глинистые сланцы, граниты, аргиллиты, алевролиты, сиениты, габбро и др.). Крепкие породы условно подразделяются на скальные и полускальные. Полускальные имеют предел прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 8-80 \text{ МПа}$, скальные $\sigma_{сж} > 80 \text{ МПа}$.

14. Подготовка мягких горных пород к выемке

При высокой обводненности мягких пород необходимо проводить предварительные ирригационные мероприятия – осушение массива горных пород. При осушении может возник-

нуть необходимость в создании локальной системы осушения. Из специальных методов осушения применяется предварительное дренирование горизонтальными скважинами, пробуренными в основании уступов, а в случае слабой водоотдачи скважины подключаются к вакуумирующей системе.

В высокогорных районах в условиях вечной мерзлоты, в районах Крайнего Севера, Сибири и Северо-Востока России для увеличения длительности сезонных работ применяют меры по утеплению верхних слоев земли утеплителями в виде древесных опилок, торфа, шлака, синтетических материалов, а также увеличением толщины снежного покрова. Глубину промерзания можно подсчитать по выражению проф. А.И. Будникова:

$$I = 2\lambda\sqrt{tnk},$$

где λ – коэффициент теплопроводности утепляющих материалов, Bm/mK ; t – средняя температура воздуха зимой, $^{\circ}C$; n – число дней с отрицательной температурой в году; k – коэффициент снежного покрова, равный 0,5; 0,4; 0,35; 0,3 при толщине его, соответственно 10; 20; 25; 40 см.

Толщину слоя утепляющих материалов можно определить по формуле:

$$M = \frac{I}{k_1} k_2,$$

где $k_1 = 1,9-2,8$ – коэффициент теплоизоляционных свойств опилок и торфа; $k_2 = 1,3$ – коэффициент уплотнения утепляющих материалов горным и транспортным оборудованием.

Предварительное рыхление в теплое время года снижает зимой промерзание грунта и сопротивление породы разрушению в 2–3 раза.

В климатических условиях с длительным периодом отрицательных температур применяется оттаивание промёрзших пород путем подачи теплоносителя (вода или пар) через пробуриваемые вертикальные скважины, оборудованные специальными обсадными регулирующими устройствами – *иглами*. Расчет оттаивания заключается в определении необходимого расстояния между скважинами по формуле проф. С.В. Потемкина:

$$I = \sqrt{\frac{PT}{0,87H}}$$

где P – производительность иглы, $м^3/час$; T – время, необходимое для оттаивания объекта, $сут.$; H – глубина оттайки, $м$.

Производительность иглы зависит от расхода воды (обычно $0,2–2,5 м^3/час$) и ее температуры. Обычно для районов Крайнего Севера, Сибири, Северо-Востока России, высокогорных районов (свыше $3500 м$) при температуре воды $7–12 °С$, расстояниями между скважинами $3–5 м$ и глубине оттайки $6–8 м$, льдистости оттаиваемых пород $200 кг / м^3$ расход воды составляет $10–20 м^3/час$.

При использовании пара для оттаивания пород его расход одну иглу составляет $8–20 кг/час$ при давлении пара $3–5 атм$. При шаге установки игл $2,5–3,5 м$ одна игла оттаивает в этих условиях $20–50 м^3$ горных пород.

При бульдозерной и скреперной разработке мерзлых горных пород используют естественное оттаивание под действием солнечной радиации. Суточная глубина оттайки составляет $10–15 см$.

При гидромониторной разработке мягких горных пород иногда применяют предварительное водонасыщение массива через скважины под давлением $2–3 атм$. Скважины располагают по сетке на расстоянии $3–4 м$.

15. Подготовка к выемке крепких горных пород

Подготовка массива крепких горных пород к погрузке в транспортные средства заключается в его разрушении механическим или взрывным способом, превращения его в *раздел* горной массы с необходимыми параметрами по высоте и ширине для подготовки к следующему технологическому процессу – экскавации. От качества подготовленной к выемке горной массы зависит производительность оборудования технологического потока, начиная от выемочно-погрузочных операций и кончая машинами по переработке полезного ископаемого или отвалообразующих машин на карьере.

Характеристиками горной массы являются состав горной массы по крупности и коэффициент разрыхления. Состав гор-

ной массы по крупности определяется процентным содержанием каждой фракции в общем объеме породы. В таблице 3 приведена классификация горных пород по фракциям, предложенная академиком Н.В. Мельниковым.

Таблица 3 – Классификация горных пород по Н.В. Мельникову

Класс фракции	Размерные интервалы, мм	Класс фракции	Размерные интервалы, мм
I	0–5	VII	400–600
II	5–30	IX	600–730
III	30–80	X	730–1000
IV	80–120	XI	1000–1300
V	120–200	XII	1300–1500
VI	200–270	XIII	1500–2000
VII	270–400	XIV	Более 2000

Интервалы этой классификации следует принимать для унификации оценки результатов дробления массива и характеристике горной массы при выемочно-погрузочных работах и дроблении на обогатительной фабрике.

Коэффициент разрыхления горной породы – это отношение единицы объема разрыхленной v_p к объему в целике v_c :

$$k_p = \frac{v_p}{v_c} > 1.$$

Коэффициент разрыхления горной породы является важной характеристикой горной массы в забое. С увеличением коэффициента разрыхления уменьшается сопротивление внедрению рабочего органа экскаватора – ковша в навал горной массы и, следовательно, уменьшается время черпания и увеличивается производительность труда. В то же время, увеличение разрыхления требует повышенного расхода взрывчатых веществ и, соответственно, увеличение затрат на подготовку горной массы к выемке.

Диапазон изменения коэффициента разрыхления горной массы в развале находится в пределах 1,1–1,45. Минимальное

значение получается при взрывании массива на сотрясение, в результате которого нарушаются только связи между естественными блоками без их дробления и естественного расположения в массиве. Максимальное значение получается при дроблении самих отдельностей и, практически полном перемещении их взрывом относительно их естественного залегания.

Подготовка скальных и полускальных горных пород к выемке должна обеспечить следующие показатели:

- необходимую степень дробления горных пород при сохранении сортности и качества полезного ископаемого и полное разрушение массива взрываемого блока;
- соответствие формы развала параметрам конкретного комплекта оборудования технологического потока;
- объем горной массы в забое, достаточный для бесперебойной и производительной работы выемочно-погрузочного оборудования;
- экономичность и безопасность горных работ.

Степень дробления для конкретного комплекта оборудования определяется исходя из высокопроизводительной работы всего оборудования технологического потока. При этом степень дробления следует принимать минимальной, считая, что увеличение ее повышает затраты на процесс подготовки горных пород к выемке.

Максимальный размер куска определяется ограничениями в технологическом потоке:

– *при экскавации:*

1) шириной B и высотой H ковша экскаватора:

$$d_{\max} \leq \frac{1}{3}B \text{ или } d_{\max} \leq \frac{1}{3}H, \text{ м};$$

2) вместимостью ковша:

$$d_{\max} = 0,7 \div 0,8 \sqrt[3]{E}, \text{ м};$$

– *при перемещении:*

1) грузоподъемностью G транспортного сосуда:

$$d_{\max} \leq \sqrt{\frac{6G}{\rho\pi}},$$

где ρ – плотность горной породы, $\text{м}^3/\text{т}$;

2) шириной конвейерной ленты B :

$$d_{\max} \leq 0,5B - 0,1, \text{ м};$$

– *при бункеризации* – минимальным размером выпускного отверстия B_{\min} тетки бункера:

$$d_{\max} < B_{\min}, \text{ м};$$

– *при дроблении* – размером приемной щели дробилки $B_{\text{др}}$:

$$d_{\max} < B_{\text{др}}, \text{ м}.$$

Куски породы или руды, не удовлетворяющие этим условиям, считаются *негабаритными* и подлежат отсортировке и вторичному дроблению.

При наличии в транспортной цепи рудоспуска или перегрузочной емкости требования к составу горной массы определяются размерами максимальных кусков и количеством пылеватых и глинистых частиц. По теории выпуска горной массы из люков рудоспусков соотношение между максимальными размерами куска и минимальными размерами выпускаемого отверстия должно быть:

$$d_{\max} = \frac{B}{3},$$

а количество пылеватых и глинистых частиц не должно быть больше 7 %.

16. Механическое разрушение горных пород

Подготовка плотных, смерзшихся и полускальных горных пород к выемке производится различными средствами механического разрушения: ковшам экскаватора, специальными стругами и тракторными рыхлителями.

Механический способ рыхления эффективнее буровзрывного благодаря своей простоте, высокой производительности и большей безопасности работ.

Наибольшее распространение при рыхлении горных пород получили тракторные рыхлители, представляющие собой мощный гусеничный трактор, оборудованный рыхлительным устройством с зубьями, загнутыми вперед по ходу трактора. Число зубьев от одного до пяти. На острие зуба создается усилие, равное 2500 кг, от маслостанции трактора. Во время движения трактора зубья заглубляются на глубину до двух метров, в зависимости от прочности горных пород.

Рыхление производится слоями на горизонтальной или наклонной (до 20°) поверхности (рисунки 14 и 15). Длина участка рыхления составляет 100–300 м. Разрыхленная горная масса затем штабелируется бульдозерами или теми же рыхлителями, оборудованными отвалами. Для этой цели промышленностью выпускаются бульдозеры-рыхлители (Приложения 20, 21).

Из штабеля погрузчиком или экскаватором горная масса грузится в средства транспорта и отправляется на отвал. Крупность кусков разрыхленной породы зависит от трещиноватости массива и расстояния между зубьями рыхлителя.

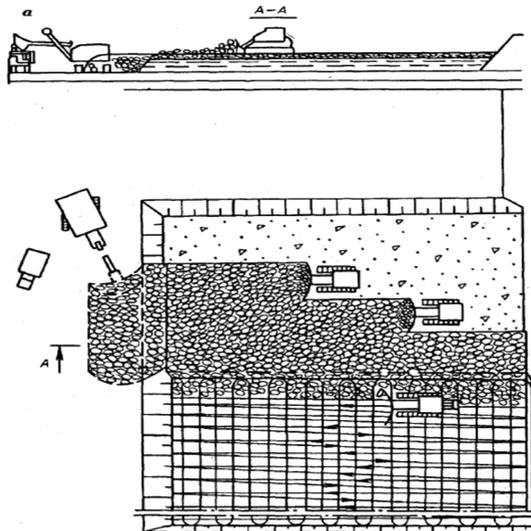


Рисунок 14 – Технологическая схема подготовки мягких горных пород к выемке на горизонтальной площадке

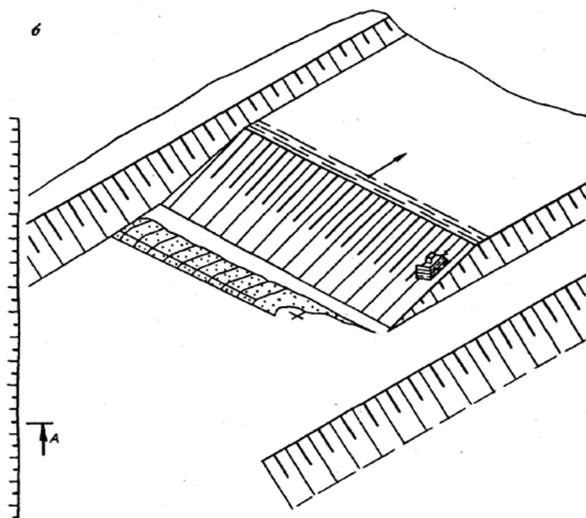


Рисунок 15 – Технологическая схема подготовки мягких горных пород к выемке на наклонной площадке

Разрушение монолитного массива рыхлителем происходит в основном за счет преодоления сопротивления растяжению, в трещиноватых породах – сцеплению по контакту структурных блоков и поэтому он наименее энергоемкий.

Разрушение массива производят параллельными смежными проходами рыхлителя. Расстояние между двумя смежными проходами выбирается из условия обеспечения выхода требуемого максимального размера куска и глубины разрушения массива.

При параллельных проходах рыхлителя между двумя смежными бороздами в их нижней части остаются целики, которые затрудняют выемку на полную глубину внедрения зубьев. Разрушение этих целиков производится перекрестными проходами рыхлителя. Расстояние между перекрестными проходами увеличивается на 20–50 % по сравнению с параллельными.

Область применения и эффективность механического разрушения зависит от свойств массива, а именно прочности и трещиноватости, которое принято оценивать акустическим показателем трещиноватости:

$$R = \frac{v_c}{v_y},$$

где v_c – скорость распространения сейсмических волн в массиве, м/сек; v_y – скорость распространения ультразвука в массиве, м/сек.

В таблице 4 приведен акустический показатель трещиноватости, предложенный проф. В.С. Сиренко. Чем больше этот показатель, тем выше рыхлость массива.

Таблица 4 – Акустический показатель трещиноватости по В.С. Сиренко

Породы	Коэфф. крепости по Протодьяконову	Акустические характеристики		Класс пород по рыхлости	Возможное заглубление зуба, м
		v_y	R		
Осадочные породы, каменный уголь, сцементированный щебень, разрушенные сланцы	1–1,5	600–1200	0,6–0,9	Легкорыхлимые	1,2–0,8
Мягкие известняки, сланцы, мергели, мел, опоки, гипс, затвердевшая глина, мерзлые породы	2–3	1000–2000	0,6–0,9	Среднерыхлимые	0,8–0,6
Сильнотрещиноватые, крепкие известняки, песчаники и сланцы	4–8	2000–4000	< 0,4	Среднерыхлимые	0,8–0,5
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мраморы, крепкие сланцы	4–8	2000–3500	0,4–0,6	Труднорыхлимые	0,5–0,3
Мелкослоистые очень крепкие известняки, песчаники, железные руды с прослойками крепких пород до 0,2–0,3 м	10–16	4000–6000	< 0,4	То же	0,3–0,2

В производственных условиях приборами замеряются или оба эти показателя или один – скорость распространения ультразвука в массиве на базовом расстоянии от 5 до 50 м и затем по таблице 4 определяют величину заглупления зубьев рыхлителя.

Для увеличения эффективности механического рыхления возможно применение предварительного взрывания массива на сотрясение.

Производительность рыхлителя при параллельных ходах определяется по формуле:

$$Q_p = \frac{b l k_n}{l v - \tau},$$

где b – расстояние между двумя смежными проходами рыхлителя, м;

l – глубина заглупления зуба рыхлителя, м;

v – техническая скорость движения рыхлителя при рыхлении массива, м/час;

$k_n = 0,7-0,8$ – коэффициент использования рыхлителя;

l – длина хода рыхлителя, м;

τ – время переезда на следующую борозду, час.

17. Подготовка крепких горных пород к выемке буровзрывным способом

Буровзрывные работы применяют при разработке скальных и полускальных пород, выемка которых экскаваторами без предварительного рыхления затруднительна или невозможна.

В нагорных условиях на крутых склонах, куда еще нет возможности доставить буровую и другую технику для строительства карьера, при сооружении траншей и полутраншей для производства взрыва на выброс применяют **метод камерных зарядов**.

Камерные заряды располагают в специально сооружаемых горных выработках – *итольнях* или *шурфах* (рисунки 16 а и б). Заряд располагается в камерах, изготовленных в этих выработках на расчетном расстоянии друг от друга. Подготовительные выработки после заряжания заполняют породой от проходки. При таком взрыве невозможно регулировать качество дробления, поэтому на выходе получается в основном разделение на

крупные естественные блоки, *отдельности*, подлежащие в дальнейшем вторичному дроблению.

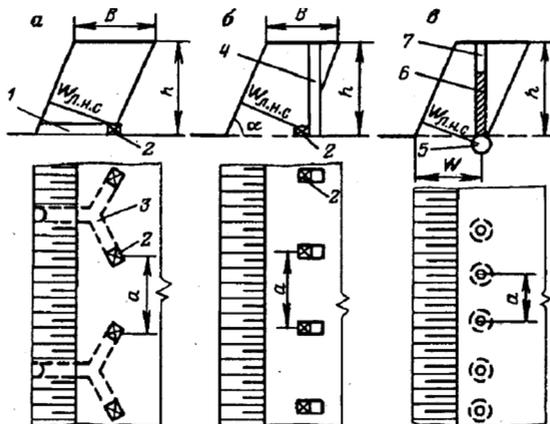


Рисунок 16 – Типы зарядов и их расположение:
 а – камерный заряд в штольне; б – камерный заряд в шурфе; в) котловой заряд в котле скважины:
 1 – штольня; 2 – камера; 3 – рассечки из штольни в камеры; 4 – шурф; 5 – основной заряд ВВ в котле; 6 – дополнительный заряд в полости скважины; 7 – зпбойка; h – высота уступа; a – расстояние между зарядами; $W_{\text{лнс}}$ – линия наименьшего сопротивления; α – угол откоса уступа

Расчет камерных зарядов

Линия наименьшего сопротивления:

$$W_{\text{лнс}} = (0,75-0,95)h, \text{ м.}$$

Масса заряда:

$$P = q_p W_{\text{лнс}}, \text{ кг.}$$

Расстояние между зарядами:

$$a = m W_{\text{лнс}}, \text{ м,}$$

где $m = 1-1,4$ – относительное расстояние между зарядами в ряду, m (нижний предел принимается для I категории пород по взрываемости).

Объем зарядной камеры:

$$V_k = k_v \frac{P}{\Delta}, \text{ м}^3,$$

где q_p – расчетный удельный расход эталонного ВВ, кг/м³;

q_p принимается по таблице Приложения 2;

$k_v = 1,1-1,8$ – коэффициент, зависящий от способа крепления камеры (1,1 – выработка без крепления, 1,8 – выработка со сплошным креплением деревом);

Δ – плотность заряжания, т/м³ (для порошкообразных ВВ обычно принимается $\Delta = 0,9$).

Метод котловых зарядов. При наличии современных средств бурения скважин можно более равномерно распределить взрывчатые вещества в массиве. Сущность котловых зарядов заключается в необходимом предварительном расширении «прострелом» малых зарядов или «прожиганием» при термическом бурении (рисунок 16 в).

Расчет параметров котлового заряда

Масса заряда в котле:

$$P = q_p W_{\text{лнс}}^3, \text{ кг.}$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W_{\text{лнс}} = (0,6-0,9)h, \text{ м.}$$

Расстояние между центрами в ряду:

$$a = (1-1,5) W_{\text{лнс}}, \text{ м.}$$

Расстояние между рядами

$$b = (0,85-1,0) W_{\text{лнс}}, \text{ м.}$$

Дополнительный заряд, помещаемый выше котлового заряда в скважине,

$$P_{\text{доп}} = [I_{\text{скв}} - (0,7 W_{\text{лнс}} + I_3)]e, \text{ кг};$$

Масса прострелочного заряда:

$$P_{\text{пр}} = \frac{P}{(\Pi_{\text{пр}} \Delta)^n}, \text{ кг},$$

где e – вместимость 1 пог. метра скважины по ВВ, принимается по таблице или по расчету;

$P_{пр}$ – показатель простреливаемости (принимается от 20 для мела и до 0,2 для гранита);

n – показатель степени, равный порядковому номеру простреливания, при этом для последнего номера $n = 1$, для предпоследнего номера $n = 2$ и т. д.

Метод скважинных зарядов

На карьерах наибольшее распро-странение получил метод скважинных зарядов.

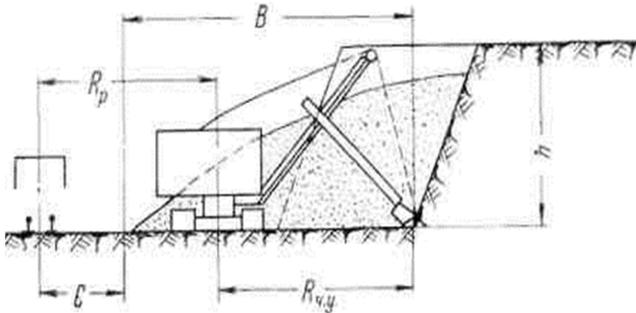


Рисунок 17 – Схема к определению величины развала взорванной породы на карьере: B – ширина развала; h – высота уступа; c – расстояние от развала до оси транспортной колеи; $R_{ч.у.}$ – радиус черпания от оси вращения экскаватора; R_p – радиус разгрузки ковша экскаватора в транспортный сосуд

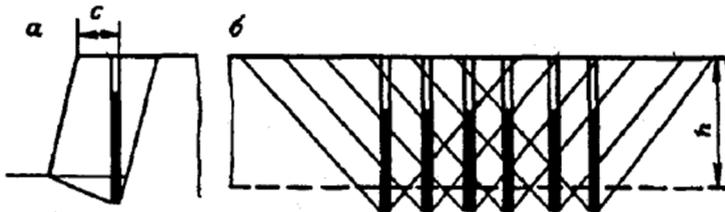


Рисунок 18 – Зоны действия скважинного заряда в поперечном (а) и продольном (б) сечениях: c – безопасное расстояние первого ряда от верхней бровки уступа; h – высота уступа

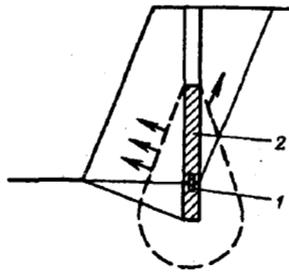


Рисунок 19 – Расположение патрона-боевика
в заряде скважины: 1 – патрон-боевик; 2 – заряд ВВ

При взрывании зарядов в скважинах происходит дробление и отброс (перемещение) породы на некоторое расстояние, образуя, так называемый «развал» (рисунок 17). Допускаемые высота и ширина развала взорванной породы определяются радиусом черпания $R_{ч.у}$ и радиусом разгрузки R_p экскаватора на уровне его стояния на уступе.

Ширину развала стремятся сделать такой, чтобы экскаватор мог убрать всю взорванную породу за один проход без маневра «вперед-назад». Отсюда ширина развала:

$$B = R_{ч.у} + R_p - C, \text{ м},$$

где C – расстояние по подошве уступа от развала до оси рельсового пути, м.

Обычно $C = 2,5 \div 3$ м. Величины $R_{ч.у}$ и R_p принимаются по справочным данным на принятые выемочные машины.

Возможность контроля практически каждого параметра при взрыве скважинных зарядов позволяет управлять взрывом с учетом получения необходимого состава горной массы по крупности, требуемых параметров развала и степени разрыхления.

Сущность метода скважинных зарядов (рисунок 18) заключается в размещении взрывчатого вещества в наклонных или вертикальных скважинах с забойкой верхней части скважины инертными материалами – породой из буровой мелочи, песком или специально подготовленным забоечным материалом. Скважины располагаются в один или несколько рядов параллельно

верхней кромке уступа на расчетном расстоянии друг от друга по прямоугольной сетке или в шахматном порядке. Расстояние от первого ряда до верхней бровки уступа должно обеспечивать безопасность размещения рабочих и бурового станка на уступе. Расстояния между скважинами рассчитываются таким образом, чтобы разрушения в массиве от взрыва каждой скважины перекрывали друг друга, не оставляя «порогов» в основании уступа.

Патрон-боевик должен располагаться, как правило, на уровне подошвы уступа (рисунок 19). Это обеспечивает совпадение направления детонации заряда взрывчатого вещества и направления разрушения массива, а также лучшую проработку подошвы.

Заряд в скважине может быть сплошным или рассредоточенным по высоте скважины воздушными промежутками или инертными материалами – это позволяет увеличить эффективность ВВ для дробления пород за счет более равномерного его распределения в массиве и интерференции волн от отдельных частей заряда.

Взрывной блок при однорядном расположении скважин взрывается мгновенно или с интервалом через скважину, при многорядном – с интервалами между сериями, которые конструируются в зависимости от выбранного способа формирования развала. Объем одновременно взрываемого ВВ принимается в зависимости от режима взрывных работ в карьере (один раз в смену, в сутки, в неделю, в месяц) и от производительности экскаватора.

Трест «Союзвзрывпром» на основе длительных исследовательских и практических работ разработал методику расчета разрушения массива горных пород различной крепости скважинными зарядами.

Вертикальные скважины

Диаметр скважины:

$$d = 28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}},$$

где h – высота уступа, м; q_p – удельный расчетный расход ВВ, кг/м³; принимается по расчету или по таблице удельных расходов ВВ; Δ – гравиметрическая плотность ВВ, кг/м³.

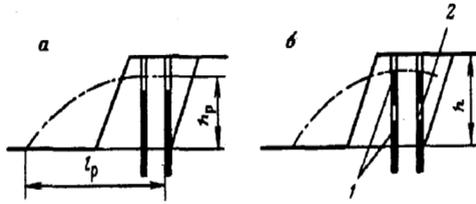


Рисунок 20 – Конструкции скважинных зарядов:
 а – сплошного; б – рассредоточенного; 1 – заряды ВВ;
 2 – промежуток воздушный или из инертного материала;
 h – высота уступа; h_p – высота развала; l_p – ширина развала

Линия сопротивления по подошве:

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}} \text{ или } W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q}}, \text{ м,}$$

где $e = \frac{\pi d^2}{4} \Delta k_3$ – вместимость скважины, кг/м.

Минимальная линия сопротивления по подошве:

$$W_{\min} = h \operatorname{ctg} \alpha + c,$$

где c – расстояние от развала породы до оси транспортной колеи.

Максимальная линия сопротивления по подошве:

$$W_{\max} = 0,8h, \text{ м.}$$

Глубина скважины:

$$l = h + l_n,$$

где $l_n = 0,5q_p W$ – глубина перебура, м.

Длина сплошного заряда (если длина сплошного заряда больше $1,2 W$, то применяют рассредоточенные заряды):

$$l_{\text{зар.}} = (l - l_3) < 1,2 W, \text{ м.}$$

Длина основного (нижнего) заряда при его рассредоточении:

$$l_{\text{осн.зар.}} = 1,2W, \text{ м.}$$

Суммарная длина воздушных промежутков (меньшие значения коэффициента относятся к крепким породам):

$$\Sigma l_{\text{в.пр.}} = (0,17 \div 0,35)l, \text{ м.}$$

Длина забойки:

$$l_3 = (0,6 \div 0,8)W = \frac{1}{3} l_{\text{зар.}}$$

Расстояние между скважинами в ряду:

$$a = mW,$$

где $m = 0,8-1,4$ – коэффициент сближения скважин (меньший коэффициент относится к трудно взрываемым породам).

Масса заряда:

$$P = e l_{\text{зар}} \text{ или } P = qWah, \text{ кг.}$$

Вместимость скважин:

$$e = \frac{\pi a^2}{4} \Delta k_3, \text{ кг/м.}$$

Расстояние между рядами при взрывании:

- при мгновенном и шахматном расположении скважин – $b = 0,85 W$;
- при короткозамедленном – $b = (0,9-1,0) W$.

Наклонные скважинные заряды

Линия сопротивления по подошве:

$$W = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{\frac{e}{q_p}}, \text{ м.}$$

где α – угол наклона скважины, град.

Глубина скважины:

$$l = \frac{h}{\sin \alpha} + l_{\text{п.}}$$

Глубина перебура:

$$l_{\text{п}} = 0,5 q_p W_{\text{лнс.}}$$

Линия наименьшего сопротивления:

$$W_{\text{лнс}} = \sqrt{\frac{e}{q_p}}.$$

Остальные параметры подсчитываются по тем же формулам что и при вертикальных скважинах.

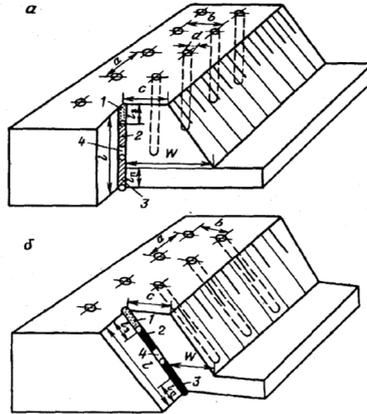


Рисунок 21 – Схемы расположения шпуров в вертикальных (а) и в наклонных (б) скважинах: 1 – забойка; 2 – верхняя часть заряда; 3 – нижняя часть заряда; 4 – воздушный промежуток

Метод шпуровых зарядов

Наиболее равномерное распределение взрывчатого вещества в массиве достигается при применении шпуровых зарядов. **Шнур** – это цилиндрическая искусственная полость в горной породе глубиной до 5 м и диаметром до 75 мм. За рубежом шнуры имеют диаметры до 100 мм.

На карьерах метод шпуровых зарядов применяется главным образом при разрушении негабаритов, крепких пропластков в разнопрочных породах, разрушения неровностей подошвы уступа после массового взрыва, при разработке участков в карьере, рыхление и выемка которых затруднительны экскаваторами и малоэффективны скважинными зарядами.

Расчет шпуровых зарядов:

Диаметр шпуров:

$$d = 28h \sqrt{\frac{q}{\Delta}},$$

где h – высота уступа, м; q – удельный расход ВВ, кг/м³; Δ – гравиметрическая плотность ВВ, кг/м³.

Линия сопротивления по подошве:

$$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}}, \text{ м,}$$

где $e = \frac{\pi d^2}{4} \Delta k_3$ – вместимость шпуров, кг/м ; при условии, если $W > 0,8h$, значение этой линии принимается $W = (0,6-0,8)h$.

Расстояние между шпурами в ряду:

$$a = (0,8-1,5)W, \text{ м.}$$

Расстояние между рядами:

$$b = (0,85-1,0)W, \text{ м.}$$

Масса заряда в шпуре:

$$P = qWah, \text{ кг.}$$

Глубина перебура:

$$l_{\text{п}} = 0,5qW, \text{ м.}$$

Длина забойки:

$$l_3 = \frac{l}{3}, \text{ м.}$$

Глубина шпура:

$$l = h + l_{\text{п}}.$$

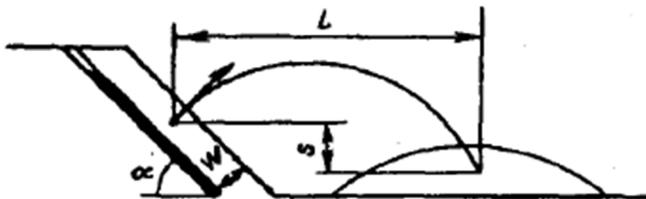


Рисунок 22 – Схема к расчету плоского заряда на сброс или на выброс

Метод плоских зарядов

Под идеальным плоским зарядом понимается заряд, длина и ширина которого значительно больше его толщины. На практике это система камерных или скважинных зарядов, которые расположены в одной плоскости на определенном для этой системы расстоянии. При взрыве таких зарядов взрывная волна от каждого из них сливается и действует в плоскости расположения зарядов, как и при взрыве идеально плоского заряда.

На карьерах они используются при взрывах на выброс горной массы при проведении траншей, на сброс породы при проведении полутраншей на карьерах с косогорным рельефом поверхности, при разработке горизонтальных и пологих залежей при бестранспортных системах разработки полезных ископаемых.

Варьированием угла наклона скважин плоского заряда к горизонту (рисунок 22) и весом заряда достигается практически полное перемещение породы на необходимое расстояние и в предназначенное место.

Расчет плоских зарядов сводится к определению удельного расхода взрывчатого вещества.

На основании энергетической теории удельный расход ВВ составляет:

$$q = k \frac{\rho}{4\eta F_{ВВ}} L,$$

где $k = \frac{1}{\frac{s}{L+ctg\alpha} \sin^2\alpha}$; ρ – плотность породы, m/m^3 ;

L – горизонтальное расстояние между центрами тяжести взрываемого и отбрасываемого объемов, m ;

s – вертикальное расстояние между центрами тяжести взрываемого и отбрасываемого объемов, m ;

$F_{ВВ}$ – удельная энергия взрывчатого вещества, $Дж/кг$;

α – угол наклона плоского заряда к горизонту, $град.$,

$\eta = (0,5-0,8)$ – коэффициент полезного действия плоского заряда.

Расстояние между скважинами в ряду – m – принимается из условия сближения скважин плоского заряда $m = a/W = 0,8, m$.

Угол наклона скважин с плоским зарядом к горизонту, обеспечивающий наибольшее расстояние перемещения горной массы взрывом, составляет 45° .

18. Энергетическая теория взрывного разрушения горных пород

По современным представлениям воздействие продуктов взрыва на массив вызывает нестационарное поле напряжений:

- вблизи взрыва действует ударная волна, вызывающая разрушение горных пород сжатием (так называемая *зона сжатия*);
- на расстоянии $1-5$ диаметров заряда ударная волна изменяет свои начальные параметры, и переходит в *волну напряжения*, которая распространяется на $5-100$ диаметров заряда; дробление однородного массива происходит в результате образования радиальных трещин, вызванных действием растягивающих напряжений в падающем поле и распространяющихся от заряда вглубь массива;
- разрушения у открытой поверхности вызваны действием отраженного поля, распространяющегося в сторону заряда;
- разрушения концентрическими трещинами вокруг заряда вызваны обратным движением среды в сторону заряда;
- в образующуюся под воздействием этих сил систему трещин проникают газы взрывчатого вещества под давлением, завершая разрушение массива и образование развала горной массы.

Таким образом, полное разрушение массива горных пород происходит в определенный период времени под воздействием системы сил и напряжений, изменяющихся в пространстве. Формируемая при этом система трещин вызывает частичное разрушение среды, завершаемое полным нарушением связности массива в результате перехода накопленной энергии в поверхностную энергию трещин и проникновения в них расширяющихся продуктов взрыва. Развал горной массы происходит за

счет кинетической энергии расширяющихся продуктов взрыва. Экспериментами установлено, что в монолитных горных породах 75–88 % общего объема разрушения совершается под действием волновых процессов и 12–25 % – под действием расширяющихся продуктов взрыва.

Интенсивность разрушения горных пород в значительной степени зависит также от продолжительности взрывного импульса. Чем длительнее воздействие продуктов взрыва на среду, т. е. чем медленнее происходит истечение газов в атмосферу, тем эффективнее используется его энергия, идущая на дробление массива.

Поскольку реальный массив разнороден по минеральному составу, стратиграфическому строению и трещиноватости, механизм разрушения действием взрыва усложняется. Для создания метода расчета параметров взрывного разрушения ученые усредняют разнообразные условия и разделяют массивы горных пород на категории по взрываемости.

Одна из подобных классификаций, которой следует пользоваться при расчетах паспортов буровзрывных работ, приведена в таблице 5.

В ходе исследований установлена следующая картина разрушения массива горных пород взрывом:

- в породах первой категории преобладающий объем разрушений происходит в направлении от свободной поверхности к заряду под действием отраженных волн сжатия;
- в породах второй категории – под действием как прямых волн растяжения в направлении от заряда к свободной поверхности, так и отраженных волн растяжения в направлении от свободной поверхности к заряду;
- в породах третьей категории преобладающий объем разрушений наблюдается в направлении от заряда к свободной поверхности под действием, как волн сжатия, так и давления газообразных продуктов взрыва.

Таблица 5 – К расчету паспорта буровзрывных работ

Категория пород по	Наименование породы	Плотность породы, m/m^3	Скорость продольной волны, v , км/сек	Акустическая жесткость, C_p , кг/м ² сек	Коэффициент Пуассона, μ	Категория по трещиноватости (среднее расстояние между естественными трещинами в массиве, м)
1	2	3	4	5	6	7
I	Относительно монолитные крепкие породы; диабаз, порфирит, сиенит, гранит, диорит, андезит, базальты, гнейсы, конгломераты изверженных пород на кремнистом цементе	2,8–3,0	5–7	1	0,1–0,15	IV–V (1,0)
II	Породы средней крепости: доломиты, известняки, мрамор, песчаники, гнейс и сиенит выветрелый, сидерит, магнезит, конгломераты на известковом цементе, сланцы, крепкие мергели.	2,5–2,8	2–5	5–14	0,15–0,2	III (0,5–1,0)
II I	Сильнотрещиноватые слабые породы: мягкие мергели, слабощемятый конгломерат, гипс, ракушечник	1,8–2,5	0,4–2	0,7–5	0,25–0,35	I–II (0,5)

Продолжение таблицы 5 (вторая половина таблицы)

Коэффициент крепости по Протодьяконову	Модуль объемного сжатия, kPa	Рекомендуемые параметры взрывчатого вещества			Рекомендуемый тип взрывчатого вещества	Коэффициент β для расчета линии сопротивления по подошве
		Начальное давление, F_{max}, Pa	Скорость детонации, $v, км/сек$	Потенциальная энергия ВВ, $кДж/кг \cdot 10^{-3}$		
8	9	10	11	12	13	14
14–20 9–14	11 9	204 163	6,3 5,6	5,1–5,5 4,7–5,1	Детонит М-10, гранулотол. Детонит М, аммонит скальный № 1, алюмотол, гранулотол	22–25 25–28
5–9 3–5	5 2,8	125 84	4,7 4,0	4,2–4,7 3,5–4,2	Граммонит 50/50, Акватол Т-20. Гранулиты М и С-2, аммонит № 6 ЖВ, гранулит 79/21	25–30 30–35
1–3 0,5–1	1,35 0,44	48 18	3,0 2,0	3,0–3,5 2,8–3,0	Игданит, гранулит АС-4, аммонит АП5ЖВ, гранулит С-2	35–50 40–48

В изложенных выше методах расчета взрывного дробления горных пород, свойства массива не связаны с результатами взрыва, позволяющими наиболее эффективно производить горные работы на карьере. *Энергетическая теория дробления горных пород* позволяет наиболее полно связать их свойства с

результатами взрыва массива, необходимыми для технологии выемочно-погрузочных работ, транспортирования и отвалообразования или переработки – составом горной массы по крупности, характеризуемой средним диаметром куска горной массы, коэффициентом разрыхления и величиной развала после взрыва.

Процесс разрушения горных пород характеризуется **энергоемкостью**, под которой понимаются затраты энергии на преодоление сопротивления породы ее разрушению. Энергоемкость тем выше, чем выше прочностные характеристики горной породы и степень ее дробления – n .

Степень дробления определяется отношением первоначального объема куска породы перед дроблением к объему куска породы после дробления:

$$N = \left(\frac{D}{d}\right)^3,$$

где D – размер куска породы в поперечнике до дробления, мм;
 d – размер куска породы в поперечнике после дробления, мм.

При этом энергия для дробления будет всегда пропорциональна lgn .

Удельная энергоемкость разрушения горных пород базируется на предположении, что энергия дробления пропорциональна объемам или массам этих тел:

$$F = elg\frac{D}{d}V, \text{ Дж},$$

где V – суммарный объем или вес продуктов разрушения, m^3 или *тонн*.

В реальных условиях степень дробления массива горных пород соответствующей трещиноватости выражается отношением среднего размера отдельности $D_{o.m}$ к среднему диаметру куска взорванной горной массы $d_{c.p.k.}$:

$$n = \frac{D_{o.m.}}{d_{c.p.k.}}.$$

Исследованиями установлено, что прочностные свойства горных пород определяются следующим соотношением:

$$e = \frac{\sigma^2}{2E},$$

где σ – предел прочности среды на разрушение, Па; E – модуль упругости Юнга, Па.

Это выражение называется *удельной энергией упругой деформации*.

При условии упругопластической деформации горной породы при ее разрушении, величина удельной энергии в три раза больше, чем при упругой деформации. Учитывая это, расчет необходимой энергии для дробления единицы объема горных пород с конкретными свойствами (которая как бы поглощается породой при дроблении в необходимой степени, и поэтому именуется как *энергопоглощение*) производится по следующей формуле:

$$F_3 = \frac{3\sigma^2}{2E} \cdot V \cdot \lg n, \text{ Дж.}$$

Сопrotивление горной породы разрушению при взрывном дроблении связано с явлением практически всех деформаций, однако для инженерного расчета затрат энергии на этот процесс целесообразно использовать простой для измерения показатель – предел прочности породы на сжатие. Из экспериментальных исследований известно, что соотношение сил сжатия и растяжения при динамическом нагружении тела составляет:

$$\sigma_d = 0,1\sigma_{сж.д.} + \sigma_{р.д.}$$

Соотношение между динамическим и статическим напряжением пропорционально коэффициенту динамичности k_d (таблица б).

$$\sigma_d = k_d \sigma_{ст.}$$

Соотношение между пределом прочности на сжатие и на растяжение при статической нагрузке:

$$\sigma_p = 0,1\sigma_{сж.}$$

тогда сопротивление среды разрушению, выраженное через предел прочности на сжатие при статическом напряжении, можно представить в виде:

$$\sigma = 0,2\sigma_{сж} k_d.$$

В этом случае формула расчета затрат энергии для дробления горных пород до степени n (удельная энергия дробления массива) может быть представлена в следующем виде:

$$F_{др} = \frac{3 \cdot 0,4\sigma_{сж}^2 k_d^2 V}{2E} \lg n, \text{ Дж.}$$

Таблица 6 – Значения коэффициента динамичности k_d

Горная порода	Модуль Юнга (упругости), $E \cdot 10^{10}$		Коэффициент динамичности, k_d
	статический, $E_{ст}$	динамический, E_d	
Базальт	4,39	7,8	1,78
Габбро	7,1	7,5	1,06
Гранит	6,57	7,2	1,08
Диабаз	7,32	10,6	1,45
Диорит-порфирит	5,3	14,5	2,74
Доломит равномернoзернистый	5,05	5,3	1,05
Дунит	14,9	16,3	1,03
Известняк	2,25	5,6	2,5
Известняк глинистый	6,5	6,6	1,01
Кварцит	6,7	8,8	1,32
Конгломерат	7,0	7,9	1,13
Магнетит мелкозернистый	8,2	17,2	2,10
Песчаник	2,6	2,7	1,04
Песчаник кварцевый	4,5	8,6	1,90
Роговик, скарнированный пироксеном	7,8	8,9	1,15
Сиенит	7,4	8,1	1,10
Скарн гранатовый с магнетитом	6,8	9,1	1,35
Скарн пироксен-эпидотовый	0,9	3,2	3,52
Туф альбитофировый	4,7	7,9	1,68

Помимо затрат на разрушение массива в процессе подготовки крепких горных пород к выемке, необходима энергия для получения по принятой технологии и технике требуемой степени разрыхления и формирования развала, допустимых по правилам безопасности.

Затраты энергии на разрыхление и перемещение центра тяжести развала пропорциональны кинетической энергии движущейся массы с учетом переменной плотности и ее массы. В свою очередь кинетическая энергия зависит от начальной скорости движения горной массы:

$$F_p = \frac{v_0^2 V \rho l g k_p}{2} + \frac{v_0^2 V \rho l g l_{ц.п.}}{2}, \text{ Дж.}$$

При разрушении массива взрывом скважинных зарядов, расстояние от центра тяжести заходки массива до центра развала горной массы составит, м:

$$l_{ц.п.} = \frac{[c+b(N-1)+hctg\alpha](hk_p-h_p)}{2h_p}, \text{ м.}$$

В этой формуле возможно получение отрицательного результата; во избежание этого высоту развала h_p по отношению к высоте черпания ковша экскаватора $h_{ч}$ в формуле определения высоты развала $h_p = (1,0-1,5)h_{ч}$ следует принимать такой величины, чтобы разность $(hk_p - h_p) > 0$.

Сумма $F_{др} + F_p$ представляет собой энергию, которую необходимо затратить при подготовке горной массы требуемой крупности и параметрам развала с учетом конкретных свойств пород массива. Зная эту энергию, можно определить удельный расход ВВ, необходимый для дробления 1 м³ массива в нужной степени, получения заданных коэффициента разрыхления и параметров развала взорванной горной массы:

$$q = \frac{F_{др} + F_p}{\eta F_{ВВ}},$$

где $F_{ВВ}$ – удельная потенциальная энергия взрывчатого вещества, которая служит характеристикой его работоспособности;
 $\eta = 0,04-0,06$ – коэффициент полезного использования энергии взрывчатого вещества.

Подставляя в формулу q значения отдельных величин, получим развернутую формулу удельного расхода ВВ, обеспечивающего нормальное дробление и необходимый развал горной массы:

$$q_p = \frac{\frac{0,12\sigma_{\text{сж}}^2 k_{\text{н}}^2}{2E} \lg n + \left(\frac{\vartheta_0^2 \rho}{2}\right) \left[\lg k_p + \lg \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p}\right]}{\eta F_{\text{ВВ}}}, \text{ кг/м}^3.$$

19. Способы и средства взрывания зарядов скважин

В качестве средств взрывания (СВ) применяются капсули-детонаторы, электродетонаторы короткозамедленного действия, электродетонаторы замедленного действия, детонирующий шнур, огнепроводный шнур, прессованные шашки из высокобризантных ВВ – тротил, тетрил, гексоген, зажигательные и электрозажигательные патроны.

Способы взрывания различают:

- в зависимости от применяемых средств взрывания – по величине интервала между взрывами отдельных зарядов или групп зарядов;
- по источникам инициации средств взрывания – огневое, электроогневое, электрическое и с помощью детонирующего шнура;
- по расположению скважин (зарядов) в разрушаемом массиве – однорядное, двухрядное; трехрядное и многорядное;
- по величине интервала между отдельными взрывами – мгновенное, короткозамедленное и замедленное.

Средствами взрывания (СВ) при огневом взрывании являются капсули-детонаторы и огнепроводный шнур.

Капсули-детонаторы выпускаются трех типов:

- в алюминиевой гильзе КД-8А с азид-тетриловым зарядом;
- в медной гильзе КД-8М с гремучертутно-тетриловым зарядом;

- в бумажной (картонной) гильзе КД-8Б с азид-тетриловым или гремучертутно-тетриловым зарядом.

Огнепроводный шнур выпускается трех типов:

- асфальтированный огнепроводный шнур – ОША;
- двойной асфальтированный огнепроводный шнур – ОШДА;
- пластиковый огнепроводный шнур – ОШП.

Отличаются шнуры только материалом трубки – матерчатый или пластиковый. Для изоляции сердечника от влаги матерчатая оболочка шнуров пропитывается асфальтом, а для взрывания в обводненном забое применяется двойное асфальтирование оболочки. В качестве горючего материала сердцевина шнура заполнена черным дымным порохом и для стабилизации горения пороха в сердцевине проложена хлопчатобумажная нить. Диаметр огнепроводного шнура 5–6 мм. Скорость горения шнура 1 см/сек.

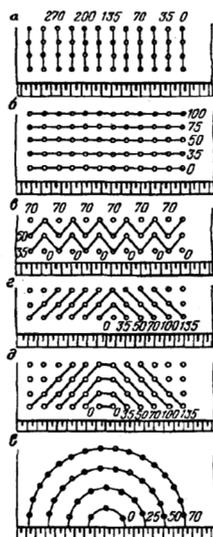


Рисунок 23 – Схемы взрывания при многорядном расположении скважин: а – поперечная порядковая; б – продольная порядковая; в – волновая; г – клиновья; д – трапециевидная; е – радиальная. Цифры означают величину замедления в мс.

Отрезок огнепроводного шнура, снаряженный капсулем-детонатором, называется **зажигательной трубкой**. Патрон ВВ или шашка, снаряженная зажигательной трубкой называется **патроном-боевиком или просто боевиком**. Взрыв патрона-боевика передается детонацией всему заряду.

При взрывании единичных (не более четырех) шпуров или скважин, зажигательные трубки поджигают с помощью тлеющего фитиля или отрезка огнепроводного шнура. При массовом поджигании зажигательных трубок, их собирают в пучок, крепко завязывают шпагатом и ровно обрезают, затем вставляют в зажигательный патрон. При сборке пучка учитывается первоочередность и последовательность взрывания скважин. После этого поджигается шнур зажигательного патрона и контрольная зажигательная трубка. Контрольная зажигательная трубка изготовляется из огнепроводного шнура длиной, достаточной для времени отхода взрывника в укрытие, но не менее 60 см и капсуля-детонатора в бумажной гильзе (чтобы осколки металлической гильзы при взрыве не травмировали взрывника). В то же время длина огнепроводного шнура контрольной трубки должна быть на 60 см короче самого короткого шнура заряжаемых скважин. Взрыв контрольной трубки является сигналом для немедленного отхода взрывника в безопасное место. Минимальная длина шнура зажигательной трубки:

$$l_{\min} = (nt_0 + t)v, \text{ м,}$$

где $t_0 = 8-10$ сек – время на одно поджигание шнуров; n – количество поджиганий; $t > 60$ сек – время на отход взрывника в укрытие; v – расчетная скорость горения огнепроводного шнура.

При сборке и коммутации взрывной сети на заряженном блоке может находиться только один взрывник.

При взрывании большого количества скважин при массовых взрывах, взрывание скважин производится поджиганием зажигательных трубок электрозажигательным патроном, представляющим собой картонную гильзу с электропроводами, нитью накаливания, со слоем порохового воспламенительного состава на днище гильзы, диаметром на 8–38 отрезков огнепроводного шнура.

При электрическом взрывании зарядов основным средством взрывания являются короткозамедленные и замедленные электродетонаторы. Источником электрического тока является

взрывная машинка или общая силовая или осветительная производственная сеть.

Электродетонаторы по времени срабатывания различают:

- мгновенного действия – ЭД-8Э;
- замедленного действия – ЭДЗД;
- короткозамедленного действия – ЭДКЗ.

Электровзрывная сеть состоит из магистральной и распределительной сетей и проводов и нитей накаливания электродетонаторов. Расчет сети заключается в определении сопротивления сети и силы тока, обеспечивающего гарантированное инициирование всех зарядов и каждого в отдельности.

На карьерах при массовых взрывах широко используют мгновенное и короткозамедленное взрывание детонирующим шнуром. В этом случае импульс к заряду передается через боевик, соединенный с детонирующим шнуром, сердцевина которого состоит из высокобризантного взрывчатого вещества – **тэна**. Скорость детонации 6,5–7 км/сек. Детонирующий шнур, в отличие от огнепроводного шнура, имеет в своей матерчатой оплетке красную нить, а полиэтиленовая оболочка имеет красный цвет. Взрыв гранулированных ВВ производится детонирующим шнуром через патрон-боевик, тротилловую или тротилгексогеновую шашку. Замедление при этом осуществляется пиротехническими реле КЗДШ.

Применяемые в качестве средств взрывания шашки выпускаются трех видов:

- тротилловые шашки Т-200, Т-400, ТП-400;
- тротилтетриловые шашки ТТ-500, ТТ-1000, ТТ-1800;
- тротилгексогеновые шашки ТГ150, ТГ-300, ТГ-500. Все шашки взрываются от детонации непосредственно детонирующим шнуром.

При однорядном расположении взрывных скважин наиболее часто применяют три схемы взрывания:

- соединение электродетонаторов с замедлением через скважину;
- волновую схему соединения электродетонаторов;
- фланговую схему соединения электродетонаторов.

Улучшение дробления в этих случаях происходит за счет образования дополнительных поверхностей обнажения от взрыва первой серии зарядов. Этот эффект в еще большей степени используется при многорядном расположении скважин.

Разрушение массива при многорядном расположении скважин и применении короткозамедленного взрывания заключается в том, что при взрыве группы зарядов первого ряда часть массива между рядами оказывается сжатой взрывной волной. Затем волновое сжатие переходит в волновое растяжение. В части массива, оконтуренного первым рядом скважин, происходит отрыв горной массы. Инициирование зарядов второй группы в начальный момент, т. е. во время сжатия от взрыва первой серии, позволяет увеличить степень дробления, но с повышенным расходом ВВ. Инициирование зарядов в следующий момент обеспечивает условия взрыва зарядов второго ряда аналогично первому, т. е. с образованием дополнительной поверхности обнажения, находящейся на расстоянии, равном линии сопротивления по подошве.

Среди схем соединения (рисунки 23, 24, 25 и 26) зарядов различают клиновые, волновые и радиальные, которые позволяют за счет соударения разлетающихся кусков породы несколько увеличить степень дробления горной массы. При врубовых схемах с продольным или поперечным расположением зарядов уменьшаются размеры развала. Скважины врубовых рядов имеют увеличенный перебур и уменьшенное на 30–40 % расстояние между скважинами.

Интервал замедления можно рассчитать по формуле проф. Г.И. Покровского:

$$\tau = \sqrt{\frac{a^2 - 4W^2}{v}} = W \cdot \left[\frac{3,5\rho}{\sqrt[3]{f^2}} \cdot \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}} \right],$$

где v – скорость распространения волны напряжений, м/сек; a – расстояние между скважинами, м; μ – коэффициент Пуассона; ρ – плотность породы, т/м³; f – коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова; W – линия сопротивления по подошве, м.

Применение короткозамедленного взрывания благодаря эффекту интерференции позволяет уменьшить сейсмическое воздействие на здания и сооружения, находящиеся вокруг карьера.

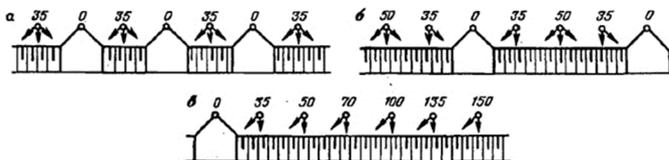


Рисунок 24 – Схемы взрывания с замедлением (от 0 до 150 мс) при однорядном расположении скважин: а – взрывание через скважину; б – волновое соединение; в – фланговое соединение

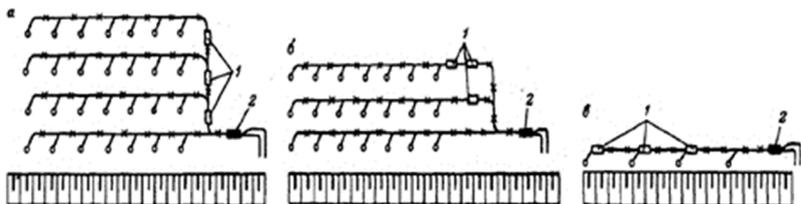


Рисунок 25 – Схемы взрывания скважинных зарядов: а – детонирующим шнуром; б – электрическим способом; в – комбинированным способом:
 1 – огнепроводный шнур; 2 – детонатор;
 3 – детонирующий шнур; 4 – электропровода;
 5 – электродетонаторы

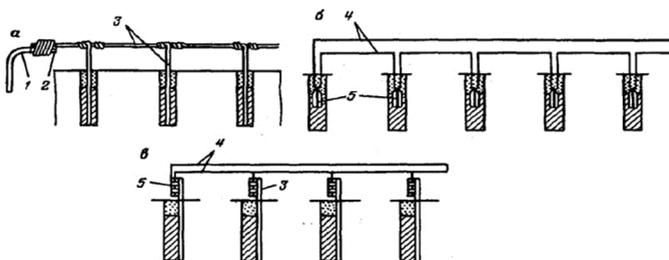


Рисунок 26 – Монтажные схемы короткозамедленного взрывания при помощи пиротехнических реле: а и б – порядное взрывание; в – последовательное взрывание; 1 – пиротехническое реле; 2 – электродетонаторы

20. Организация работ на карьерах

Взрывные работы на карьерах осуществляются на основании типового проекта буровзрывных работ (БВР) для зоны карьера с одинаковыми свойствами. Для конкретного взрываемого блока составляют паспорт БВР, утверждаемый главным инженером карьера.

Основой типового проекта является утвержденный технический проект на разработку данного месторождения, результаты экспериментальных и промышленных взрывов, производственный опыт работников карьера и требования Единых правил безопасности при взрывных работах. В паспорте БВР помимо расчетов параметров взрывных работ обязательно предусматривается расчет величины опасной зоны по сейсмическому воздействию на здания и сооружения. Если радиус действия взрыва по сейсмическому воздействию больше расстояния до охраняемых объектов, необходимо предусмотреть разделение общего заряда на n_c с интервалом замедления взрывов не менее $20 \text{ мс} - r_c = \sqrt{\frac{Q}{n_c}}$.

21. Расчет паспорта буровзрывных работ

Использование различных конструкций зарядов, способов их размещения в массиве и взрывания, благодаря исследовательским работам коллектива треста «Союзвзрывпром», позволили найти возможность *управлять* взрывным разрушением массива.

Для облегчения использования методики формулы расчетов, разработанные трестом «Союзвзрывпром», для определения всех параметров взрывных работ ($d, W, a, b, e, l_n, l_z, P$), влияющих на результаты взрыва, сведены в таблицу 7 (Приложение 5).

Таблица 7 – Формулы для определения параметров взрывных работ

Параметры	Расчетные формулы
Необходимый состав горной массы по крупности для нормальной работы экскаватора	$d_{cp} = \frac{B}{6,5}$
Необходимая степень дробления массива при $d_{ом} < d_{cp} n = 1$	$n = \frac{\sigma_{сж}}{d_{cp}}$
Удельная энергия дробления в необходимой степени, Дж/м ³	$F = \frac{0,12\sigma_{сж}^2 k_{\Delta}^2}{2E} \lg n$
Удельная энергия формирования развала, необходимого по технологии $h_p \leq h$, Дж/м ²	$F_p = \left\{ \frac{V_{\Delta}^2 \rho}{2} \right\} \left[\lg k_p + \frac{(c+hctg\alpha)(k_p-h_p)}{2h_p} \right]$
Расчетный удельный расход ВВ, необходимый для выполнения технологических условий, кг/м ³	$q = \frac{F_{дп}}{F_{ВВ}\eta}$
Линия сопротивления по подошве, м	$W = c + hctg\alpha$
Расстояние между скважинами, м	$a = W$
Расстояние между рядами скважин при короткозамедленном взрывании, м	$b = W$
Глубина перебура, м	$l_n = 0,5qW$
Длина скважины, м	$l_{скв} = h + l_n$
Минимальная величина забойки, м	$l_3 = l_n$
Максимальная длина заряда, м	$l_{зар} = l_{скв} - l_3$
Масса заряда в скважине, кг	$P = aWHq$
Диаметр сплошного заряда, м	$d_{зар} = d_{скв}$ или $d_{зар} = 2 \sqrt{\frac{P}{\pi l_{зар}\Delta}}$
Диаметр скважин, м	$d_{скв} \geq d_3$
Конструкция заряда: - заряд рассредоточенный - заряд сплошной	$d_{скв} > d_3$ $d_{скв} = d_3$
Длина нижнего (основного) заряда, м	$l_{оз} = 1,2W$
Длина воздушного промежутка, м	$l_{в.пр.} = l_3 - \frac{4P}{\pi d_{скв}^2 \Delta}$
Объем взрываемого блока, м ³	$V_{\Delta} = (15-20)PI_{экс}$
Ширина развала после взрыва при однорядном расположении скважин, м	$R = \frac{2[c+hctg\alpha](hk_p-h_p)}{h_p}$

Ширина развала после взрыва при многорядном расположении скважин, <i>м</i>	$R = \frac{2[c+b(N-1)hctg\alpha](hk_p-h_p)}{h_p}$
Высота развала после взрыва при однорядном расположении скважин, <i>м</i>	$h_{p1} = (1,0-1,5)h_4$
Высота развала после взрыва второй скважины, <i>м</i>	$h_{p2} = h_{p1} + \frac{bh(k_p-1)}{b+W}$
Высота развала после взрыва третьей скважины, <i>м</i>	$h_{p3} = h_{p1} + \frac{bh(k_p-1)}{b+W} + \frac{h(k_p-1)}{b}$
Высота развала после взрыва последнего ряда скважин при многорядном их расположении, <i>м</i>	$h_{pn} = h_{p1} + \frac{bh(k_p-1)}{b+W} + \frac{h(k_p-1)}{b}(n-2)$
Ширина взрываемого блока по целику, <i>м</i>	$A = 1,5R_{цв}N_3 - R$
Длина взрываемого блока, <i>м</i>	$L_{бл} = \frac{V_{бл}}{hA}$
Количество скважин во взрываемом блоке	$n_{скв} = \frac{AL_{бл}}{ab}$
Общая длина буровых скважин в блоке, <i>м</i>	$L_{бур} = l_{скв} n_{скв}$
Время бурения блока, <i>час</i>	$t_{бур} = \frac{L_{скв}}{\Pi_{бст}}$
Количество ВВ для разрушения блока, <i>кг</i>	$P_{ВВ} = qV_{бл}$
Количество серий взрывания в массовом взрыве по сейсмическому воздействию на охраняемом объекте	$N_c = \frac{29^3 P_{ВВ}}{L^3}$

Параметры	Тип заряда				
	камерный	котловой	скважинный		шпуровой
			вертикальный	наклонный	
Линия наименьшего сопротивления по подошве, <i>м</i>	$W_{л.н.с} = (0,75-0,95)h$	$W_{лнс} = (0,6-0,9)h$	$W_{мин} = hctg\alpha + c$	$W_{лнс} = \sqrt{\frac{e}{q_p}}$	-
Линия сопротивления по подошве уступа, <i>м</i>	-	-	$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}}$ или $W = 24d \sqrt{\frac{\Delta}{q}}$	$W = \frac{1}{\sin\alpha} \sqrt{\frac{e}{q_p}}$	$W = 0,9 \sqrt{\frac{e}{q}}$ или $W = (0,6-0,8)h$

Максимальная линия сопротивления по подошве	-	-	$W_{\max}=0,8h$	-	-
Объем зарядной камеры, M^3	$V_k=k_v \frac{P}{\Delta}$	-	-	-	-
Диаметр скважины (шпура), мм	-	-	$d=28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}}$	$d=28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}}$	$d=28h \sqrt{\frac{q_p}{\Delta}}$
Масса заряда в камере, котле и т.д., кг	$P=q_p W_{\text{лнс}}$	$P=q_p W^3$	$P=e l_{\text{зар}}$ или $P=q Wah$	$P=e l_{\text{зар}}$ или $P=q Wah$	$P=q Wah$
Дополнительн. заряд, распложенный выше котл. заряда, кг	-	$P_{\text{доп}}=[I_{\text{скв}} - (0,7W_{\text{лнс}} + I_3)]e$	-	-	-
Масса прострелочного заряда, кг	-	$P_{\text{пр}} = \frac{P}{(\Pi_{\text{пр}} \Delta)^n}$	-	-	-
Расстояние между зарядами в ряду, м	$a = m W_{\text{лнс}}$; $m=1, 1,4$; <i>нижний предел для трудно-взрываемых пород</i>	$a=(1-1,5)W_{\text{лнс}}$ $m=1 \div 1,5$ <i>нижний предел для трудно-взрываемых пород</i>	$a = m W$ $m=0,8-1,4$ <i>нижний предел для трудно-взрываемых пород</i>	$a = m W$ $m=1-1,5$ <i>нижний предел для трудно-взрываемых пород</i>	$a=(0,8-1,5)W$
Расстояние между рядами скважин, шпуров, м	-	$b=(0,85-1)W_{\text{лнс}}$	$b=(0,85-1)W$ <i>нижний предел для мгновенного взрываения, верхний - для коротко-замедленного</i>	$b=(1-1,5)W$ <i>нижний предел для мгновенного взрываения, верхний - для коротко-замедленного</i>	$b=(0,85-1)W$
Глубина	-	-	$l_n=0,5q_p W$	$l_n=0,5q_p W_n$	$l_n=0,5q_p$

перебура, м				нс	W
Глубина скважины, шпура, м	-	-	$l=h+l_n$	$l=\frac{h}{\sin\alpha}+l_n$	$l=h+l_n$

Необходимые справочные данные находятся по таблицам, приведенным в Приложении, учебникам и справочной литературе.

При расчете взрыва степень дробления для конкретного комплекта оборудования определяется исходя из производительности работы всего технологического потока (выемка, транспортирование и дробление).

При этом степень дробления следует принимать **минимальной** по конечной стадии переработки горной массы, имея в виду, что увеличение степени дробления ведет к повышению затрат на процесс подготовки горных пород к выемке. **Максимальный** размер куска породы определяется ограничениями по габаритам оборудования технологического потока и приводится в таблице 8:

Таблица 8 – Соответствие параметров оборудования размерам отбитой горной массы

Параметры	Экскавация (выемка)	Перемещение (транспортировка)	Бункеризация	Дробление
По ширине ковша, B	$d_{\max} \leq \frac{1}{3}B$	-	-	-
По высоте ковша, H	$d_{\max} \leq \frac{1}{3}H$	-	-	-
Вместимостью ковша, E	$d_{\max} \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E}$	-	-	-
Грузоподъемностью транспортного сосуда, G	-	$d_{\max} \leq \sqrt{\frac{6G}{\rho t}}$	-	-
По ширине конвейерной ленты, B	$d_{\max} \leq 0,5B - 0,1$	$d_{\max} \leq 0,5B - 0,1$	-	-
По размеру выпускного отверстия течи, B _{min}	-	-	$d_{\max} \leq \frac{1}{3}B_{\min}$	-
По размеру приемной щели дробилки, B _{др.}	-	-	-	$d_{\max} \leq 0,95 B_{др.}$

При расчетах паспорта или проекта буровзрывных работ используются следующие условные обозначения, применяемые в формулах таблицы 8:

$m = 0,8-1,4$ – коэффициент сближения зарядов. Меньшие значения относятся к трудновзрываемым породам;

α – угол откоса уступа, град;

$e = \frac{\sigma^2}{2E}$ – удельная энергия упругой деформации, Дж;

σ – предел прочности породы на разрушение, Па;

E – модуль упругости, Па;

$$q_p = \frac{0,12\sigma_{сж}^2 k_A^2}{2E} \lg n + \left(\frac{\vartheta_0^2 \rho}{2} \right) \left[\lg k_p + \lg \frac{(c+hctg\alpha)(k_p h - h_p)}{2h_p} \right]$$
 – удельный расход ВВ, обеспечивающий нормальное дробление и развал горной массы,

$\eta = 0,04-0,06$ – коэффициент полезного использования энергии взрывчатого вещества;

$F_{ВВ}$ – удельная потенциальная энергия взрывчатого вещества;

$P_{экс}$ – производительность экскаватора, м/сут.;

$P_{б.ст.}$ – производительность бурового станка, м/сут.;

$P_{пр}$ – показатель простреливаемости (от 20 для мела до 0,2 для гранита)

ρ – плотность горной массы в массиве, t/m^3 , $кг/дм^3$, $г/см^3$.

c – расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин, м. По Правилам безопасности не менее 3 м;

b – расстояние между рядами скважинных зарядов, м;

N – количество рядов скважин;

h – высота уступа, м;

$h_p = (1 \div 1,5)h_u$ – высота развала горной массы от взрыва, м;

h_u – высота черпания экскаватора, м;

V – объем разрушаемой горной массы, $м^3$;

$k_p = 1, 1-1,8$ – большее значение принимается для крепких пород;

f – коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdje-конова:

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{10^7}, \text{ или более точно } f = \frac{\sigma_{сж}}{3 \cdot 10^7} + \sqrt{\frac{\sigma_{сж}}{3 \cdot 10^6}}.$$

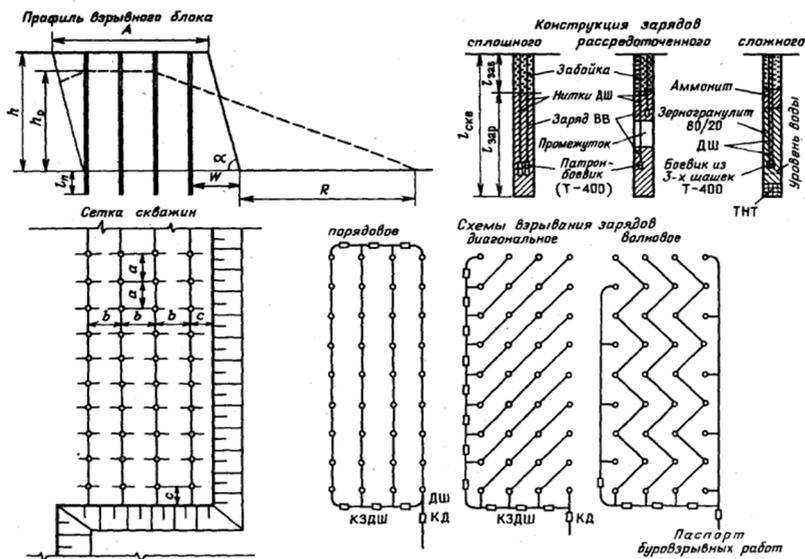


Рисунок 27 – Паспорт буровзрывных работ для рабочего блока карьера с применением рассыпных ВВ, тротиловых шашек Т-400 в качестве боевика, детонирующего шнура ДШ, реле КЗДШ и капсюля-детонатора с огнепроводным шнуром для инициации взрыва

22. Составление проекта на массовый взрыв технологического блока

1. Объем технологического блока выбирается из условия обеспечения горной массой не менее чем на двухнедельный срок. Производительность экскаватора:

$$V_{\text{бл}} = 2P_{\text{см}} n_{\text{см}} N_{\text{д}}$$

где $P_{\text{см}}$ – сменная производительность экскаватора, $\text{м}^3/\text{см}$; $n_{\text{см}} = (2-3)$ – число смен; $N_{\text{д}} = (6-7)$ – число дней работы в неделю.

2. Средний удельный расход ВВ по блоку, $кг/м^3$:

$$q_p = 0,24e_{ш} + 0,15,$$

где $e_{ш}$ – удельная энергоемкость шарошечного бурения, $кВт-ч/м$ (см. таблицу в Приложении 8).

При неизвестной удельной энергоемкости бурения, удельный расход ВВ устанавливается с использованием «Технических правил ведения взрывных работ на дневной поверхности», где по названию породы и ее особенностям выбирается подходящий удельный расход.

3. Расстояние между скважинами:

$$a = 25d_c \left(\frac{\rho \cdot 10^{-3}}{q\rho} \right)^{0,5},$$

где d_c – диаметр скважины, $м$; $\rho = 850-900$ – плотность заряжения, $кг/м^3$.

4. Линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин:

$$W = h_y \operatorname{ctg} \alpha + l_{\sigma},$$

где h_y – высота уступа; $\alpha = 55-80 \leq^\circ$ – угол откоса уступа; $l_{\sigma} = 3$ – минимальное безопасное расстояние установки станка от верхней бровки до гусениц станка, $м$.

5. Ширина взрываемого блока:

$$B_{\text{бл}} = W + e(n_p - 1),$$

где $n_p = 3-5$ – количество рядов скважин; e – расстояние между рядами скважин, обычно $a = e$.

6. Площадь поверхности блока:

$$S_{\text{бл}} = \frac{V_{\text{бл}}}{h_y}.$$

7. Длина технологического блока:

$$L_{\text{бл}} = \frac{S_{\text{бл}}}{B_{\text{бл}}}.$$

8. Количество скважин на блоке:

$$N_{\text{ск}} = \frac{L_{\text{бл}} n_p}{a}.$$

9. Количество скважин по рядам:

$$N_{ip} = \frac{N_{ск}}{n_p}.$$

10. Масса зарядов:

а) по первому ряду скважин:

$$Q_1 = q_p a W h_y,$$

б) по второму и последующим рядам:

$$Q_n = q_p a \bar{c} h_y.$$

11. Суммарное количество ВВ на взрыв:

$$Q_{вв} = Q_1 + Q_n(N_{ск} - n_1),$$

где n_1 – количество скважин по первому ряду.

12. Суммарная глубина (м) скважин на блоке:

$$\Sigma L_{ск} = L_{c1} + L_{cn}(N_{ск} - n_1),$$

где $L_{c1} = 1,2h_y + 1$ – глубина скважин по первому ряду;

$L_{cn} = 1,2h_y$ – глубина скважин по остальным рядам.

13. Столб заряда в скважинах:

$$h_{31} = \frac{4Q_1}{\pi d_c^2 \rho} \text{ – по первому ряду;}$$

$$h_{3n} = \frac{4Q_n}{\pi d_c^2 \rho} \text{ – по остальным скважинам.}$$

Для определения ширины рабочей площадки устанавливаются параметры взрываемого блока:

а) ширина развала от нижней бровки уступа:

$$B_o = 3,5 h_u \sqrt[4]{F} \sqrt[3]{\frac{q}{h_u}} (0,65 + 0,35 \cos \varphi),$$

где φ – угол откоса уступа; F – площадь взрываемого блока по откосу уступа, m^2 ;

б) высота навала (развала):

$$h_p = h_v = \sqrt[4]{\frac{N}{(h_v \cdot q)}},$$

где N – число рядов скважин.

При взрывании на необработанную горную массу от предыдущего взрыва:

$$B_p = B_o \left(1 - \frac{M}{M_{pp}} \right),$$

где M_b – мощность буфера, м; M_{pr} – предельная мощность буфера, при которой развал не образуется, определяется формулой:

$$X_{pp} = \frac{B_o}{1 + \frac{50}{F^3}}$$

Ширина развала от линии скважин первого ряда:

$$B = 5q \sqrt{Wh_u}$$

14. Вычерчивается план технологического блока в М 1:1000 с расположением всех скважин, схема коммутации взрывной сети, поперечный разрез по плану в М 1:1000 с конструкцией заряда.

15. Рассчитывается потребное количество детонирующего шнура или электродетонаторов и заполняется таблица потребного количества ВМ на данный взрыв (таблица 9).

Таблица 9 – Таблица потребного количества ВМ

Наименование ВМ	Единица измерения	Количество	Тип ВМ и их характеристика
ВВ заряда,	кг		
ВВ боевика	шт(кг)		
Детонирующий шнур	м		
КД(ЭД)	шт		
Реле КЗДШ	шт		
ОШ-А	м		

23. Подготовка крепких горных пород к взрыву

В настоящее время имеются эффективные и разнообразные средства для бурения скважин на карьерах в любых по крепости породах. Как правило, в пределах одного рабочего блока на од-

ном участке ведут погрузку взорванной породы, на втором участке бурят скважины, третий участок готовится к буровым работам (рисунок 28).

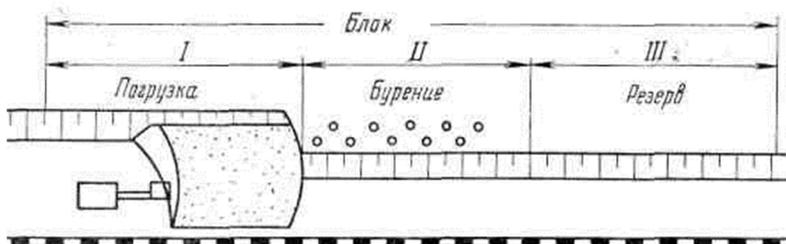


Рисунок 28 – Схема горных работ в пределах одного рабочего блока карьера

На карьерах скважины бурят станками ударно-канатного, вращательного, шарошечного и термического бурения.

В породах средней крепости и крепких с коэффициентом крепости по шкале М.М.Протоdjeяконова $f = 14-20$ скважины бурят станками канатно-ударного и вращательного бурения, оснащенными коронками, армированными искусственными алмазами. Канатно-ударные станки из-за низкой производительности применяются в большей степени на малых каменных карьерах с весьма крепкими породами. Однако благодаря простоте конструкции, низкой стоимости, простоты в обслуживании и эксплуатации, а также отсутствия достойной замены на весьма крепких породах, эти станки до сих пор находят применение и на крупных карьерах при разработке весьма крепких пород.

В породах мягких и средней крепости с коэффициентом $f = 2-12$ в настоящее время повсеместно применяются станки шарошечного бурения. Станки оснащаются трубчатыми буровыми штангами, оснащенными сменными буровыми коронками типа шарошки. Технические характеристики буровых станков приведены в Приложении 6.

24. Карьерные буровые станки

Для бурения на карьерах и разрезах взрывных и технологических скважин различного диаметра применяются в основном буровые станки отечественного (стран СНГ) производства, технические характеристики которых приведены в таблицах Приложения. Вместе с тем, все большее применение находят импортные станки ведущих фирм мира.

Зарубежные карьерные буровые машины

За рубежом буровые станки для открытых работ выпускают фирмы: «Бисайрюс Ири», «Интерсол Ранд», «Гарднер Денвер», «Харнишфегер», «Дриллтех» (США), «Атлас Копко» (Швеция) и др. Ими созданы станки шарошечного бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром до 560 мм, станки пневмударного бурения скважин диаметром до 700 мм, двухшпиндельные станки для вращательного бурения горизонтальных скважин диаметром до 219 мм,

Технические характеристики импортных буровых карьерных станков приведены в Приложениях 6, 7.

Шнекобуровые машины

Шнекобуровые машины (ШБМ) выпускаются в основном для бурения скважин большого диаметра, которые предназначаются для проветривания, спуска подъема материалов и горных пород в подземных условиях.

Ряд бурошнековых машин разработан и выпускается как в России, так и за рубежом для очистной отработки на карьерах (разрезах) тонких горизонтальных и пологих, мощностью 1,0 м, а в некоторых случаях и более мощных угольных пластов, вскрывать которые на полную мощность на полную глубину в условиях разреза экономически не выгодно.

Массив угля в забое скважины разрушается буровым инструментом, а уголь из скважины выдается на поверхность шнеком. Целики между скважинами остаются, и запасы идут в потери. Пласты могут располагаться ниже дна карьера на небольшой глубине или находиться за пределами контура карьерных полей

после их отработки. Применение ШБМ позволяет уменьшить потери угля в недрах и организовать дополнительную добычу угля без проведения разноски карьера и вскрыши на величину, равную глубине пробуриваемых скважин.

Отечественная одношпindelная шнекобуровая машина ШБМ-500 с электроприводом предназначена для выемки полезного ископаемого из горизонтальных и пологих пластов мощностью до 1,5 м выбуриванием режущей головкой и для транспортирования его шнеками до места перегрузки на разгрузочный конвейер. Станок смонтирован на шагающей платформе.

Станок изготавливается на Карпинском рудоремонтном заводе (Россия, Свердловская обл. г. Карпинск).

Техническая характеристика ШБМ-500:

- диаметр скважин – 1,1; 1,3; 1,5 м;
- производительность станка по добыче, соответственно – 280; 350; и 460 т/смену.
- глубина бурения – 50 м;
- угол наклона бурения – до 20°
- длина секции шнека – 4,2 м;
- габариты станка – 15700 × 12700 × 9200 мм.
- масса агрегата – 120 т.

Выпускаются также машины типа ШБМ для шнекобуровой выемки угля из тонких пластов диаметром до 2130 мм.

Шнекобуровые машины типа ШБМ, выпускаемые в США, состоят из выемочного одно- или многошпindelного бурового агрегата и погрузочного, встроенного или приставного скребкового конвейера с автономным приводом и представляют собой платформы прямоугольной формы с расположенными по углам опорными шагающими гидродомкратами. Внутри фермы горизонтально укреплен желоб, на котором смонтирован привод бурового става, перемещающийся по направляющим.

Исполнительный орган подается на забой в большинстве случаев с помощью втулочно-роликовых цепей и тяговых звездочек и гидродомкратами двойного действия.

Сборка-разборка шнековых секций осуществляется краном-укосиной, смонтированным на вертикальном домкрате. Диамет-

ры буровых коронок в зависимости от горногеологических условий составляют от 457 до 3200 мм. Обычно машины снабжены комплектом из трех-пяти буровых ставов различного диаметра. Длина секций у одношпиндельных машин не более 10 м, у многшпиндельных – до 4 м. Все машины снабжены гидравлическим механизмом шагания для перемещения вдоль забоя.

У многшпиндельных шнекобуровых машин ШБМ шнеки вращаются в разные стороны для уравнивания вращающих моментов.

Привод бурового става бурошнековой машины состоит из дизельного двигателя, гидромуфты и редуктора, установленных на буровой каретке. Одношпиндельные машины легкого типа имеют один дизельный двигатель, а более мощные машины – два.

25. Расчет производительности и парка буровых станков

Расчет производительности и количества буровых станков на карьере производится по следующей методике:

1. Определяется механическая скорость бурения v_b в зависимости от крепости пород и полезного ископаемого (f_n и f_p):

а) для станков с разрушающим инструментом режущего типа СБР-125; и СБР-160 скорость бурения v_b (м/час) выбирается по таблице 10:

Таблица 10 – Зависимость скорости бурения от коэффициента крепости породы

Коэффициент крепости породы	Техническая скорость бурения, м/ч	
	СБР-125	СБР-160
2–3	18–23	23–30
3–4	14–18	18–23
4–5	8–14	14–18
5–6	-	8–14

б) для станков шарошечного типа скорость бурения определяется по формуле:

$$v_6 = \frac{N_6}{e_{ш}}, \text{ м/час},$$

где N_6 – мощность двигателя вращателя (для станков 2СБШ-200 – 30 кВт, СБШ-250 МН – 35 кВт, СБШ-320 – 45 кВт); $e_{ш}$ – удельная энергоёмкость шарошечного бурения, кВт-ч/м, принимается по таблице категорий горных пород по взрываемости в Приложении 4.

Для станков ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения при неизвестной удельной энергоёмкости бурения, скорость бурения определяется по чистому времени бурения с расчетом нормы выработки:

$$H_{бр} = \frac{60 T_{см} - (t_{пз} + t_{лн})}{(t_6 + t_в) k_0},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, час;

$t_{пз}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;

$t_{лн}$ – время на личные надобности, мин,

t_0 – чистое время бурения, мин/м,

$t_в$ – вспомогательное время на 1 м скважины, принимается 0,5 мин,

K_0 – коэффициент на отдых в течение смены 0,015–0,020.

2. Сменная производительность станка определяется как:

$$n_{см} = T_{см} v_6 k_n,$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены (6, 7, 8 час); k_n – коэффициент использования станков во времени (0,4–0,6).

3. Годовая производительность станка:

$$n_г = n_{см} \varepsilon_{см} N_д,$$

где $\varepsilon_{см}$ – количество рабочих смен в сутках (1, 2, 3); $N_д$ – количество рабочих дней в году (270–280).

4. Годовая производительность станка по горной массе:

$$n_{гм} = n_г B,$$

где B – выход горной массы с 1 п.м скважины, м³/м.

5. Выход горной массы с 1 п.м скважины:

$$B = \frac{(25d_c)^2 h_y}{L_c},$$

где d_c – диаметр скважины, м; h_y – высота уступа, м; L_c – глубина скважины (1,1–1,2) h_y .

Диаметр скважин выбирается по двум условиям:

А. Для обеспечения заданной интенсивности разрыхления и надежной проработки подошвы уступа:

$$d_c = 9h_y + 35,5K_p + 33,5F - 195, \text{ мм},$$

где h_y – высота уступа, м; K_p – коэффициент разрыхления при взрыве; F – группа пород по СНиПу (см. сравнительные категории пород по таблице 2).

Б. По условиям равенства производительности бурового станка и экскаватора по горной массе:

$$d_c = 100\sqrt{E_e},$$

где E_e – емкость ковша экскаватора, м^3 .

Если по условию крепости пород и полезного ископаемого приняты 2 типа станков, то годовая производительность рассчитывается отдельно для каждого из них по соответствующим объемам породы и полезного ископаемого.

6. Рабочий парк станков карьера:

$$N_{\text{рб}} = \frac{v_{\text{см}}}{T n_{\text{см}}}.$$

Результат округляется до целого.

7. Инвентарный парк станков:

$$N_{\text{иб}} = N_{\text{рб}} \kappa_{\text{рез}},$$

где $\kappa_{\text{рез}}$ – коэффициент резерва (1,2–1,4).

III. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ МАШИНЫ НА КАРЬЕРАХ

26. Основные понятия

К выемочно-погрузочным машинам на карьерах относятся экскаваторы различных конструкций и принципам действия, самоходные ковшовые погрузчики, самоходные погрузочно-доставочные машины.

Экскаваторы всех конструкций при соответствующей крепости породы могут разрушать массив или производить выемку разрушенной горной массы и грузить её в транспортные средства. Самоходные ковшовые погрузчики применяются в основном для погрузки разрушенной горной массы в транспортные средства и, значительно реже, для доставки в ковше горной массы по назначению. Погрузочно-доставочные машины используются только для погрузки горной массы в свой бункер (кузов) и доставки ее в нем по назначению, например, на отвал, на обогатительную фабрику и т. д. (Приложения 20, 21).

26. Классификация экскаваторов

Выемка горной массы (породы или полезного ископаемого) из массива или из разрыхленного навала и перемещение ее к месту разгрузки в средства транспорта или в отвал на открытых разработках осуществляется экскаваторами.

На карьерах применяют два типа экскаваторов – *одноковшовые* – производящие выемку и перемещение горной массы одним ковшом, и *многоковшовые* – добывающие и перемещающие горную массу несколькими ковшами, размещенными на бесконечной цепи, роторном колесе или шаровой головке (фрезерные).

По способу перемещения экскаваторы подразделяются на *гусеничные, рельсовые, шагающие и плавучие*.

По роду привода экскаваторы делятся на электрические, с двигателем внутреннего сгорания и дизель-электрические.

По виду рабочего оборудования одноковшовые экскаваторы делятся на две большие группы:

- экскаваторы с жесткой связью ковша со стрелой – прямая и обратная механическая лопата, струг;
- экскаваторы с гибкой связью ковша со стрелой – канатно-ковшовый (драглайн) и грейферный.

По роду работы одноковшовые экскаваторы относятся к машинам *прерывного, цикличного действия*, многоковшовые – к машинам *непрерывного действия*.

На открытых разработках наибольшее распространение получили экскаваторы типа прямая механическая лопата, драглайн и многоковшовые экскаваторы.

Экскаватор – прямая или обратная механическая лопата (рисунок 29) состоит из ковша 1 с откидным днищем. Ковш закреплен шарнирно на конце рукояти 2. Рукоять подвижно крепится на стреле 3, которая шарнирно соединена с корпусом экскаватора 4. Корпус экскаватора вместе со стрелой и всеми механизмами вращается вокруг своей оси с опорой на платформу, крепящуюся жестко на гусеничный ход 5. Этот экскаватор служит для выемки горной массы в забое, расположенном выше уровня стояния экскаватора. Экскаватор ковшом может разрушать мягкие и слабые породы и производить их выемку с погрузкой в транспортные средства или в отвал. Породы средней крепости и крепкие перед выемкой и погрузкой необходимо разрушить взрывными работами.

Основной показатель, характеризующий экскаватор – емкость ковша. Экскаваторы с ковшом ёмкостью до 8–12 м³ производят погрузку горной массы в автосамосвалы или в железнодорожные вагоны, а также на конвейер (посредством применения передвижного бункера) и непосредственно в отвал. В настоящее время при погрузке длинностреловыми ковшовыми экскаваторами в транспортные сосуды для точного ориентирования практикуется установка *veb-camer's* в районе ковша. Экскаваторы с ковшом ёмкостью более 15 м³ производят главным образом перемещение горной массы в отвал. У современных экскаваторов такого типа ёмкость ковша достигает 35 м³ и длина стрелы – 65 м.

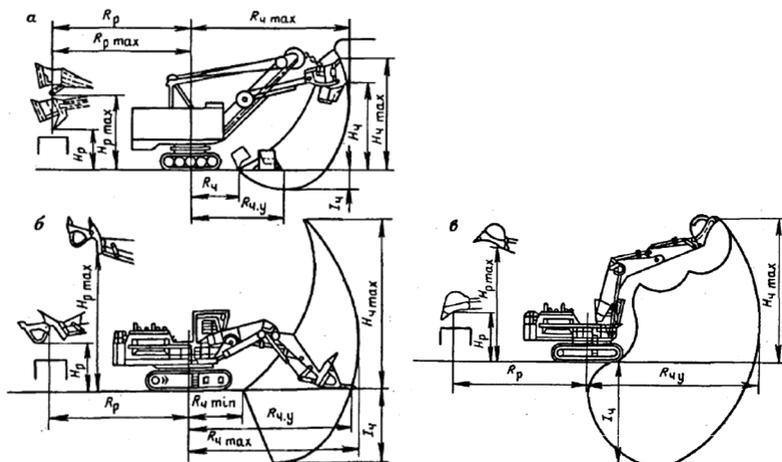


Рисунок 29 – Схемы и технологические параметры экскаваторов – механических лопат: а – канатная прямая механическая лопата; б – гидравлическая прямая механическая лопата; в – гидравлическая обратная механическая лопата

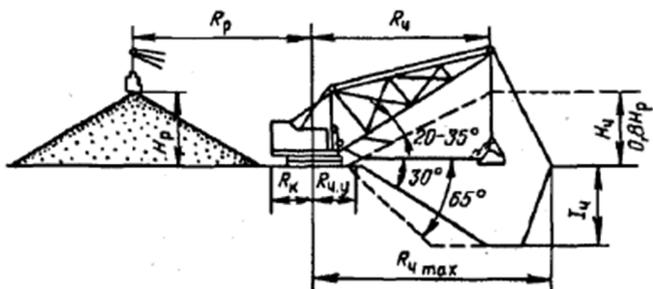


Рисунок 30 – Технологическая схема к определению рабочих параметров драглайна

Технические характеристики наиболее распространенных экскаваторов типа прямая механическая лопата приведены в таблицах Приложений 9–11, 13, 14.

Канатно-ковшовый экскаватор (драглайн) (рисунок 30) – имеет рабочее оборудование в виде ковша *1*, подвешенного

к стреле 3 тросами 2. Ковш подается на забой путем его забрасывания при повороте корпуса экскаватора 4. При перемещении ковша по горной массе тяговым канатом в сторону экскаватора, происходит зачерпывание горной массы. После подъема ковша и поворота корпуса экскаватора со стрелой до места разгрузки, ковш опрокидывается и происходит освобождение ковша от горной массы. Как указывалось выше, в связи с отсутствием жесткой связи ковша со стрелой, погрузка горной массы в транспортные средства весьма затруднительна, поэтому драглайны работают на вскрыше с подачей горной массы на отвалы, особенно при бестранспортной системе разработки месторождений. В рабочем положении драглайн находится на кровле уступа (верхней площадке) выше забоя. Драглайны имеют широкий диапазон длин стрел от 10 до 125 м, а емкость ковшей достигает до 100 м³. При таких показателях драглайн производит зачерпывание большого количества горной массы на значительном расстоянии от места стояния и перемещает её на такое же расстояние. Таким образом, перемещение породы производится на расстояние, равное двум радиусам зачерпывания породы.

Экскаваторы-драглайны с ковшами ёмкостью до 4 м³ снабжаются гусеничным ходом, более мощные машины выпускаются с шагающим ходовым устройством. Такие мощные экскаваторы передвигаются с помощью лыж с большой опорной поверхностью по принципу шагания. Это позволяет устанавливать экскаваторы на свежесыпанной породе, например на отвале.

Технические характеристики драглайнов приводятся в таблице Приложения 12.

Многоковшовые экскаваторы в отличие от одноковшовых являются землеройными машинами **непрерывного действия**. По типу рабочего органа различают многоковшовые **цепные** и **роторные** экскаваторы. Шаровые фрезерные экскаваторы распространения не получили и не производятся.

Цепной многоковшовый экскаватор (рисунки 31 и 32) состоит из рамы с бесконечной цепью, снабженной ходовыми тележками с ковшами, корпуса, стрелы – отвалообразователя, механизмов управления и разгрузочных приспособлений (прием-

ный бункер с разгрузочным люком, конвейер и др.). В зависимости от мощности экскаватора они выпускаются на гусеничном и рельсовом ходу.

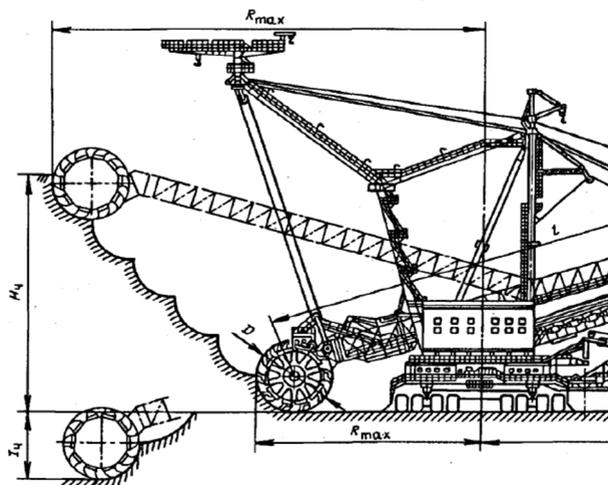


Рисунок 31 – Технологическая схема роторного экскаватора

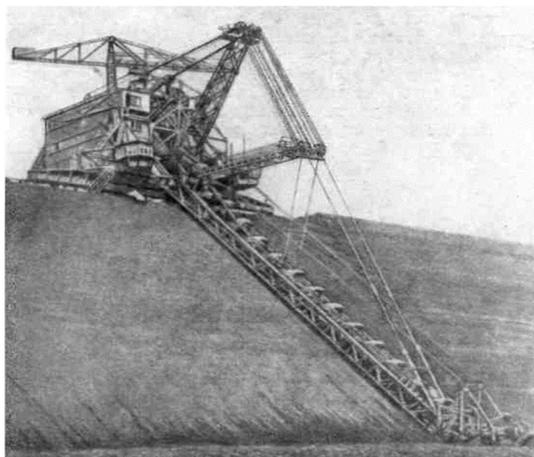


Рисунок 32 – Цепной многоковшовый экскаватор
нижнего черпания

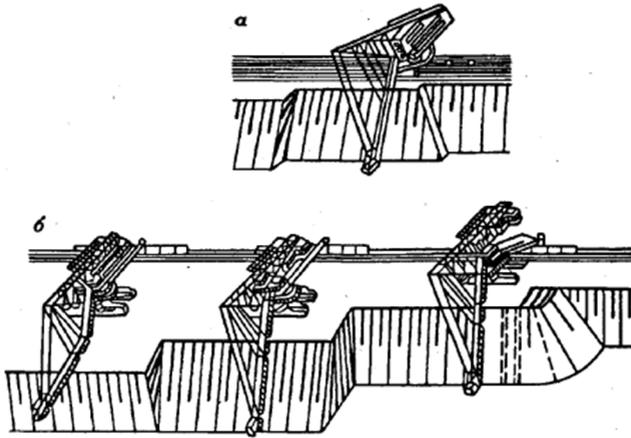


Рисунок 33 – Порядок отработки забоя многоковшовыми цепными экскаваторами: а – на рельсовом ходу; б – на гусеничном ходу

Многоковшовые экскаваторы могут производить экскавацию ниже их уровня стояния (экскаваторы нижнего черпания) и выше уровня их стояния (экскаваторы верхнего черпания). Выпускаются многоковшовые экскаваторы, которые могут последовательно производить верхнее и нижнее черпание.

Цепные экскаваторы широко применяются на вскрышных и добычных работах при разработке сыпучих, мягких и средней плотности пород, таких как суглинки, пески, бурые угли, мел и др.

Экскаватор при работе движется вдоль фронта уступа и срезаёт ковшами с поверхности откоса уступа стружку породы или полезного ископаемого, перенося горную массу до разгрузочного бункера; отсюда горная масса разгружается в вагоны или с помощью конвейера – на отвал. Таким образом, забоем является не торец уступа, как это имеет место при применении однокоршковых экскаваторов, а поверхность откоса уступа по всей длине фронта работ.

Ёмкость каждого ковша колеблется от 0,1 до 1,5 м³. Скорость движения цепи (скорость резания) составляет, 0,7–1,2 м/сек, рабочая скорость экскаватора вдоль фронта уступа со-

ставляет 5–8 м/мин. Толщина стружки зависит от крепости пород и достигает до 0,35 м.

Роторные экскаваторы (рисунок 31) производят выемку горной массы ковшами, размещенными на вращающемся колесе – роторе. Перемещение породы к бункеру и далее с разгрузкой в подвижной состав или на отвалы осуществляется ленточными конвейерами.

Забой роторного экскаватора располагается обычно с торца уступа, реже – со стороны его откоса.

Роторные экскаваторы удобны при селективной разработке пластов сложного строения; с помощью их можно обрабатывать не только мягкие, но и более плотные породы, и полезные ископаемые.

Ёмкость ковшей составляет 0,1–0,5 м³. В мире имеются несколько экземпляров с ёмкостью ковшей 1,0 м³. Диаметр ротора – 2,5–18 м. Суточная производительность наиболее мощных роторных экскаваторов достигает 100000 м³ в сутки.

Технические характеристики многоковшовых экскаваторов приводятся в таблицах Приложений 18, 19.

27. Расчет выемочно-погрузочного комплекса

Рассчитанные объемы горной массы и производительности карьера позволяют выбрать типоразмеры и определить число единиц погрузочно-выемочного оборудования и транспорта.

А. Расчет производительности экскаваторов непрерывного действия

Техническая производительность экскаваторов непрерывного действия зависит от вместимости ковшей, количества их разгрузок в единицу времени, физико-химических свойств горных пород и режима работы экскаватора.

Эксплуатационная производительность зависит от организации работы экскаватора, его технического состояния, системы обслуживания и транспортного обеспечения. Эти факторы учитываются коэффициентом использования экскаватора $k_{и}$. Чем

выше и лучше указанные факторы, тем выше коэффициент использования экскаватора.

1. Теоретическая производительность экскаватора:

$$Q_{\text{теор}} = 60Ev, \text{ м}^3/\text{час},$$

где E – вместимость ковша, м^3 ; v – число разгружаемых ковшей в минуту.

2. Техническая производительность экскаватора:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} k_3,$$

где $k_3 = 0,6-1,15$ – коэффициент экскавации.

3. Сменная эксплуатационная производительность:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{тех}} T k_{\text{и}},$$

где T – продолжительность смены, *час*; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены (при конвейерном транспорте $k_{\text{и}} = 0,8-0,9$; при железнодорожном транспорте $k_{\text{и}} = 0,7 \div 0,85$; При автомобильном – $k_{\text{и}} = 0,8-0,85$);

4. Годовая производительность экскаватора:

$$Q_{\text{г}} = Q_{\text{см}} n N,$$

где n – число смен в сутки; N – число рабочих дней экскаватора в течение года.

Б. Расчет производительности экскаваторов цикличного действия

1. Сменная производительность экскаватора цикличного действия:

$$П_{\text{см}} = \frac{3600E_3 T_{\text{см}} k_{\text{и}} k_{\text{н}}}{t_{\text{ц}} k_{\text{р}}},$$

где E_3 – вместимость (емкость) ковша экскаватора, м^3 ;

$T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, *час*; $k_{\text{и}} = (0,6 \div 0,8)$ – коэффициент использования экскаватора в течение смены;

$k_{\text{н}} = 0,8-1,1$ – коэффициент наполнения ковша;

$t_{\text{ц}}$ – время рабочего цикла экскаватора;

$k_{\text{р}} = 1,2-1,5$ – коэффициент разрыхления горной массы в ковше.

По полученной сменной производительности следует выбрать соответствующий экскаватор.

2. Годовая производительность экскаватора:

$$П_{гэ} = П_{см} n_{см} N_{кл} \kappa_{из},$$

где $n_{см}$ – число смен в сутки; $N_{кл}$ – количество рабочих дней в году (270); $\kappa_{из}$ – коэффициент использования календарного времени (0,7–0,9).

3. Рабочий парк экскаваторов для обеспечения работ по горной массе:

$$N_{рз} = \frac{V_{гм}}{П_{гэ}}.$$

4. Инвентарный парк экскаваторов:

$$N_{из} = N_{рз} k_{рез},$$

где $k_{рез} = 1,15–1,25$ – коэффициент резервирования.

28. Горные работы с применением тракторных стругов и колесных скреперов

Тракторный струг (бульдозер) (рисунок 34) – обычный тяжелый гусеничный трактор, снабженный отвалом с ножом. Бульдозеры используют на карьерах как для выемки и транспортирования вскрыши и полезного ископаемого, так и для вспомогательных работ – зачистки кровли пласта, разравнивания вскрышной породы на отвалах, зачистки рабочего места и подгребания горной массы к ковшу экскаватора, при строительстве автомобильных и рельсовых дорог и т. д. При движении нож бульдозера срезает слой породы и перемещает её перед собой до места назначения. При сложном строении месторождения и небольшой мощности и небольших объемах мягких вскрышных пород, вскрышу иногда производят бульдозерами. Экономически выгодно бульдозерами перемещать породу до 50 м. В настоящее время выпускаются бульдозеры и на пневмоколёсном ходу.

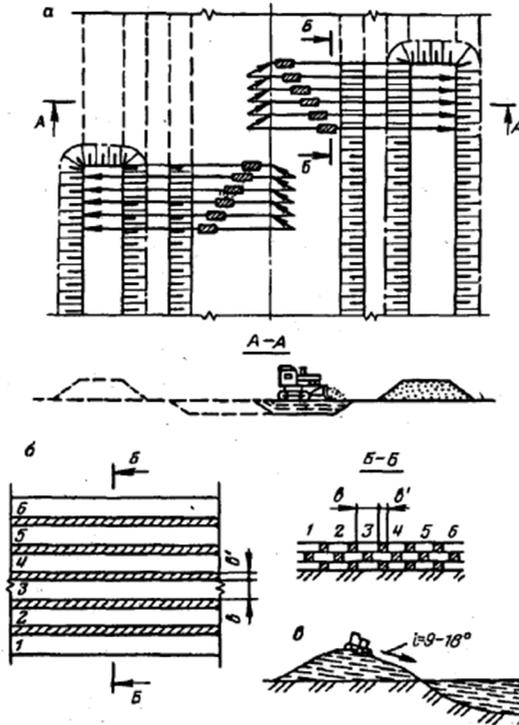


Рисунок 34 – Технологические схемы разработки горных пород бульдозером: а – челночная схема; б – траншейнополосная схема; в – при работе под уклон

На карьерах при строительстве и поддержании автомобильных дорог широко применяются *самоходные грейдеры*, имеющие регулируемые с помощью гидравлики по координатам и по усилиям прижатия к почве, отвальные и зачистные ножи. Промышленностью выпускаются бульдозеры, отличающиеся мощностью двигателя, конструкцией и способом крепления отвала (неповоротный и поворотный), на гусеничном или колесном ходу. Поворотный отвал может устанавливаться под углом $54-60^\circ$ к оси движения бульдозера. Такой бульдозер иначе называется *англозером*.

Для вскрышных работ и для работ на отвале применяются гусеничные бульдозеры с прямым отвалом.

Для зачистки площадки у экскаватора, просыпей на дорогах, зачистки забоев и там, где требуется быстрая смена объектов работы на карьерах, применяются колесные бульдозеры с прямым или косым отвалом.

Техническая характеристика бульдозеров приводится в Приложениях 25, 26.

А. Расчет производительности бульдозера

Производительность бульдозеров рассчитывается по следующему методу:

1. Теоретическая производительность:

$$Q_{\text{теор}} = Vv = \frac{Bh^2v}{2tg\alpha^2}$$

где V – объем породы перед отвалом, m^3 ; B – ширина отвала, m ; h – высота отвала, m ; v – количество рабочих циклов в час.

1. Техническая производительность:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}}k_{\text{п}} = \frac{Q_{\text{теор}}k_{\text{у}}}{k_{\text{р}}} \text{ м}^3/\text{час},$$

где $k_{\text{п}} = \frac{k_{\text{у}}}{k_{\text{р}}}$ – коэффициент производительности;

$k_{\text{у}}$ – коэффициент, учитывающий влияние уклона поверхности забоя (при работе на подъеме 5, 10, 15 % $k_{\text{у}}$ принимается равным соответственно 0,67; 0,5; 0,4. При работе под уклон 5; 10; 15; 20 % $k_{\text{у}}$ принимается равным соответственно 1,35; 1,94; 2,25; 2,68);

$k_{\text{р}} = 1,2-1,4$ – коэффициент разрыхления породы перед отвалом.

3. Эксплуатационная (сменная, годовая) производительность соответственно за смену и за год:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{тех}}Tk_{\text{и}}, \text{ м}^3/\text{см},$$

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}}nN, \text{ м}^3/\text{год},$$

где T – продолжительность смены, час ;

$k_{\text{и}} = 0,8-0,9$ – коэффициент использования бульдозера во времени;

n – число рабочих смен в сутках;

N – число рабочих дней в году.

Максимальные уклоны в %, преодолеваемые бульдозером, составляют с наполненным отвалом на подъем – 15–18 %, с порожним отвалом 35–40 %, при спуске в обоих случаях допускается 45 %. Уклон в поперечном направлении допускается до 30 %.

Техническая производительность бульдозера на планировочных работах при рекультивации или в забое может быть определена по формуле:

$$Q = (B - b)vk,$$

где B – ширина отвала бульдозера, м;

b – ширина перекрытия полос при планировании поверхности, м;

$v = 1-3,5$ км/час – рабочая скорость движения бульдозера при планировании;

$k = 0,7-0,75$ – коэффициент, учитывающий развороты бульдозера и холостой ход.

Б. Расчет производительности скрепера

Колёсные скреперы (рисунок 35) в ряде случаев довольно успешно используются на карьерах, производя выемку, транспортирование и разгрузку грунтов в отвалы. Колёсные скреперы предназначены для ведения вскрышных работ небольших объемов. Колесные скреперы выпускаются как прицепными, так и самоходными на пневмоколесном ходу. Прицепные скреперы перемещаются трактором или тягачом. Расстояние транспортирования составляет 100–1500 м. Ёмкость ковша скреперов, выпускаемых в России, достигает 8–35 м³, а за рубежом – 4–60 м³.

Техническая характеристика некоторых колёсных скреперов приводится в Приложении 24.

Производительность скрепера зависит от вместимости ковша, длительности цикла – расстояния, скорости транспортирования и свойств разрабатываемых пород. Наполнение ковша и его разгрузка производится при движении скрепера. При разгрузке скорость скрепера снижается до 8–10 км/час для равномерной укладки породы, особенно при планировке. Скорость скрепера

при загрузке ковша зависит от свойств разрабатываемых пород. Для повышения производительности скрепера, при необходимости породу предварительно разрабатывают рыхлителями.

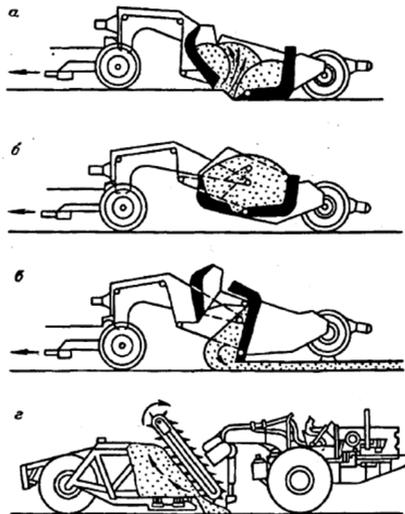


Рисунок 35 – Схема операций рабочего цикла скрепера:

- а – срезание слоя породы и заполнение ковша;
- б – транспортирование породы; в – разгрузка ковша;
- г – самоходный скрепер

Производительность колесного скрепера рассчитывается по следующим формулам:

1. Теоретическая производительность:

$$Q_{\text{теор}} = \frac{3600E}{t_{\text{ц}}} = \frac{3600E}{\frac{l_3}{v_3} + \frac{l_{\Gamma}}{v_{\Gamma}} + \frac{l_p}{v_p} + \frac{l_{\Pi}}{v_{\Pi}}}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где E – вместимость ковша скрепера, м^3 ;

$l_3, l_{\Gamma}, l_p, l_{\Pi}$ – соответственно длина участков заполнения ковша в карьере, движение с грузом до отвального хозяйства, разгрузка на отвале и длина пути возвращения в забой, км ;

$v_3, v_{\Gamma}, v_p, v_{\Pi}$ – соответственно скорость движения скрепера при заполнении ковша с грузом, при разгрузке и в порожнем состоянии, $\text{км}/\text{час}$.

2. Техническая производительность:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} k_c, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $k_c = \frac{k_n}{k_p}$ – коэффициент скреперования; $k_n = 0,6-1,25$ – коэффициент заполнения ковша; $k_p = 1,1-1,7$ – коэффициент разрыхления породы в ковше.

3. Эксплуатационная (сменная, годовая) производительность соответственно за смену и за год:

$$Q_{\text{см}} = Q_{\text{тех}} T k_n, \text{ м}^3/\text{см},$$

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n N, \text{ м}^3/\text{год},$$

где T – продолжительность смены, час; $k_n = 0,7 \div 0,8$ – коэффициент использования скрепера во времени; n – число рабочих смен в сутках; N – число рабочих дней скрепера в год.

По статистике среднегодовая производительность скрепера составляет 5–5,7 тыс. м³ на 1 м³ вместимости ковша.

29. Разработка горных пород драгами

На разработке россыпных месторождений одним из основных видов горных машин является *драга*. Драга представляет собой своего рода обогатительную фабрику по переработке (промывке) разжиженной горной породы (пульпы в виде песков с полезным ископаемым) (рисунок 36). Находясь на плаву посредством понтонов, драга производит отработку забоя под водой, перемещаясь из стороны в сторону вдоль забоя с помощью лебедок, с заякоренными канатами на бортах полигона (на берегу обрабатываемого водоема) вокруг одной из свай. Во время изменения направления перемещения в забое производится подшагивание драги опусканием одной опоры и поднятием другой. Такое движение драги называется *напилионажем*. Поднятая многоковшовым органом горная масса подается на оборудование, где полезный компонент извлекается, а пустая порода (*эфеля*) сбрасывается в выработанное пространство за драгой.

Драги небольшой производительности выпускаются рудо-ремонтными заводами треста «Северовостокзолото», а про-

мышленное изготовление драг производит Иркутский завод тяжелого машиностроения. Крупные драги достигают водоизмещения 10 ÷ 15 тыс. тонн.

Таблица технических характеристик заводских многочерпаковых электрических драг приведена в Приложении 32.

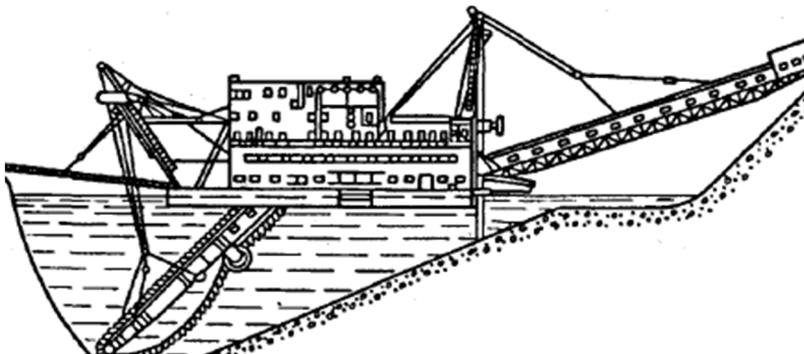


Рисунок 36 – Разработка подводного забоя драгой с многоковшовым рабочим органом

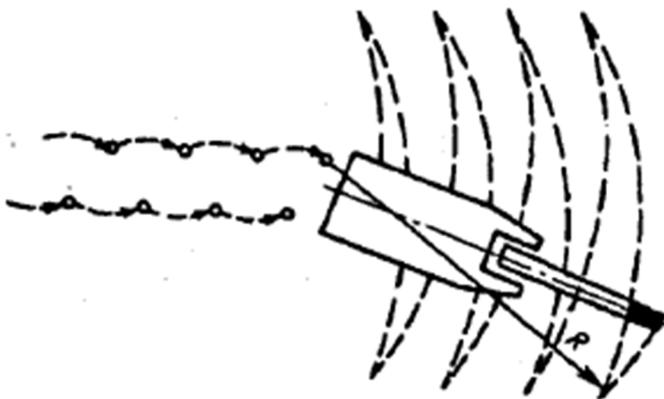


Рисунок 37 – Схема перемещения драги и земснаряда по акватории забоя – папилионирование

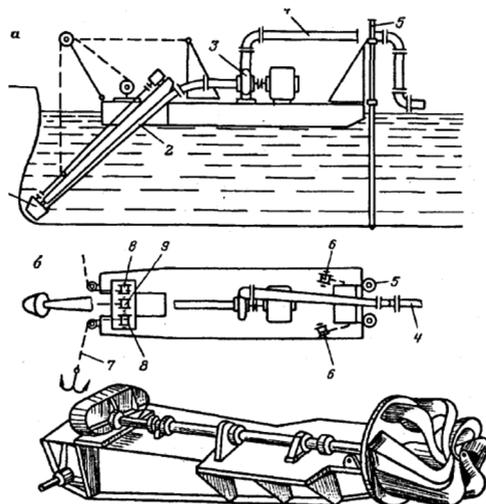


Рисунок 38 – Землесосный снаряд и его рабочий орган:
 а – общий схематический вид; б – вид земснаряда сверху:

- 1 – рыхлитель; 2 – всасывающий патрубок;
- 3 – грунтовой насос; 4 – пульповод; 5 – сваи;
- 6 – сваеподъемная лебедка; 7 – якорные канаты
- 8 – папильонажные лебедки; 9 – лебедка подъема
 рамы рыхлителя

30. Разработка горных пород земснарядами

Аналогичным с драгой по технологии разработки мягких горных пород под водой является применение *земснаряда* (рисунок 37). Рабочий орган земснаряда представляет собой роторный, черпаковый, шнековый или фрезерный рыхлитель, установленный на стреле. Разрушенная горная порода землесосом через всасывающее устройство, установленное у рыхлителя, перекачивается по плавучему трубопроводу на отвал. Понтон земснаряда представляет собой плоскодонное судно, которое перемещается по заполненному водой котловану, как и драга,

папилионированием с помощью лебедок и свай (рисунок 38). Производительность землесосных снарядов от 100 до 1600 м³/час, а глубина разработки – 3–15 м.

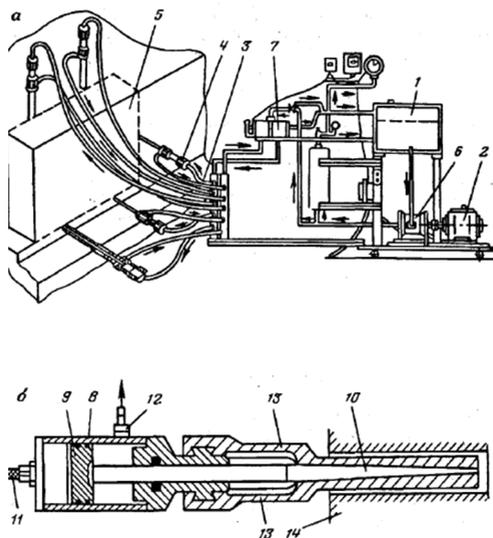


Рисунок 39 – Гидроклиновая установка (а)

и гидроклин (б) для добычи каменных блоков:

1 – маслобак; 2 – двигатель; 3 и 11 – высоконапорные

шланги; 4 – гидроклин; 5 – блок; 6 – маслонасос;

7 – золотниковый распределитель; 8 – гидроцилиндр;

9 – поршень; 10 – шток; 12 – шланг; 13 – щеки; 14 – шпур

Работа земснаряда автоматизирована. Затраты на разработку горных пород земснарядом по сравнению с другими средствами механизации минимальны.

Недостатком этой технологии является большая энергоёмкость и потребность в больших территориях под гидроотвалы.

В приложениях 30, 31 приведены таблицы технических характеристик земснарядов, выпускаемых в России.

31. Открытые горные работы по добыче блочного камня

При производстве стеновых, облицовочных, дорожных, бордюрных, архитектурных и скульптурных изделий от массива изверженных, метаморфических и осадочных горных пород механическим или взрывным способом отделяются блоки природного камня, которые затем грузятся на средства транспорта и отправляются потребителю для дальнейшей обработки.

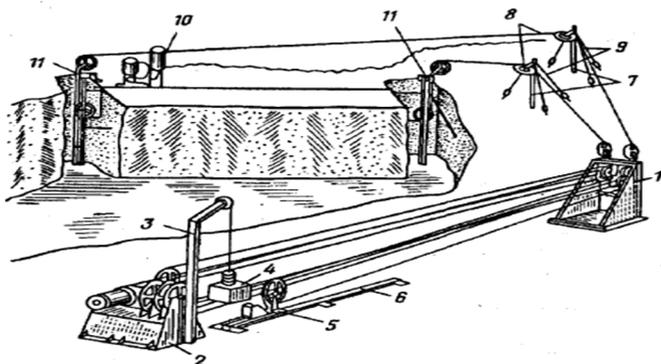


Рисунок 40 – Технологическая схема отпиливания каменного монолита канатной пилой из специальных ниш: 1 – натяжная станция; 2 – приводная станция; 3 – несущая стойка; 4 – регулируемый противовес; 5 – тележка натяжной лебедки; 6 – направляющие салазки; 7 – трубочатые стойки; 8 – направляющие шкивы; 9 – закрепленные тяги; 10 – емкость с абразивной пульпой; 11 – рабочие стойки

Технология механических способов включает:

- отрыв блока от массива по естественным трещинам путем внедрения в нее клиньев;
- бурение по контуру отделяемого блока на глубину, равную высоте блока шпуров и отрыв его от массива с помощью забиваемых в шпур обычные клиньев или использования гидроклиньев;

- отпиливание по контуру блока с помощью канатной пилы, дисковой или баровой камнерезной машиной.

Первый из механических способов применяется в трещиноватых массивах, в основном в базальтах и гранитах где естественные трещины не заполнены цементирующим раствором. С помощью забивания клиньев естественный блок отделяется от массива. Существенный недостаток этого способа – получение естественного **бесформенного блока**, при доведении которого до необходимых размеров появляется достаточно много отходов.

Второй способ наиболее распространен при добыче каменных блоков крепких горных пород из крупнотрещиноватых массивов. Шпуры бурятся на глубину до подстилающей трещины или на высоту блока на расстоянии друг от друга, достаточном для разрыва массива между ними при механическом напряжении, возникающем от распорных усилий клиньев. В крепких породах (сопротивление более 130 МПа) шпуры располагаются на расстоянии 0,1–0,2 м. Клинья, в зависимости от прочности горных пород забиваются в каждый или через несколько шпуров. Для уменьшения трения и разрушения самого блока клинья в шпур закладываются между пластинами («щеками»). Гидроклинья представляют собой механизмы, в которых пластины раздвигаются давлением жидкости, создаваемым высоконапорным насосом.

Отделение блока от массива канатной пилой (рисунки 40 и 41) применяется в основном при добыче мраморных блоков. Щель в массиве образуется в результате воздействия абразива, как правило, кварцевого песка крупностью 0,2 ÷ 1 мм, и захватывается канатом, движущимся со скоростью 8–12 м/сек. Канат представляет собой двух- или трехжильный бесконечный трос диаметром 3; 3,5; 4,5 и 5 мм и длиной от 1 до 3 км. Начинают пиление канатом большего диаметра. При износе или обрыве каната его заменяют канатом меньшего диаметра. Стойки со шкивами служат для направления каната в пространстве. Их размещают таким образом, чтобы сразу одним заходом иметь возможность произвести все вертикальные и горизонтальные щели для полного отделения блока от массива.

Размеры блока в мраморном массиве составляют 20×10×5 м. Для установки стоек на глубину, соответствующую высоте бло-

ка, проходят шурфы или используют специальные буропрони- кающие стойки со снабженными абразивными направляющими шкивами, которые натяжением самого каната пропиливают щель в скважине, увлекая за собой канат. Расход песка и воды составляет 30 кг/час и 100 л/час соответственно. Натяжение каната для создания оптимальной стрелы прогиба в 80 мм на 1 м каната должно составлять 2000–2500 Н. Отделенный от массива пропилом щелей таких размеров блок гидродомкратами (рисунок 39) опрокидывается на специально подготовленную «постель» из песка и щебня, где распиливается этим же канатом на блоки меньших размеров, соответствующих возможностям транспортных и камнерезных средств.

Часовая производительность канатной пилы при добыче мрамора прочностью 70–100 МПа составляет 1–2 м² при длине пропила 20–22 м.

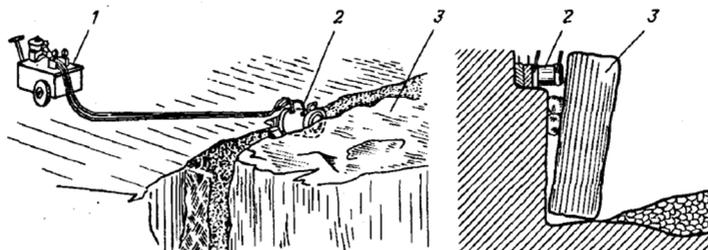


Рисунок 41 – Опрокидывание гидродомкратом отпиленного монолита размером 20 × 10 × 5 м на подготовленную постель: 1 – маслостанция с гидронасосом; 2 – гидродомкрат; 3 – монолит

Камнерезные машины используются для отделения блоков камня в породах средней прочности (мрамор, туф, известняк). Технология их использования заключается в одновременном и последовательном создании пропилов в массиве во всех плоскостях с помощью дисковых, кольцевых фрез или цепных баров, армированных твердым сплавом. Камнерезные машины различаются по назначению – для выпиливания блочного камня небольших размеров на низких уступах и для выпиливания крупных стеновых блоков и конструктивно. Для выпиливания бло-

ков из крепких горных пород возможно применение рабочих органов камнерезных машин, армированных натуральными или синтетическими алмазами.

В таблице 11 приведены технические характеристики камнерезного оборудования и технологических схем обработки камня.

Таблица 11 – Технические характеристики камнерезного оборудования

Технологическая схема	Высота уступа, м	Выполняемые работы	Предел прочности камня при сжатии, МПа	Тип камнерезных машин	Скорость резания, м/сек	Скорость рабочей подачи, м/мин		Маневровая скорость движения машины, м/мин	Число обрабатываемых рабочих боков	Производительность по горной массе, м ³ /час
						Поперечная	Продольная			
Низкоуступная захватная схема	0,41	Вырезка стенового камня	До 1	СМ89А	1,89–15,6	0,6–6,5	0,67–6,78	19	2	5–14
	0,41	То же	До 1,5	СМ89А У	3–5	0,6–6,5	0,6–6,6	23	2	4–16
	0,41	То же	До 1,5	СМ89М	-	2,2–5,4	2,2–5,4	23	2	8–16
Низкоуступная столбовая	0,41	Производство поперечных пропилов	0,5–1,5	НКМ-2У	-	0,5–2	-	15	2	45–100 м ² /час
	0,41		0,5–1,5	НКМ-58	-	1,33	-	12	2	80 м ² /час
Высокоуступная захватная сплошная	3	Вырезка стенового камня	До 0,5	СМ824	8–10	1,28–3,98	0,52–1,7	25,8	8	29–40
Высокоуступная захватная сплошная	0,86 – 1,04	Вырезка крупных блоков	До 4	СМ177А	0,4–1,87	0,018–0,39	0,035–0,39	6,85–12	2	1,5–6
Высокоуступная захватная сплошная	0,86 – 1,04	Вырезка крупных блоков	До 2	СМ580А	1,28–2,32	До 2	0,24–1,84	5,4–19	2	2,5–10

Высокоуступная захватная сплошная	0,86 – 1,04	Вырезка крупных блоков	До 2	СМ580 М	1,34– 2,216	0,2– 2	0,38 5- 1,06 3	15,4	2	3–11
Высокоуступная захватная с горизонтальными заходками	2,26	Вырезка стенового камня	До 0,5	КМ-4М	13,2	0,94 –3,5	1,1– 4,1	10,6–33	2	6–7,5
Высокоуступная захватная с вертикальными заходками	2,85	Вырезка стенового камня	До 0,35	КМА3-188	9,7	До 1,2	До 1,2	-	2	1,2
Высокоуступная захватная с вертикальными заходками	2,35	Вырезка стенового камня	До 1	КМГ-2	7,8– 8,1	0,97	0,47 –1,2	0,47–0,6	2	0,7–1,5
Высокоуступная захватная с диагональным расположением заходок.	-	Вырезка стенового камня	До 4	СМ428	0,58– 1,8	0,04 3- 0,09 8	0,04 3- 0,09 8	3,7–9,8	2	-

Взрывной способ отделения блоков камня от массива заключается в применении низкобризантного взрывчатого вещества (пороха) для уменьшения нарушения естественной целостности камня, для отделения блока камня по естественным трещинам массива. Заряды взрывчатого вещества размещают в полостях трещин или в подстилающих пласт породах. Взрывом этих зарядов блок нарушает свою связь с массивом и становится готовым к выемке и перемещению к месту его дальнейшей обработки.

Буровзрывной способ предусматривает бурение шпуров по контуру блока и применение зарядов из пороха или мощного взрывчатого вещества типа ТЭНа (детонирующего шнура) в воде для образования трещин в плоскости пробуренных шпуров. При использовании пороха заряды могут располагаться не

в каждом шпуре, а через один или два в зависимости от прочности массива. В этом случае незаряженные шпуры выполняют роль направляющих трещин. Расстояние между шпурами составляют 0,1–0,2 м, удельный расход пороха – 0,05–0,3 кг/м³.

При использовании детонирующего шнура в водной среде заряд помещается в каждый шпур. Благодаря свойству несжимаемости воды взрывное усилие от взрыва взрывчатого вещества сглаживается и равномерно передается на стенки шпура. Учитывая это свойство воды, для увеличения надежности образования трещины в нужном направлении применяют парные или сдвоенные шпуры, шпуры эллипсовидной формы или специальные конструкции зарядов, в которых детонирующий шнур размещается по противоположным стенкам круглого шпура по линии образования трещины. Для этого детонирующие шнуры после помещения в шпур расклиниваются водой в полиэтиленовой оболочке.

В последнее время для образования щелей в массиве стали использовать терморезаки, принцип действия которых аналогичен термобурению. Техническая возможность образования щели на большую глубину пока небольшая, поэтому этот способ применяется в комбинации со взрывным. В расширенную терморезаком на некоторую глубину естественную щель или созданную в необходимом направлении трещину, непосредственно в массиве помещают заряд взрывного вещества и взрывают, отделяя таким комбинированным способом блок камня от массива.

IV. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

32. Карьерный транспорт

Транспортирование карьерных грузов является наиболее энергоемким и самым дорогим производственным процессом на карьерах. В общих затратах на разработку месторождений открытым способом на долю транспорта приходится 60–70 %.

Для перевозки карьерных грузов используются почти все виды транспорта:

- непрерывного действия – конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги;
- циклического действия – железнодорожный, автомобильный, скиповый (концевая канатная откатка), гравитационный, транспорт грузоподъемными устройствами.

Назначение основного карьерного транспорта сводится к перемещению пустой породы вскрыши и полезного ископаемого от забоев до пунктов разгрузки – отвалов, погрузочных бункеров, обогатительных фабрик, непосредственно потребителю как готовой продукции, некондиционного полезного ископаемого на склад бедных руд,

Вспомогательный транспорт – автомобили, тракторы, грейдеры и т. д. – применяется для перевозки людей, материалов, оборудования, в качестве дорожно-строительной техники и на вспомогательных работах.

Технические характеристики электровозов, тепловозов, вагонов, автосамосвалов, ленточных конвейеров и других видов транспорта приводится в Приложениях 33–39.

33. Расчеты транспортного комплекса

Автомобильный транспорт

В настоящее время, благодаря разработкам и массовому выпуску автосамосвалов грузоподъемностью, конкурирующей с грузоподъемностью железнодорожных вагонов – думпкаров, автомобильный транспорт нашел очень широкое распространение на карьерах малой и средней производительности в связи с его высокой автономностью, мобильностью, высокой эффек-

тивностью работы в сложных топографических, геологических и в суровых климатических условиях. Наиболее эффективная область его применения – карьеры малой и средней производительности, глубокие горизонты крупных карьеров в сочетании с работой железнодорожного транспорта или канатных подъемников.

А. Расчет автомобильного транспорта

Выбор марки автосамосвала, расчет их количества при заданной производительности карьера осуществляется по техническим характеристикам, приведенных в таблицах Приложений 22, 23. При этом учитывается кратность количества циклов и вместимости (емкости) кузова автосамосвала:

$$\frac{E_{\text{ам}}}{E_{\text{э}}} = 3 \div 6,$$

где $E_{\text{ам}}$ и $E_{\text{э}}$ – емкости кузова автосамосвала и ковша экскаватора соответственно, м^3 .

1. Количество автосамосвалов зависит от длины пути транспортирования $L_{\text{т}}$ (км):

$$L_{\text{т}} = \frac{0,5H_{\text{к}}}{i} + L_{\text{п}},$$

где $H_{\text{к}}$ – глубина карьера, м;

i = (0,06–0,08) – средний уклон автодорог в пределах карьера;

$L_{\text{п}}$ – расстояние от границы карьера до отвала или бункера фабрики (принимается $L_{\text{п}} = 1,5$ км).

2. Время одного рейса:

$$T_{\text{р}} = t_{\text{п}} + t_{\text{дв}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м}},$$

где $t_{\text{п}} = \frac{60P_{\text{ас}}}{E_{\text{э}}k_{\text{р}}t_{\text{ц}}\gamma}$ – время погрузки, мин;

$t_{\text{дв}}$ – время движения автомашины, мин;

$t_{\text{р}}$ – время разгрузки, мин;

$t_{\text{м}}$ – время маневрирования, мин;

γ – плотность породы, $\text{т}/\text{м}^3$;

$P_{\text{ас}}$ – грузоподъемность самосвала, т;

$E_{\text{э}}$ – емкость ковша экскаватора, м^3 ;

$k_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления в ковше экскаватора;

$t_{\text{ц}}$ – время цикла (таблица 12).

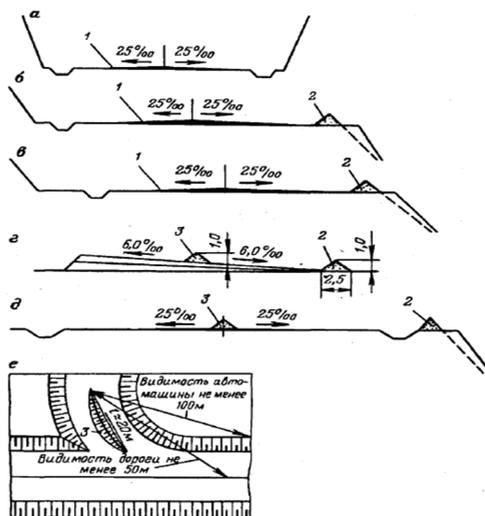


Рисунок 42 – Профили автодорог в карьере:
 а – в траншее; б – на транспортной берме;
 в – на уступе; г – на петлевом развороте;
 д – на отвале; е – в пунктах примыкания к трассе;
 1 – транспортная полоса; 2 – предохранительный вал;
 3 – распределительный вал

Таблица 12 – Технические характеристики карьерных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-3,2	ЭКГ-5	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20	ЭВГ-35/65
Емкость ковша, м ³	3,2–4	5–6,3	8–10	12,5–15	20,0	35,0
Максимальный радиус черпания, м	13,5	15,5	18,2	22,5	24,0	65,0
Максимальная высота черпания, м	9,8	11,0	12,5	15,6	18,0	40,0
Максимальный радиус разгрузки, м	12,5	13,6	16,3	19,9	21,6	62,0
Масса экскаватора, т	140	250	370	653	1060	3790
Максимальная мощность, кВт	250	320	520	1250	1358	5500
Продолжительность цикла при угле поворота до 135°, с						

3. Время движения:

$$t_{\text{дв}} = T_{\text{гр}} + T_{\text{пор}} = 60L_{\text{т}} \frac{v_{\text{гр}} + v_{\text{пор}}}{v_{\text{гр}}v_{\text{пор}}},$$

где $T_{\text{гр}}$ и $T_{\text{пор}}$ – время движения автосамосвала в грузовом и порожняковом направлениях, *мин*;

$v_{\text{гр}}$ и $v_{\text{пор}}$ – скорость движения автосамосвала соответственно с грузом и порожняком, *км/ч*. Обычно $v_{\text{гр}} = 0,2v_{\text{max}}$, $v_{\text{пор}}$ – по таблице 13, время разгрузки и маневрирования принимаются по 1 *мин*.

Таблица 13 – Характеристика карьерных автосамосвалов

Показатели	Краз-256	Белаз-540	Белаз-548	Белаз-549	Белаз-7519	Белаз-7521
Грузоподъемность, т	10	27	40	75	110	180
Масса машины, т	11,5	21	29	66	85	145
Емкость кузова, м ³	6	15,8	21,7	37,8	44	90
Максимальная скорость, км/ч	62	55	50	50	52	50
Ширина машины, м	2,6	3,5	3,8	5,4	6,1	7,6
Длина машины, м	8,2	7,3	8,1	10,3	11,3	13,6
Мощность двигателя, кВт,	175	265	367	770	995	1690
Расход топлива, л/100 км	60	125	200	350	-	-

4. Количество автосамосвалов, работающих с одним экскаватором:

$$N_{\text{ас}} = \frac{T_{\text{р}}}{t_{\text{ц}}}.$$

5. Количество самосвалов в карьере:

$$N_{\text{аск}} = N_{\text{рэ}}N_{\text{ас}},$$

где $N_{\text{рэ}}$ – рабочий парк экскаваторов.

6. Инвентарный парк самосвалов:

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{аск}}}{\kappa_{\text{гот}}},$$

где $\kappa_{\text{гот}} - 0,7-0,9$ – коэффициент технической готовности парка.

Железнодорожный транспорт

Железнодорожный транспорт на крупных карьерах является наиболее распространенным видом транспорта благодаря его высокой надежности в любых климатических условиях, высокой производительности, эффективности и неприхотливости в эксплуатации. Основной его характеристикой является грузооборот, т. е. количества груза (пустых пород и полезного ископаемого в тоннах или в кубических метрах), перевозимого в единицу времени.

Принцип работы железнодорожного транспорта заключается в перемещении вскрыши в думпкарах, полезного ископаемого в гондолах из забоев к месту разгрузки электровозами или тепловозами. Число вагонов в поезде (вес поезда) рассчитывается из условия характеристик локомотивов, пути и его состояния.

Железнодорожные пути функционально разделяются на временные и стационарные трех категорий, отличающихся верхним строением пути. К временным путям относятся пути на рабочих площадках в карьере и на отвалах. К стационарным путям относятся пути в траншеях, на транспортных бермах и на поверхности карьера. Временный путь периодически перемещается вслед за перемещением фронта работ в карьере или на отвале. Путевое развитие (перегоны, станции, пункты и разъезды) (рисунки 43 и 44), на горных работах карьеров зависит от системы разработки, способов вскрытия и производства взрывных и выемочных работ и применяемой погрузочной техники. На отвалах путевое развитие зависит от технологии отвалообразования. При экскаваторном отвалообразовании схема путевого развития аналогична забойной схеме.

Скорости железнодорожного транспорта в карьере по стационарным путям составляют 35–40 км/час, по забойным и обменным путям – 15–20 км/час.

В странах СНГ, Монголии и Китае в карьерах принята стандартная широкая колея 1524 мм и узкая колея – 750 мм, в Европе, США и Канаде – 1435, в Индии – 1676, в Японии и Индонезии – 1067 мм.

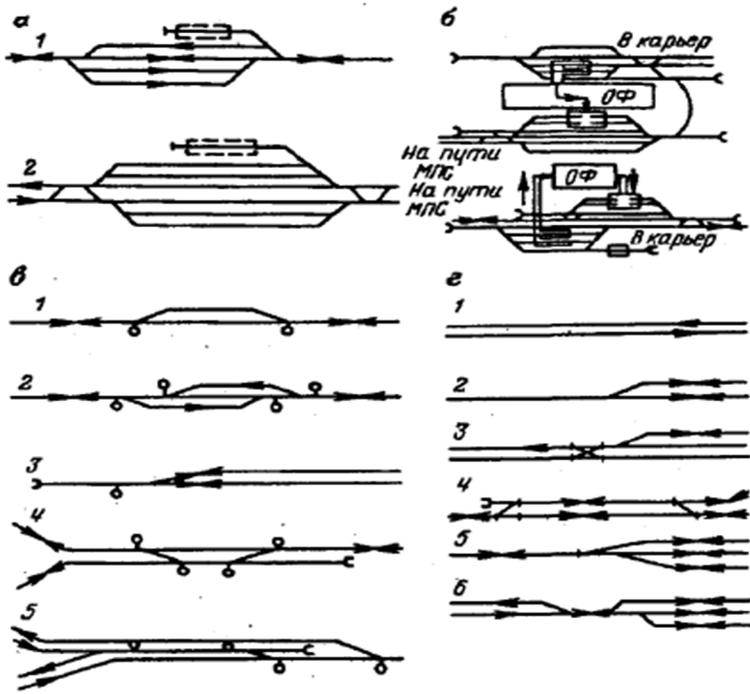


Рисунок 43 – Схемы железнодорожных путевых узлов на карьере: а – породные станции (1 – при однопутной линии; 2 – при двухпутной линии); б – рудные или угольные станции; в – разъезды: (1 – с одним приемо-отправочным путем; 2 – с двумя приемо-отправочными путями); 3 – простой тупиковый; 4 и 5 – соответственно одно- и двухпутный тупиковый; г – посты (1 – 4 в пунктах примыкания к главным путям; 5–6 – в пунктах разветвления главных путей на рабочие горизонты уступов и отвалов)

Железнодорожный путь является сложным инженерным сооружением. Он состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся земляное полотно, и искусственные сооружения – мосты, путепроводы, эстакады, тоннели, трубы и др. К верхнему строению относятся балласт, шпалы, рельсо-

вые скрепления, противоугоны и рельсы. Для сооружения земляного полотна, которое является основанием для верхнего строения пути, на поверхности на повышенных участках рельефа при превышении рельефа выше уровня пути до 12 м проходятся выемки, а при более чем 12-метровом превышении – проходятся тоннели. На пониженных участках трассы устраивают насыпи из гравия или карьерной каменной крошки. В карьере основанием для железнодорожного полотна является горная выработка – траншея, транспортная берма и рабочие площадки.

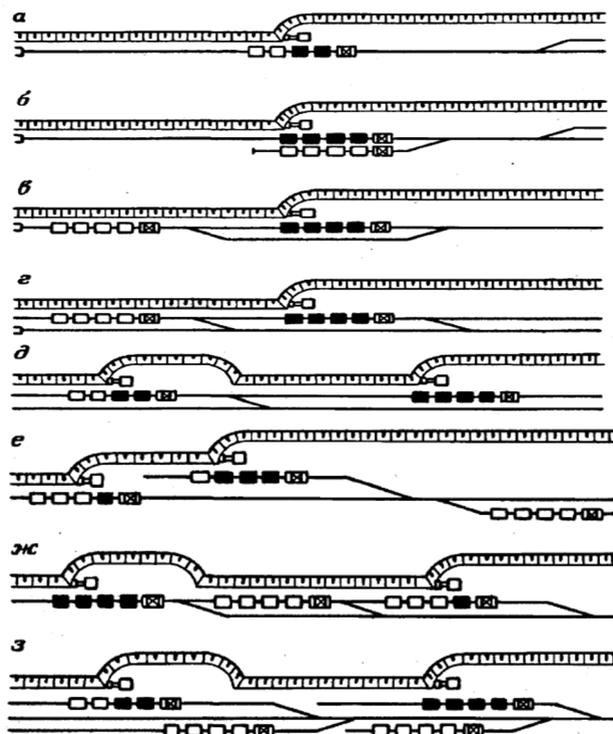


Рисунок 44 – Схемы развития забойных железнодорожных путей на уступе: а – г при работе на уступе одного экскаватора; д – з – при работе на уступе двух экскаваторов

Минимальная ширина площадок земляного полотна приведена в таблице 14

Таблица 14 – Ширина площадок земляного полотна

Месторасположение путей	Ширина площадки земляного полотна, м			
	На скальных породах		На рыхлых породах	
	один путь	два пути	один путь	два пути
Капитальные траншеи при проведении экскаваторами (размер понизу), м:				
Экскаватор Э-2503	20,5	25,5	21,3	26,5
Экскаватор ЭКГ-4У	24,0	29,0	25,0	30,0
Экскаватор ЭКГ-4,6; ЭКГ-5	22,0	27,0	23,0	28,0
Экскаватор ЭКГ-6,3	20,0	25,0	20,0	25,0
Экскаватор ЭКГ-8И	27,0	32,0	28,0	33,0
Экскаватор ЭКГ-12,5	34,0	39,0	35,0	40,0
Транспортные бермы при тяге:				
тлектровозной	7,0	13,6	8,9	14,75
тепловозной	6,5	10,6	8,15	12,25
паровозной	6,0	9,8	7,85	11,5
Участки примыкания путей к главным путям:				
при толщине балластного слоя 20–25 см,	5,0	9,1	5,3–5,5*	9,4 - 9,6*
при толщине балластного слоя 30–35 см,	5,5	9,6	5,5–5,8*	9,6–9,9*
при толщине балластного слоя 40–45 см,	-	-	5,8–6,0*	9,9–10,1*
при толщине балластного слоя 50–55 см	-	-	6,5	10,6

*Первые цифры относятся к скорости движения поездов до 40 км/час (пути II – III категории); вторые скорости – к скорости движения более 40 км/час (пути I категории).

Расстояния между осями путей составляет при думпкарах до 85 м – 4,1 м, до 120 м – 4,6 м, 180 м и более – 5 м.

В конструкцию строения пути включаются кюветы и каналы для сбора и стока грунтовой и дождевой воды. Ширина кюветов поверху принимается 1,5 м, а ширина канавы по днищу – 0,6 м, продольный уклон составляет не менее 0,002. В качестве балласта применяется щебенка размером в поперечнике 27–70 мм из крепких горных пород. Ширина балластной призмы поверху при одном пути – 3,1 м, при двух путях – 7,2 м и при трех путях – 12,2 м. Толщина балластного слоя на постоянных путях – от 15 до 40 см, на временных – от 15 до 22 см. Расход балласта – 600–1200 м³/км. Шпалы представляют собой деревянные брусья длиной 2750 мм, пропитанные антисептиками против гниения или железобетонные шпалы типов ШС-1, ШС-1у, ШС-2, ШС-2У длиной 2700 мм и массой 265 кг. Шпалы укладываются на земляное полотно или на балластный слой с интервалом не менее 250 мм, т. е. 1440–1840 шт. на 1 км пути. К каждой шпале посредством металлических подкладок, костылей, шурупами или клеммами крепится рельс. Ширина колеи рельсового пути измеряется между головками рельс.

Для препятствия продольного перемещения рельсов на путях ставят противоугонные средства в виде металлического зажима, упирающегося в шпалу.

В качестве локомотивов на карьерах применяются в основном электровозы и в некоторых случаях – тепловозы. В последнее время в связи с резким удорожанием топливно-энергетических ресурсов, на открытых работах России и Украины стали возвращаться к применению паровозной тяги. (Как известно, паровозный парк находится на сохранении в качестве стратегического резерва государства).

Электровоз имеет специальную конструкцию, способную обеспечить эффективную работу железнодорожного транспорта в карьерных условиях, характеризующихся большой интенсивностью движения, сложностью трасс с малыми радиусами закруглений и большими подъемами, наличием временных забойных и отвальных путей, большой грузоподъемностью составов и неблагоприятными климатическими условиями.

Основной характеристикой локомотива является сцепной вес – вес локомотива, отнесенный к его приводным осям. Для увеличения сцепного веса локомотива, специально для карьеров сконструированы *тяговые агрегаты*, состоящие из электровоза и одного или двух моторных думпкаров (мотор-вагоны), которые включаются в состав поезда.

Питание электровоза и мотор-вагонов осуществляется от контактной сети напряжением 3000 *Вольт* постоянного тока через токосъемники (пантографы). В местах погрузки горной массы в вагоны, в забоях, в целях повышения уровня безопасности обслуживающего персонала, а также чтобы исключить трудности эксплуатации контактной сети, контактный провод располагается сбоку, для чего электровозы имеют боковые токосъемники.

Для того чтобы не прокладывать контактную сеть в забое в зоне действия экскаватора, тяговый агрегат имеет небольшую дизель-генераторную установку, позволяющую передвигаться составу без контактного провода в забоях или на отвале.

Для тепловозной тяги в карьерах используются промышленные тепловозы с гидромеханической передачей ТГМ, со сцепным весом от 44 до 90 *т* и электромеханической передачей ТЭМ со сцепным весом от 120 до 180 *т*.

Из паровозов, наиболее приспособленным к карьерной работе, можно считать грузовой паровоз типа СО.

Максимальный подъем стационарных путей в грузовом направлении при паровозной тяге составляет 25 %, при электровозной и тепловозной тяге – 40 %, а при применении тяговых агрегатов – 80 %. Максимальные значения подъемов допускается применять только на прямолинейных участках пути, на кривых он уменьшается на величину i_r , эквивалентную сопротивлению движения поезда на кривой. На временных путях на отвале допускается уклон не более 5 %, на рабочих горизонтах – не более 1 %, на временных съездах в карьере – 15 %.

Подвижной состав железнодорожного транспорта состоит из вагонов и локомотивов.

Вагоны, предназначенные для перевозки пород вскрыши, называются думпкарами, для полезного ископаемого – гондолами (полувагонами) и хопперами.

Думпкар представляет собой мощную открытую платформу, способную выдерживать большие динамические нагрузки при разгрузке в них ковшей экскаваторов. Разгрузка думпкаров осуществляется наклоном в одну из сторон с помощью пневмодомкратов. При этом борт думпкара откидывается или поднимается в сторону наклона рычажным механизмом.

Гондолы и хопперы представляют собой вагоны без крыши. Гондолы разгружаются через нижние люка в днище, хопперы – через отверстия в боковых стенках. Грузоподъемность полувагонов типа ПС составляет от 63 до 125 тонн. Максимальная нагрузка на ось вагонов при существующем состоянии рельсовых путей – 28–30 т.

Технология работы железнодорожного транспорта в карьере заключается в перевозке горной массы – пустой вскрышной породы и добытого полезного ископаемого с места выемки к местам разгрузки. Порожние вагоны направляются в забой под погрузку к экскаватору, который к моменту подхода порожняка должен закончить погрузку предыдущего состава. В целях снижения простоя транспортной и погрузочной техники, все сведения о положении дел в забоях собираются у диспетчера, который регулирует отправку груза и подачу порожняка.

При движении груженого состава из карьера локомотив находится в голове поезда, при постановке порожняка в забой – в конце состава. Погрузку начинают с последнего вагона периодической передвижкой состава по сигналу машиниста экскаватора. Разгрузка на отвале начинается с первого вагона поезда.

После отработки заходки на горизонте или заполнения на отвале рельсовые пути передвигаются на новую дорожку. В среднем на 100 тыс. м³ породы, разрабатываемой на карьере и разгружаемой на отвале, перемещается соответственно 0,8–1,0 и 0,4–0,6 км временных путей. Передвижка рельсовых путей производится с помощью специально разработанной и приспособленной техники.

Б. Расчет производительности железнодорожного транспорта

Производительность железнодорожного транспорта зависит от емкости состава и скорости движения поезда. Вместимость

состава, в свою очередь, зависит от сцепного веса локомотива и сложности трассы, выражающейся в сопротивлении движению, и состояния пути.

1. Движение поезда возможно при условии:

$$P\omega = F_{\text{сц}},$$

где P – вес поезда (вагонов и локомотива), H ;

ω – общее сопротивление движению поезда, H/kH ;

$F_{\text{сц}}$ – сцепная сила тяги, H .

2. Масса поезда:

$$P_{\text{п}} = \frac{P}{g} = P_{\text{сц}} + nG(1 + k_{\text{т}}),$$

где $P_{\text{сц}}$ – сцепной вес локомотива или тягового агрегата, m ;

n – количество вагонов в поезде;

G – грузоподъемность вагона, m ;

$k_{\text{т}}$ – коэффициент тары вагона;

g – ускорение свободного падения, $m/\text{сек}^2$.

3. Общее удельное сопротивление движению поезда:

$$\omega = \omega_0 \pm \omega_i + \omega_r,$$

где ω_0 – основное удельное сопротивление движению поезда на прямом горизонтальном участке пути, H/kH ;

ω_i – дополнительное удельное сопротивление от подъема, H/kH ;

ω_r – дополнительное удельное сопротивление на криволинейных участках, H/kH .

В приближенных расчетах принимается:

- на забойных и отвальных путях $\omega_0 = 60\text{--}80 H/kH$;
- на стационарных путях $\omega_0 = 35\text{--}45 H/kH$;
- удельное сопротивление движению от уклона $\omega_i = i$, где i берется в ‰;
- удельное сопротивление движению на криволинейных участках пути радиусом скругления $R \geq 300$ м для стационарных путей принимается $\omega_r = \frac{700}{R}$;

- удельное сопротивление движению на криволинейных участках пути радиусом скругления $R < 300$ м для передвижных путей принимается $\omega_r = \frac{900}{R+100}$.

К общему удельному сопротивлению движению добавляется удельное сопротивление при трогании с места $\omega_{тр}$ в среднем равное 45 Н/кН.

4. Сцепная сила тяги:

$$F_{сц} = 1000k_{сц}P_{сц} g,$$

где $k_{сц} = 0,2-0,34$ – коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес с рельсами (большее значение коэффициента относится к железнодорожному пути, находящемуся в хорошем состоянии).

5. Грузоподъемность поезда:

Подставив в первоначальное условие полученные выражения, имеем уравнение:

$$[P_{сц} + nG(l + k_r)](\omega_0 + \omega_i + \omega_r + \omega_{тр}) = 1000k_{сц}P_{сц} g,$$

из которого грузоподъемность поезда:

$$nG = \frac{P_{сц}[1000k_{сц} g - (\omega_0 + \omega_i + \omega_r + \omega_{тр})]}{(1 + k_r)(\omega_0 + \omega_i + \omega_r + \omega_{тр})}, m.$$

6. Техническая производительность локомотивосостава:

$$Q_{тех} = nGN_{рч}, m/час.$$

7. Эксплуатационная производительность локомотивосостава в смену:

$$Q = Q_{тех} t_{см} k_n,$$

где $N_{рч}$ – число рейсов локомотивосостава в час;

$t_{см}$ – длительность смены;

k_n – коэффициент использования в течение смены (по нормам технологического проектирования для горнорудных предприятий с открытым способом разработки принимается $k_n = 0,9$).

8. Продолжительность рейса:

$$t_p = (t_{дг} + t_{дп}) + t_{п} + t_o + t_{рп},$$

где $t_{дг} = L/v_r$ – время движения груженого поезда, час;

$t_{\text{дп}} = L/v_{\text{п}}$ – время движения порожнего поезда, час;

$t_{\text{п}} = n \frac{G}{Q_{\text{э}}}$ – время погрузки состава, час;

t_0 – продолжительность обмена поездов:

при однопутном пути – $t_0 = 2n_{\text{б}} \left[\frac{L_0}{v_0} + \frac{0,5L_{\text{ф}}}{x_{\text{ф}}} + \tau \right]$, час;

при поточном движении поездов – двух-, трехпутном пути – $t_0 = n_{\text{б}} \left[\frac{L_0}{v_0} + \frac{0,5L_{\text{ф}}}{x_{\text{ф}}} + \tau \right]$, час;

где $t_{\text{р}} = (1,5 \div 2)n$ – время разгрузки поезда час;

(1,5 ÷ 2), мин – время разгрузки одного вагона;

n – количество вагонов в поезде;

L – длина грузопотока, км;

$v_{\text{г}}$, $v_{\text{п}}$ – скорость движения соответственно груженого и порожнего состава, км/час;

$n_{\text{б}}$ – число экскаваторных блоков на фронте работ в карьере;

L_0 – длина пути от обменного пункта до рабочего горизонта, км;

$L_{\text{ф}}$ – длина пути на рабочем горизонте, км;

v_0 , $v_{\text{ф}}$ – скорость движения состава на пути соответственно до обменного пункта и на рабочем горизонте, км/час;

$\tau = 0,1-0,12$ – время, затрачиваемое на связь между обменными пунктами, час.

9. Число рейсов всех локомотивосоставов в смену:

$$N_{\text{р}} = k_{\text{нр}} \frac{Q_{\text{го}}}{nG},$$

где $k_{\text{нр}} = 1,1-1,2$ – коэффициент неравномерности работы транспорта;

$Q_{\text{го}}$ – грузооборот карьера в смену, т.

10. Число рейсов одного локомотивосостава в смену:

$$N'_{\text{р}} = \frac{T_{\text{с}}}{t_{\text{р}}},$$

где $T_{\text{с}}$ – продолжительность работы транспорта в смену, час;

$t_{\text{р}}$ – продолжительность одного рейса, час.

11. Необходимое в работе число локомотивосоставов:

$$N_{\text{с}} = k_{\text{р}} \frac{N_{\text{р}}}{N'_{\text{р}}}.$$

12. Необходимое число вагонов:

$$n = \frac{k'_p Q_{\text{Год}}}{N_c G},$$

где $k_p = 1,1-1,2$; $k'_p = 1,1$ – коэффициенты резервов соответственно локомотивов и вагонов.

13. Годовая производительность локомотивосоставов, $m/\text{год}$:

$$Q_{\text{Год}} = Q_{\text{см}} N_{\text{Год}}.$$

При длине грузопотока на карьере 6–10 км каждый экскаватор обычно обслуживают два локомотивосостава при грузоподъемности поезда 350–500 t и производительности 1300–3000 $m^3/\text{сут}$.

Дальнейшими путями совершенствования работы железнодорожного транспорта являются: полный переход связи на карьерах на СЦБ (сигнализация, централизация и блокировка), увеличение мощности локомотивов, вес поезда, грузоподъемность думпкаров, скорость движения составов, как в рамках существующей стандартной колеи пути, так и путем перехода на особую, широкую колею для карьерных условий. Большим резервом перемещения горной массы железнодорожным транспортом является совершенствование схем путевого развития, применение отдельных грузопотоков и поточного движения поездов.

34. Транспорт непрерывного действия

Транспорт непрерывного действия наиболее эффективный. Он обеспечивает поточность производства горных работ, автоматизацию управления и высокую производительность труда. Сочетание его с выемочно-погрузочной и отвалообразующей техникой позволяет создавать полностью автоматизированные высокопроизводительные комплексы, например, комплексы с роторными и многоковшовыми экскаваторами; гидравлические комплексы из гидромониторов, земснарядов и трубопроводного гидравлического транспорта, а также драги, которые включают в себя и обогатительное оборудование.

Применение транспортных комплексов непрерывного действия для разработки полезных ископаемых на карьерах упрощает грузопотоки и повышает степень использования оборудования на карьере. К непрерывному виду транспорта относятся: конвейерный, трубопроводный, подвесные канатные дороги.

Конвейерный транспорт

На карьерах для транспортирования мягких, дробленых, скальных и полускальных горных пород наибольшее распространение получили ленточные конвейеры. Принцип их работы заключается в перемещении горной массы на конвейерной ленте, которая приводится в движение тяговым устройством. Лента при своем движении опирается на роликовые опоры, которые в свою очередь закреплены на раме конвейера. Для снижения тягового усилия на ленте применяют дополнительные тяговые органы в виде канатов (канатно-ленточный конвейер), цепей и тележек (колесно-ленточный конвейер). В этом случае лента служит только как емкость для размещения горной массы. Конвейер состоит из отдельных секций (ставов) с приводом и натяжным устройством. Длина конвейерного става зависит от прочности ленты и конструктивных особенностей конвейера.

По назначению и месторасположению в карьере конвейерный транспорт разделяется (рисунок 45) на забойный, сборочный, подъемный, отвальный и магистральный. Забойные конвейеры располагают на рабочей площадке уступа. Они предназначены для транспортировки горной массы от забойного экскаватора до сборочного конвейера. Для передвижения вслед за забоем конвейеры имеют ходовые тележки на гусеничном или рельсовом ходу.

Сборочные конвейеры располагаются в торцевых частях карьера и предназначены для перемещения горной массы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемнику и передвигаются вслед за забойными конвейерами параллельно их оси, а также гусеничным или рельсовым ходом.

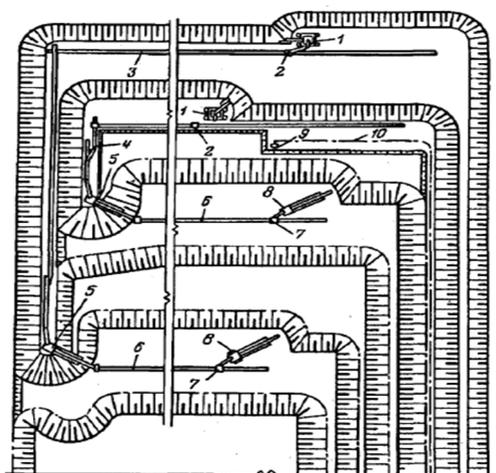


Рисунок 45 – Схема работы конвейерного транспорта в карьере: 1 – роторные экскаваторы; 2 – загрузочные бункера; 3 – забойный конвейер; 4 – сборочный конвейер; 5 – консольные отвалообразователи; 6 – отвальный конвейер; 7 – перегрузочный бункер; 8 – отвалообразователи; 9 – добычной экскаватор; 10 – ось транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого

Подъемные конвейеры (подъемники) располагают в нерабочей зоне карьера (в траншее или в наклонной подземной выработке – уклоне) для выдачи горной массы на поверхность. При необходимости выдачи горной массы под углом более 16–18° применяют конвейеры специальной конструкции.

Магистральные конвейеры располагаются на поверхности карьера и предназначены для транспортировки пород вскрыши к отвалам, а полезное ископаемое – на обогатительную фабрику или к складам и имеют стационарную конструкцию.

Техническая характеристика ленточных конвейеров, выпускаемых в России, приведены в таблице Приложения 27.

Крупные фирмы по выпуску ленточных конвейеров находятся в Чехии, ФРГ и США.

В. Расчет конвейерного транспорта

Производительность конвейера указывается в его технической характеристике и зависит от ширины и скорости движения ленты, угла наклона боковых роликов и свойств транспортируемой горной массы.

1. Техническая производительность конвейера:

$$Q_k = B^2 v \rho k,$$

где B – ширина ленты, $м$;

v – скорость движения ленты, $м/сек$;

ρ – плотность насыпного груза, $т/м^3$;

k – коэффициент производительности, зависящий от угла наклона боковых роликов и угла откоса насыпного груза на ленте, приведен в таблице 15.

Таблица 15 – Коэффициент производительности k конвейера

Угол наклона боковых роликов, град.	Угол откоса насыпного груза, град.	Коэффициент производительности, k	Угол наклона боковых роликов, град.	Угол откоса насыпного груза, град.	Коэффициент производительности, k	Угол наклона боковых роликов, град.	Угол откоса насыпного груза, град.	Коэффициент производительности, k
20	25	280	25	25	295	30	25	325
«	30	310	«	30	325	«	30	355
«	35	335	«	35	352	«	35	385
«	40	365	«	40	383	«	40	420
«	45	380	«	45	400	«	45	440

Для конвейерных подъемников при увеличении угла подъема от 10 до 20° уменьшение коэффициента k составляет соответственно от 5 до 15 % (в среднем по одному проценту на каждый градус).

2. Эксплуатационная сменная производительность:

$$Q_{\text{см}} = Q_k T k_{\text{и}}, \text{ т/смену или м}^3/\text{смену},$$

где T – продолжительность смены, час;

$k_{\text{и}} = 0,8-0,9$ – коэффициент использования конвейерного транспорта в течение смены. Он учитывает простои или холостой ход во время передвижения экскаватора в забое, остановки во время осмотра и обслуживания конвейерной системы и простои при перемещении отвалообразователя.

Месячная и годовая эксплуатационная производительность учитывает время простоя во время передвижки забойных, отвальных и сборочных конвейеров, время текущих ремонтов, число выходных и праздничных дней в месяце и в году:

$$Q_{\text{мес}} = Q_{\text{см}} n N_{\text{мес}}, \text{ т/мес или м}^3/\text{мес},$$

$$Q_{\text{год}} = Q_{\text{см}} n N_{\text{год}}, \text{ т/год или м}^3/\text{год},$$

где – n – число смен в сутки; $N_{\text{мес}}$, $N_{\text{год}}$ – число рабочих дней соответственно в месяце и в году.

Следует иметь в виду, что количественные показатели в горной статистике по полезному ископаемому всегда выражаются в тоннах, а по породе – в кубических метрах.

Трубопроводный транспорт

Доставка пустых пород и полезного ископаемого, как в подземных условиях, так и на поверхности применяется при разрушении горных пород и угля гидромониторами, транспортировка полезного ископаемого от места добычи до обогатительной фабрики, отправка хвостов от фабрики до хвостохранилища весьма эффективна, благодаря его высокой производительности, неприхотливости в обслуживании, достаточно большого срока службы и невысокой стоимости по капитальным затратам, он находит все большее применение и на разработке полезных ископаемых открытым способом (рисунок 46).

Вместе с тем трубопроводный транспорт имеет ограничения в применении по климатическим условиям, по физико-механическим свойствам горных пород и наличию водоисточника с достаточным притоком воды.

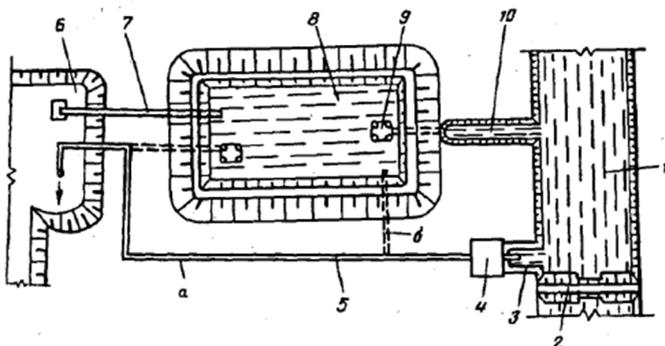


Рисунок 46 – Схема водоснабжения гидротранспорта горных пород: а – прямоточное водоснабжение; б – водоснабжение с использованием оборотной воды и с подпиткой 1 – река; 2 – дамба; 3 – разводящий канал; 4 – насосная станция; 5 – водовод; 6 – карьер; 7 – пульпопровод; 8 – отвал; 9 – вдосбросный колодец; 10 – сбросная канава

Трубопроводный транспорт делится на самотечный и напорный по трубам. Для нормальной работы самотечного транспорта необходимо только создать русло с достаточным уклоном, чтобы твердая фаза не успевала оседать на дне канала из водного потока.

Для напорного трубопроводного транспорта необходимо иметь мощные средства гидромеханизации.

Гидравлический транспорт на карьере (рисунок 46) – это перемещение смеси мягких и дробленных полускальных горных пород по трубам в воде с критической скоростью, создаваемой землесосами (грунтососами). Смесь воды с породой называется **пульпой**.

Критическая скорость движения пульпы зависит от степени насыщения потока жидкости твердой породой, крупности фракций, плотности перемещаемых пород, диаметра трубопровода и шероховатости его внутренних стенок.

Степень насыщения потока жидкости твердой породой называется консистенцией и измеряется отношением твердого

материала к воде. Чем выше консистенция пульпы, тем больше производительность гидравлического транспорта по породе.

Для гидротранспорта на карьере применяются трубы диаметром от 250 до 800 мм. Диаметр труб определяется по следующей формуле:

$$D = \frac{1,128 \sqrt{Q_n n}}{v},$$

где Q_n – производительность землесоса по пульпе, $m^3/час$;

n – количество землесосов, работающих на этот трубопровод;

v – скорость перемещения пульпы по трубопроводу, $m/сек$.

Полускальные горные породы и уголь предварительно дробят в дробилках до определенной фракции и через загрузочные аппараты вводят в поток воды, создаваемый насосами.

Вода для гидротранспорта подается по трубопроводам насосными станциями или самотеком прямо из водоема, а при обратном водоснабжении – насосами из водоотстойника.

Управление гидротранспортом и контроль над ним осуществляется автоматически. Он предусматривает запуск воды и землесосов и их аварийную остановку, контроль напора в трубопроводах, консистенцию пульпы и расход воды.

На карьере трубопроводный транспорт применяется в комплексе с разработкой пород гидромониторами и вся организация работ по обслуживанию трубопроводного транспорта описана при рассмотрении гидромеханизации.

Техническая характеристика землесосов приведена в Приложении 29.

Г. Расчет производительности трубопроводного транспорта

Техническая производительность трубопроводного транспорта выражается количеством горной массы, перемещенной по трубам в единицу времени, а производительность одной линии гидротранспорта определяется производительностью землесоса:

$$Q_{\text{тех}} = V_n [(1 - m) + q],$$

где V_n – производительность землесоса по породе, $m^3/час$;

$m = 0,3-0,5$ – пористость породы;
 q – удельный расход воды на размыв и транспортирование породы, m^3/m^3 .

Для создания напора в трубопроводе необходимо следующее условие:

$$H = H_1 + H_2 + H_d + H_m + H_b + H_{ост},$$

где H_1 – разность отметок оси землесоса и выпуска пульпы на отвале, m ;

H_2 – разность отметок оси землесоса и горизонта пульпы в зумпфе, m ;

H_d – потери напора по длине пульповода, определяемые расчетным путем, m ;

$H_m = 0,1 H_d$ – местные потери, m ;

$H_b = 2-2,5$ – потери напора на всасывающем трубопроводе, m ;

$H_{ост} = 0,5-1$ – остаточный напор при выпуске пульпы на отвале, m ; этот напор должен быть меньше или равен напору, создаваемому землесосом т. е. $H_{ост} \leq H_3$, при этом $H_3 = H_0 \cdot (1-0,25k)$ – напор, развиваемый землесосом при работе на чистой воде, принимаемый по индивидуальной характеристике насоса (прилагается к паспорту насоса), m ;

$$k = \frac{\gamma_r - \gamma_n}{\gamma_r - 1},$$

где γ_r – удельный вес транспортируемой породы, T/m^3 ;

γ_n – удельный вес пульпы, T/m^3 .

Потери напора по длине трубопровода определяются по формуле:

$$H_d = i_n L, m,$$

где $i_n = k_1 i_0$ – потери напора на 1 m пульповода, m ;

i_0 – потери напора на 1 m пульповода при движении по нему воды, m ;

L – длина пульповода, m .

k_1 – коэффициент, учитывающий повышение сопротивления для гидротранспорта пульпы, зависящий от консистенции пульпы (Т : Ж) и принимается по таблице:

Т : Ж	1 : 3	1 : 5	1 : 8	1 : 10	1 : 12
$k_и$	1,6	1,5	1,4	1,3	1,2

Эксплуатационная сменная производительность гидротранспорта высокая по сравнению со всеми другими видами транспорта. Коэффициент его использования в течение смены $k_и = 0,98-1$:

$$Q_{см} = Q_{тех} T k_и ,$$

где $Q_{тех}$ – техническая производительность трубопроводного транспорта, $м^3/ час$;

$T_{см}$ – продолжительность смены, *час*;

$k_и = 0,98-1$ – коэффициент использования гидротранспорта в течение смены.

При расчете месячной производительности учитываются простои на передвижку землесоса в забое, наращивание пульповода и водовода, передвижку трубопроводов, землесосов и электрокоммуникаций при подвигании фронта работ:

$$Q_{мес} = Q_{см} N n,$$

где n – число рабочих смен в сутках;

N – число смен в сутках.

Расчет водоснабжения гидротранспорта заключается в определении производительности насосной станции и необходимого напора насоса:

$$Q = \Pi q,$$

где Π – производительность карьера по породе, $м^3/ час$;

q – удельный расход воды, $м^3/м^3$.

При расчете производительности насосной станции необходимо учитывать потери напора воды во время транспортирования ее в забой в пределах 15–20 % от расхода воды:

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4,$$

где h_1 – необходимый напор у гидромониторов, *м*;

h_2 – потери напора по длине трубопровода, (0,4–0,8 *м* на 100 *м* трубопровода);

h_3 – геодезическая высота нагнетания воды (разность отметок осей насосов и гидромониторов), *м*;

$h_4 = (0,4-0,6, \text{ м} - \text{ геодезическая всасывания разность отметок оси насоса и уровня воды в питающем водоеме}), \text{ м}.$

Потери напора по длине трубопровода определяют по формуле:

$$H_g = 0,00122 \frac{Q}{D^{5,315}}, \text{ м},$$

где $D = 1,128 \frac{\sqrt{Q}}{v}$ – диаметр водовода, *м*;

v – скорость движения воды в трубопроводе, *м/сек*.

35. Гидромеханизация открытых горных работ. Разработка горных пород гидромониторами

На карьерах гидромеханизационные работы могут производиться по следующим технологическим схемам:

- гидромониторная разработка массива с последующей перекачкой пульпы землесосами;
- экскаваторное рыхление и последующая разработка навала породы гидромониторами с перекачкой пульпы землесосами;
- выемка породы экскаватором с образованием пульпы в бункере-смесителе и дальнейшей перекачкой пульпы землесосами;
- разработка пород ниже уровня воды с помощью земснарядов.

На карьерах наибольшее распространение, особенно при производстве вскрышных работ, получила первая схема, т. е. гидромониторная разработка (рисунок 48).

Эффективность разработки с помощью гидромониторов (рисунок 47) зависит от крепости, плотности и пластичности горных пород. Породы рыхлые и несвязные – пески, лёсс и другие, подобные им – размываются легко – удельный расход воды 4–7 м^3 на 1 м^3 породы при напоре воды 3–8 *атм*. Породы плотные, связные и пластичные размываются значительно труднее – удельный расход воды 10–12 м^3 на 1 м^3 породы при напоре 15–35 *атм*.

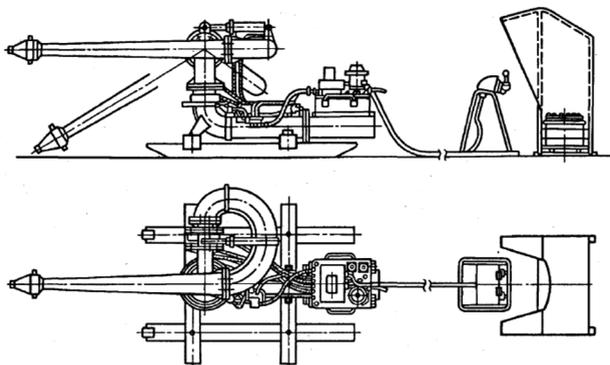


Рисунок 47 – Гидромониторная установка с дистанционным управлением

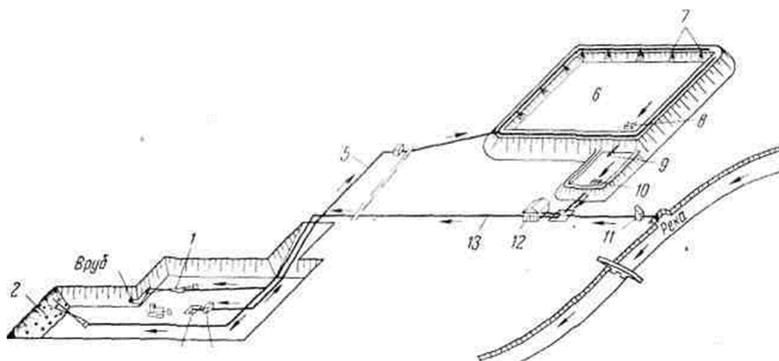


Рисунок 48 – Общая технологическая схема гидромониторной разработки: 1 – гидромониторы; 2 – забой; 3 – зумпф; 4 – землесос; 5 – пульповод; 6 – гидроотвал-отстойник; 7 – пульпосбросные трубы; 8 – водосливной колодец; 9 – перепускная труба; 10 – отстойник вторичного остветления; 11 – насосная станция для подачи воды из реки; 12 – напорная насосная станция

На рисунке 48 приведена схема гидромониторной разработки пород вскрыши. Разработка ведется уступами. В забое 2 располагаются два гидромонитора 1, один из которых находится

в работе, а другой в это время переносится ближе к забою уступа. Для облегчения размыва вначале производят вруб (подбой), или, как говорят, подрезку уступа. В результате подрезки уступа порода обрушается и размывается при небольшом расходе воды.

Возможна также такая организация работ, при которой размыв массива горных пород ведут все время одним гидромонитором, а второй гидромонитор используют только для производства подбоя. Образовавшаяся при размыве породы пульпа самотеком стекает к зумпфу 3, для чего нижней площадке рабочего уступа придают некоторый уклон. Из зумпфа пульпу перекачивают землесосом 4 по пульповоду 5 к гидроотвалу-отстойнику 6, куда пульпа сбрасывается через пульпосбросные трубы 7. В гидроотвале-отстойнике происходит осаждение твердых частиц из пульпы. Осветленную таким образом воду через специальный водосливной колодец 8 и трубу 9 перепускают в отстойник вторичного осветления 10. После вторичного осветления, отработанную воду передают через водосливной колодец к насосной станции 12. Отсюда воду подают насосами по напорному водоводу 13 к гидромониторам. Таким образом, водоснабжение гидромониторных работ производится по замкнутому циклу с подпиткой, т.е. с восполнением потерь воды в процессе кругооборота в объеме 10–15 % из естественного водоема, откуда вода подается насосной станцией 11.

Главное достоинство гидромеханизации – поточность выполнения основных производственных процессов. Результатом этого является высокая производительность рабочих. По статистике производительность труда одного рабочего на вскрышных работах, выполняемых с помощью гидромеханизации, в 1,5–2,5 раза выше, чем при экскаваторной разработке с использованием дешевого железнодорожного транспорта, а стоимость одного метра вскрыши на 25–30 % ниже.

Недостатки гидромеханизации на открытых работах: снижение производительности труда и удорожание работ в зимний период или остановка работ при понижении температуры до замерзания воды, сравнительно высокая энергоемкость работ в связи с постоянной работой насосных станций с двигателями большой мощности.

36. Расчет производительности гидромониторной разработки горных пород

Основными технологическими параметрами технологии гидромониторной разработки являются удельный расход и напор воды, необходимые для разработки горной породы, общий расход воды для одного гидромонитора.

Эти параметры приведены в таблице 16.

Таблица 16 – Технологические параметры гидромониторной разработки

Группа грунтов	Наименование грунтов	Высота забоя, м								
		3–5			От 5,1 до 15			Свыше 15		
		Удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$	Напор, м $\times 10^4$	Допуст. уклон, %	Удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$	Напор, м $\times 10^4$	Допуст. уклон, %	Удельный расход воды, $\text{м}^3/\text{м}^3$	Напор, м $\times 10^4$	Допуст. уклон, %
I	Грунты, предварительно разрыхленные, неслежавшиеся	5	30	2,5	4,5	40	3,5	3,5	50	4,5
II	Пески мелкозернистые	6	30	2,5	5,4	40	3,5	4	50	4,5
	Пески пылеватые	6	30	2,5	5,4	40	3,5	4	50	4,5
	Супеси легкие	6	30	1,5	5,4	40	3,5	4	50	3
	Лёсс рыхлый	6	40	2	5,4	50	3	4	60	4
	Торф разложившийся	6	40	-	5,4	50	-	4	60	-
III	Пески среднезернистые	7	30	3	6,3	40	4	5	50	5
	Пески разноезернистые	7	30	3	6,3	40	4	5	50	5

	Супеси тяжелые	7	40	1,5	6,3	50	2,5	5	60	3
	Суглинки легкие	7	50	1,5	6,3	60	2,2	5	70	3
	Лёсс плотный	7	60	2	6,3	70	3	5	80	4
IV	Пески крупнозер- нистые	9	30	4	8,1	40	5	7	50	6
	Супеси тяжелые	9	50	1,5	8,1	60	2,5	7	70	3
	Суглинки средние и тяжелые	9	70	1,5	8,1	80	2,5	7	90	3
	Глины текущие, тощие	9	70	1,5	8,1	80	2,5	7	90	3
V	Песчано- гравийные грунты	12	40	5	10,8	50	6	9	60	7
	Глины по- лужирные	12	80	2	10,8	100	3	9	120	4
VI	Песчано- гравийные грунты	14	50	5	12,6	60	6	10	70	7
	Глины по- лужирные	14	100	2,5	12,6	120	3,5	10	140	4,5

1. Теоретическая производительность гидромонитора определяется по формуле:

$$Q_{\text{теор}} = \frac{Q_{\text{м}}}{q}, \text{ м}^3/\text{час},$$

где $Q_{\text{м}}$ – расход воды одним монитором, $\text{м}^3/\text{час}$;

q – удельный расход воды на размыв и транспортирование горной породы до зумпфа, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

2. Техническая производительность гидромонитора:

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{теор}} k_{\text{п}},$$

где $k_{\text{п}} = 0,8-0,9$ – коэффициент потерь.

3. Эксплуатационная производительность гидромонитора:

за смену – $Q_{см} = Q_{тех}Tk_{и}, м^3/см$; за год – $Q_{г} = Q_{см}nN$,

где T – длительность смены, час;

$k_{и} = 0,7-0,9$ – коэффициент использования гидромонитора в смену;

n – число смен в сутках;

N – число рабочих дней гидромонитора в году;

T – длительность смены.

При выборе мощности насосов рассчитывают необходимый напор H (м) и расход воды $Q_{п}$ ($м^3/час$) для всех гидромониторов, обслуживаемых насосом:

$$H = h_1 + h_2 + h_3 + h_4,$$

где h_1 – напор, необходимый для разработки породы;

h_2 – напор на потери в водоводе и гидромониторе; принимают $h_2 = 0,4-0,8$ на 100 м трубопровода;

h_3 – напор, необходимый на преодоление высоты подъема воды от уровня насосной станции до гидромонитора (разность геодезических отметок);

h_4 – напор, необходимый на преодоление высоты всасывания; в расчетах принимают $h_4 = 0,4-0,6$ м.

$$Q_{п} = VQn,$$

где V – объем породы, разрабатываемый одним гидромонитором в час;

Q – расход воды, необходимый на разработку одного $м^3$ породы – удельный расход принимается по таблице;

n – количество гидромониторов, питающихся одним насосом.

Диаметр насадки гидромонитора определяется из выражения:

$$d = \sqrt{\frac{q}{0,769v}},$$

где q – расход воды, $м^3/сек$;

v – скорость струи воды при выходе из насадки гидромонитора, $м/сек$; в расчетах принимается $v = 4,1\sqrt{h_1}$.

h_1 – напор, необходимый для разработки породы, м.

37. Транспортирование горной массы канатными подвесными дорогами

Канатные подвесные дороги применяются на карьерах как транспорт непрерывного действия, являясь звеном транспортной цепочки, чаще всего в сложных для обычного транспорта условиях – сильно пересеченная местность (рисунок 49), гористый рельеф, невозможность организовать поблизости устройство отвала, обогатительную фабрику и другие объективные причины. При этом, при грузопотоке более 1 млн тонн и доставке на расстояние более 10 км этот вид транспорта эффективнее железнодорожного и автомобильного даже в равнинной местности. По конструкции он представляет собой жестко подвешенные на опорах несущие канаты диаметром 51, 57 или 65 мм, по которым движутся роликовые ходовые тележки с подвешенными к ним вагонетками грузоподъемностью 1; 2; 3,2 и 5,1 т и соответствующей вместимостью 0,5–1,0; 0,5 – 1,25; 1,0–2,0 и 2,3–3,5 м³. Ходовые тележки соединены между собой тяговым канатом таким образом, что получается кольцевое движение. Диаметр тягового каната 27; 30,5; 32,5; 36,5. Тяговый канат приводится в движение приводом, являющимся одноканатной шахтной подъемной машиной типа «шкив трения», работающей по принципу бесконечной откатки с встречным движением груженых и порожних вагонеток. Привод располагается на одной из станций и обеспечивает скорость перемещения вагонеток в 2,5–3 м/сек. Высота опор зависит от рельефа местности и находится в пределах 15–100 м, расстояние между опорами \approx 500 м и зависит от рельефа местности. Благодаря возможности преодоления больших (до 55°) уклонов и относительной независимости от рельефа местности, канатная подвесная дорога может доставлять грузы на значительные расстояния (на руднике Альмадена в горах Испании действует канатная дорога протяженностью 32 км производительностью 12,7 млн т руды в год). В России на Каджанарском руднике подвесная дорога доставляет руду на обогатительную фабрику через ущелье на расстояние 12 км. В Кыргызстане до недавнего времени функционировала подвесная канатная дорога, построенная в 1907 г., доставляя уголь

с Сулюктинских шахт через горный хребет от станции Товарная до станции Кольцо, протяженностью 8,7 км.

Принцип работы подвесной канатной дороги заключается в следующем: на погрузочную станцию поочередно подходят порожние вагонетки, где дозаторное устройство автоматически, не останавливая работы дороги, загружает их горной массой, привезенной автосамосвалами или железнодорожным транспортом и сконцентрированной в складских бункерах. При подходе вагонетки к пункту разгрузки уравнивающий ролик входит в разгрузочные кривые и с их помощью опрокидывает вагонетку, разгружая ее в приемный бункер. Процессы погрузки и разгрузки полностью автоматизированы, за состоянием подвески вагонеток и креплением и натяжением несущих и тяговых канатов постоянно следят электронные приборы, а один раз в сутки вся система канатной дороги подвергается техническому осмотру мобильной специализированной наладочной бригадой, состоящей из нескольких звеньев.

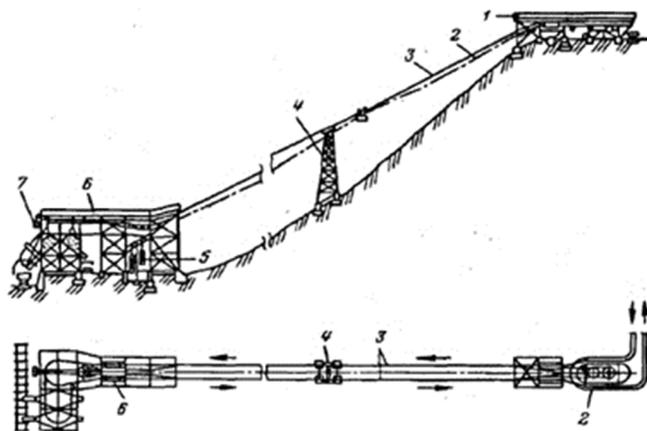


Рисунок 49 – Схема канатной подвесной дороги:
1 и 6 – приемный и разгрузочный бункеры; 2 – тяговый канат; 3 – несущий канат; 4 – опора; 5 и 7 – натяжные станции; 7 – приводная станция

38. Расчет производительности подвесной канатной дороги

Техническая производительность подвесной канатной дороги зависит от грузоподъемности вагонеток, скорости движения каната и расстояния между вагонетками:

$$Q = Gn = G \frac{v}{z} \text{ т/час},$$

где G – грузоподъемность вагонеток, t ;

$n = \frac{v}{z}$ – число разгружающихся вагонеток в час;

v – скорость движения вагонеток, $м/сек$;

z – расстояние между вагонетками, $м$.

Благодаря стационарному положению, конструктивной простоте и надежности, повышенного надзора и обслуживания коэффициент использования дороги достаточно высок – $k_{и} = 0,96$.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. ГЛОССАРИЙ (СЛОВАРЬ ТЕРМИНОВ)

1. Элементы залегания – к ним относят: угол падения залежи и ее мощность, длину по простиранию и глубину залегания, количество рудных тел или пластов (слоев).

2. Мощность залежи или рудного тела – расстояние по нормали (нормальная мощность) между висячим и лежачим боками, и горизонтальная мощность – расстояние между боками по горизонтали, которая равна частному от деления нормальной мощности на косинус угла падения.

3. Запасы месторождения или залежи – это количество полезного ископаемого, выраженное в тоннах, м³ или литрах.

4. Балансовые запасы – запасы, использование которых экономически целесообразно и которые удовлетворяют определенным требованиям (кондициям) для их подсчета в недрах.

5. Забалансовые запасы – запасы, использование которых в настоящее время экономически нецелесообразно вследствие низкого содержания, малой мощности, незначительного количества, сложности условий разработки и переработки.

6. Активные запасы – запасы, извлечение которых на момент оценки экономически эффективно в условиях конкурентного рынка.

7. Потенциально активные запасы – их извлечение на момент оценки не обеспечивает экономически приемлемую эффективность, но освоение которых возможно при помощи со стороны государства (снижение налогов, предоставление субсидий и др.).

8. Неактивные запасы – они находятся после потенциально активных, аналогично критериям для забалансовых запасов.

9. Запасы, готовые к выемке – это запасы из числа вскрытых, выемка которых возможна без нарушения правил технической эксплуатации и безопасности, а также при обеспечении полноты выемки по высоте и ширине каждого уступа.

10. Вскрытые запасы – вскрытыми считают запасы, для разработки которых произведены все работы по вскрытию залежи или ее части, пройдены дренажные выработки и имеются транспортные пути, съезды и траншеи и удалены покрывающие породы.

11. Подготовленные запасы – это запасы из числа вскрытых, не зачищенных от породы после экскавации по кровле уступа мощностью до 0,5 м, а с боков – до 1 м.

12. Кондиции – условия, конкретные значения параметров, по которым оцениваются запасы и в качестве которых выступают содержание, минимальная мощность, минимальный метр-процент, минимальный коэффициент рудоносности и другие.

13. Геологические кондиции – это требования к качеству полезного ископаемого в недрах, соблюдение которых позволяет определить балансовые запасы.

14. Проектные кондиции – определяют требования к качеству полезного ископаемого в недрах в контуре карьера, соблюдение которых позволяет обеспечить рентабельную разработку месторождения.

15. Эксплуатационные кондиции – определяют требования к качеству добываемого сырья, обеспечивающие наилучшие технико-экономические результаты предприятия.

16. Контур рудного тела – это поверхность, образуемая единичными краевыми пробами с минимально допустимым содержанием, разделяющие балансовые и забалансовые запасы.

17. Бортовое содержание – предельное содержание, ниже которого запасы считаются забалансовыми.

18. Минимальное промышленное содержание – это минимально допустимое содержание полезного компонента в подсчетном блоке внутри контура промышленного рудного тела, при котором еще возможна рентабельная разработка.

19. Эксплуатационный контур рудного тела – это поверхность, образованная конечным контуром и краевыми пробами с минимально допустимым содержанием.

20. Текущее бортовое содержание – это минимальное содержание полезного компонента на эксплуатационном контуре рудного тела.

21. Граничное содержание – это среднее содержание в рудной массе, поступающей на переработку в течение расчетного периода.

22. Вскрыша – объем пустых пород, извлекаемый при разработке залежи и отправляемый в отвалы, как правило, не используемый в горно-металлургическом переделе.

23. Коэффициент вскрыши – это объем пустой породы, приходящийся на единицу извлеченного полезного ископаемого (на 1 т, 1 м³).

24. Средний коэффициент вскрыши – это отношение объема пустых пород в конечных контурах карьера к запасам полезного ископаемого.

25. Эксплуатационный коэффициент вскрыши – это средний промышленный за период эксплуатационных работ, служащий для установления режима горных работ и расчетов потребного количества оборудования.

26. Слоевой коэффициент вскрыши – это коэффициент вскрыши горизонтального слоя карьера.

27. Контурный коэффициент вскрыши – выражает отношение объема вскрышных пород к извлекаемым запасам при прирезке к карьере при его расширении за счет его углубки.

28. Текущий коэффициент вскрыши – отношение объема вскрышных пород, фактически извлеченных из массива и перемещенных из карьера в отвал.

29. Граничный коэффициент вскрыши – экономический показатель, включающий себестоимость добычи 1 м³ при подземной отработке, себестоимость добычи 1 м³ при открытой разработке и себестоимость 1 м³ вскрыши.

30. Плановый коэффициент вскрыши – это тот, который используется в текущих финансовых расчетах производственной себестоимости продукции, например, при погашении затрат на вскрышные работы.

31. Промышленный коэффициент вскрыши – учитывается при проектировании, где балансовые запасы принимаются за вычетом потерь и относятся к объему вскрыши.

32. Берма предохранительная – часть уступа, оставляемая на каждом горизонте или через определенное расстояние по высо-

те, на которой может скапливаться осыпавшаяся с откосов порода, иногда она совмещается с площадкой для размещения транспортных коммуникаций.

33. Рабочий угол борта карьера – образуемый линией, соединяющей все верхние бровки рабочих уступов с их рабочими площадками и ближайшим горизонтом, как правило, он составляет $15\text{--}25^{\circ}$.

34. Нерабочий угол борта (угол погашения борта) карьера – предельный угол борта карьера, после постановки его в конечное положение, т. е. на конечной глубине карьера, как угол составленный линией, соединяющей нижнюю бровку последней траншеи со всеми вышележащими верхними бровками уступов и подошвой последней траншеи.

35. Углубка карьера – годовой темп понижения (скорость понижения) горных работ, выраженная в м/год.

36. Траншея – горная выработка, имеющая трапециевидное сечение, определенной глубины и ширины поверху и понизу.

37. Полутраншея – это часть полной траншеи без одной из боковых поверхностей и применяющаяся, как правило, при отработке залежей на косогорах.

38. Разрезная траншея – вскрывающая горная выработка каждый из разрабатываемых горизонтов карьера, при расширении которой превращающаяся в рабочую площадку.

39. Капитальная траншея – капитальная горная выработка, сечение и размеры которой не изменяются в течение длительного времени и служащая для вскрытия части (реже всего месторождения) и являющаяся основной транспортной коммуникацией.

40. Спиральная траншея – соединяет уступы по кривым линиям, а сама траншея по профилю в виде спирали.

41. Внешние траншеи – расположены за конечным контуром карьера и вскрывают с поверхности неглубокие горизонты.

42. Внутренние траншеи – расположены внутри контура карьера и используются для вскрытия глубоких горизонтов карьера, иногда внешние траншеи переходят во внутренние.

43. Отдельная траншея – как правило, капитальная, вскрывает один уступ на не глубоко залегающих залежах.

44. Групповые траншеи – капитальные траншеи, вскрывающие несколько уступов.

45. Общие траншеи – капитальные траншеи, вскрывающие все уступы.

46. Одинарные траншеи – служат для прохода груженого и одновременно порожнякового транспорта.

47. Парные траншеи – это параллельно направленные траншеи, служащие для раздельного движения груза и порожняка.

48. Простые траншеи – имеют одно направление по всей длине.

49. Блок – часть уступа, самостоятельно отбитая или отрабатываемая в данное время и имеющая свою ширину, длину и высоту.

50. Сложные траншеи – состоят из двух или нескольких участков разного направления и по форме бывают петлевыми спиральными и тупиковыми.

51. Качество добытого полезного ископаемого – это определенное содержание полезных компонентов в сырье или иные его потребительские свойства, отвечающие требованиям потребителя.

52. Потери количественные (потери) – непосредственные потери полезного ископаемого или полезного компонента в результате извлечения их из недр.

53. Потери качественные (разубоживание) – это ухудшение первоначального качества сырья, происходящее за счет засорения исходного сырья пустыми породами или некондиционной горной массой.

54. Коэффициент извлечения из недр – отношение количества добытого полезного ископаемого к балансовым запасам.

55. Коэффициент качественных потерь – отношение разницы между содержаниями полезного компонента в недрах и в добытом ископаемом к содержанию в недрах.

56. Усреднение качества полезного ископаемого – система мероприятий путем смешивания в рациональных отношениях однотипного по обогатимости сырья для получения заданного качества, соответствующего требованиям переработчика, эффективность усреднения оценивается коэффициентом усреднения.

57. Уступ карьера – объект разработки, находящийся между двумя отметками (горизонтами).

58. Заходка экскаваторная – это полоса уступа или развала горной массы, отработка которой связана с продвижением выемочных машин, ширина которой определяется радиусом погрузки экскаватора.

59. Транспортная схема в забое – это направление движения транспортных средств к забою и от него при отработке заходок.

60. Сквозная схема – когда транспорт движется вдоль фронта выемочных работ.

61. Тупиковая схема – тупиковая, как правило, при проходке траншей или при отработке уступа узкими заходками для ускорения выемки горной или рудной массы.

62. Бестранспортная система разработки – система, при которой отсутствует какой-либо вид транспорта, а перемещение вскрышных пород осуществляется самим выемочным оборудованием и применяется при отработке относительно пологозалегающих залежей при небольшой мощности покрывающих пород.

63. Система разработки с помощью транспортно-отвальных мостов – также бестранспортная система, при которой перемещение пустых пород осуществляется комплексом, куда входит выемочное оборудование и транспортно-отвальный мост, в его составе имеется конвейер.

64. Транспортная система разработки – система, при которой используется один или несколько видов транспорта (колесный, рельсовый, конвейерный, скреперный и т. п.) для перемещения вскрышных пород как внутри карьерного поля, так и за его пределы.

65. Ширина рабочей площадки – часть уступа в виде горизонтальной площадки, где размещается выемочное, буровое оборудование, транспортные пути, а также бермы безопасности и прочие площади, необходимые для отработки горизонта.

Приложение 2

Таблица удельных расходов эталонных ВВ
(аммонит 6ЖВ) при взрывании горных пород

Горная порода	Группа пород и грунтов по СНиП	Коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Расчетный удельный расход ВВ кг/м ³ , для зарядов	
			рыхления	выбросов
Песок	I	-	-	1,6–1,8
Песок плотный или влажный	I–II	-	-	1,2–1,3
Суглинок тяжелый	II	-	0,35–0,4	1,3–1,8
Глина ломовая	III	-	0,35–0,45	1,2–1,8
Лёсс	III–IV	-	0,3–0,4	0,9–1,2
Мел, выщелоченный мергель	IV–V	0,8–1	0,2–0,4	0,9–1,2
Гипс	IV	1–1,5	0,35–0,45	1,1–1,5
Известняк-ракушечник	V–VI	1,5–2	0,35–0,6	1,4–1,8
Опока, мергель, уголь бурый	IV–VI	1–1,5	0,3–0,4	1–1,3
Уголь каменный некрепкий, туфы трещиноватые, плотные, пемза тяжелая	V	1,5–2	0,35–0,5	1,2–1,5
Уголь каменный крепкий, антрацит, конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе	IV–VI	2–3	0,35–0,45	1,1–1,4
Песчаники на глинистом цементе, сланец глинистый, серицитовый мергель	VI–VII	3–6	0,4–0,55	1,2–1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII–VIII	5–6	0,4–0,6	1,2–1,8

Известняк, песчаник, мрамор	VII–IX	8–9	0,5–0,8	1,6–2,0
Гранит, гранодиорит	VIII–IX	10–12	0,5–0,8	1,7–2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX–XI	18–20	0,6–0,85	1,7–2,2
Кварцит	X	12–14	0,5–0,8	1,6–2,0
Порфирит	X	16–20	0,6–0,8	2,2–2,3

Приложение 3

Таблица вместимости россыпных ВВ в скважинах

Диаметр шпура, скважины, мм	Масса ВВ в 1 п.м выработки, Р, кг	Диаметр шпура, скважины, мм	Масса ВВ в 1 пм выработки, Р, кг	Диаметр шпура, скважины, мм	Масса ВВ в 1 п.м выработки, Р, кг
25	0,44	80	4,5	200	28
32	0,72	85	5,1	230	37
42	1,2	100	7,1	250	44
46	1,5	110	8,6	260	48
56	2,2	150	16	320	72
65	3,0	160	18	340	82
70	3,5	180	23	400	113
75	4,0	190	26	420	125

Приложение 4

Классификация горных пород по взрываемости

Категория пород по взрываемости	Породы, минералы	Плотность породы, ρ , т/м ³	Скорость продольной волны v , км/с	Акустическая жесткость C_p , кг/м ² · сек	Коэффициент Пуассона, μ	Среднее расстояние между естественными трещинами в массиве, м
I	Относительно монолитные крепкие горные породы: диабаз, порфирит, сиенит, гранит, диорит, андезит, базальты, гнейсы, конгломераты изверженных пород на кремнистом цементе	2,8–3,0	5–7	14–16	0,1–0,15	1
II	Породы средней крепости: доломиты, известняки, мрамор, песчаники, гнейс и сиенит выветрелые, сидерит, магнезит, конгломераты на известковом цементе, сланцы, крепкие мергели	2,5–2,8	2–5	5–14	0,1–0,15	0,5–1
III	Сильнотрещиноватые слабые породы: мягкие мергели, слабощементированный конгломерат, гипс, ракушечники	1,8–2,5	0,4–2	0,7–5	0,25–0,35	0,5

Приложение 5

Таблица переводных коэффициентов k для расчета
удельных расходов ВВ относительно
эталонных ВВ (аммонит № 6 ЖВ)

Наименование ВВ	k	Наименование ВВ	k
Карбатол ГЛ-10В	0,79	Аммонит № 6 ЖВ	1,0
Скальный аммонал № 3	0,8	Граммонит 79/21	1,0
Скальный аммонит № 1	0,81	Граммонит 50/50	1,11
Детонит М	0,82	Гранулит М	1,13
Алюмотол	0,83	Гранулит С-2	1,13
Гранитол 7А	0,86	Игданит	1,13
Гранулит АС-8, АС-8В	0,89	Граммонит 30/70	1,14
Гранулит АС-4	0,98	Аммонит АП-5 ЖВ	1,14
Гранулит АС-4С	0,98	Акватол Т-20	1,20

Приложение 6

Технические характеристики буровых станков
для открытых работ

Модель бурового станка	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения, м	Угол наклона, град.	Коэфф. крепости породы	Технич. производ. м/час	Масса станка т	Уд. расход энергии кВтч/м ₃
Станки шарошечного бурения типа СБШ							
СБШ-160-48	160	48	0; 15; 30	8–10	20,0	35	842
2СБШ-200-32	200	32	0; 15; 30	8–10	20,0	55	730
4СБШ-200-40	200	40	0; 15; 30	8–10	18	59	800
2СБШ-200Н-40	200	40	0; 15; 30	8–10	18	61	800
3СБШ-200-60	200	60	0; 15; 30	8–10	23	62	660
СБШ-200-55	200	55	0; 15; 30	8–10	24	64	760
СБШ250МНА-32	250	32	0; 15; 30	12–14	15	71	815

СБШ-250-36	250	36	0; 15; 30	12–14	19	73	715
СБШ-250-20	250	20	0; 15; 30	12–14	22	74	645
СБШ-250-55	250	55	0; 15; 30	8–10	22	85	580
СБШ-320-36 (СБШ-320М)	320	36	0; 15; 30	16–18	13	110	1210
СБШ-400-55 (СБШ-320/380НС)	400	55	0; 15; 30	10–12	25	160	780
СБШ-400-20	400	20	0; 15; 30	10–12	29	155	675
Станки ударно-вращательного бурения типа СБУ							
СБУ-100Н-35	100	35	0; 15; 30	14–16	6,5	0,71	2106
2СБУ-100-32	100	32	0; 15; 30	14–16	12,0	0,82	1853
СБУ-100Г-35	100	25	0; 15; 30	14–16	6,5	5,0	2106
СБУ-100ГА-50	100	50	От -15 до +30	14–16	6,5	8,5	2106
3СБУ-100-32	100	32	От -15 до +30	14–16	12,0	0,88	1853
СБУ-125-24	100	24	0; 15; 30	14–16	6,5	8,5	2527
СБУ-125А-32	125	32	0; 15; 30	14–16	6,5	8,6	2504
2СБУ-125-32	100–125	32	0; 15; 30	14–16	12,0	8,8	2218
СБУ-160-18	160	18	0; 15; 30	14–16	12,0	30,0	2597
Станки ударного бурения типа СБУ							
СБУ-200-36	200	36	0; 15; 30	16–18	25,0	40	1348
СБУШ-160-36	160	36	0; 15; 30	10–12	18,0	28	1292
2СБУШ-160-36	160	36	0; 15; 30	10–12	18,0	28	1292
Станки вращательного бурения типа СБР							
СБР-160А-24	160	24	0; 15; 30	3–6	40	85	281
СБР-160Б-32	160	32	0; 15; 30	3–6	60	88	213
2СБР-160-24	160	24	0; 15; 30	3–6	35	66	146
Станки термического (огневого) бурения типа СБО							
СБО-1Б							
СБО-160/20	160	20	0; 15; 30	14–22	12	56	86 л/час
СБТМ-20	400	20	0; 15; 30	14–22	8,5	69	130 л/час

Технические характеристики выпускаемых
шарошечных долот

Показатели	Диаметр долот				
	76	98,4	112	146	161
Типоразмер резьбы на присоединительных элементах буровых штанг и долот	3–42	3–66	3–66	3–88	3–88
Высота, не менее, мм	120	170	190	240	310
Масса, не более, кг	2	4	5	12	15,5

	Диаметр долот				
	215,9	224,9	244,5	269,9	320
Типоразмер резьбы на присоединительных элементах буровых штанг и долот	3–117	3–117	3–121	3–152	3–152
Высота, не менее, мм	350	350	390	410	440
Масса, не более, кг	35	38	45	75	90

Приложение 7

Технические характеристики шарошечных буровых станков
фирмы **AC Drilling Sjlutions – Атлас Копко, Швеция**

Технические показатели			Типы станков			
			DM-30	DM45/50LP	DM45/50HP	DML
Диаметр скважины, мм			127-171	127-235	127-228	170-250
Длина штанги, м			9,1	9,1 или 7,6	9,1 или 7,6	9,1 или 10,7
Глубина бурения, м			До 45,7	54,9 или 45,7	54,9 или 45,7	54,9 или 53,3
Усилие подачи, кг			13608	22680	22680	27216
Скорость подачи, м/мин			0–30,5	0–44,5	0–44,5	0–44,5
Скорость подъема, м/мин			0–85,3	0–62,5	0–62,5	0–62,5
Скорость вращения, об/мин			0–100	0–105; 105–160	0–105 105–160	0–105 105–160
Момент вращения, Н·м			-	12200; 7320	12200; 7320	12200; 7320
Вид энергии	Сжатый воздух	вращательное бурение, м ³ /мин при давлении, кПа	25,5/758	25,5/758 29,7/758 34,0/0,758	-	34,0/758 45,3/758 53,8/758
		ударно-вращательное бурение, м ³ /мин при давлении, кПа	25,5/2413	-	25,5/2413 30,3/2413	35,4/2413 41/2413
	Дизельный привод	вращательное бурение	CAT C15 425 л.с. Cum QSX15 425 л.с.	CAT C15 425 л.с. 475 л.с., 525 л.с. Cum QSX15 425;475; 525 л.с.	-	CAT C15 525; л.с. CAT C16- 600 лс CAT3412- 760 л.с. Cum QSX15 – 525; 600 л.с. QSK -19C- 755 л.с.

	ударно-вращательное бурение	CAT C15 525 л/с Cum QSX15 525 л.с.	-	CAT C15 525 л.с CAT C16 600 л.с. Cum QSX15 525; 600 л.с.	Cum QSK19C 755 л.с. CAT 3412E – 760 л.с.
Электропривод		Нет	Нет	Нет	Нет
Ходовая часть		CAT320L ADS under- carriage	CAT325L ADS under- carriage	CAT325L ADS under- carriage	CAT330L ADS under- carriage
Скорость передвижения, км/час		0–3,2	0–3,1	0–3,1	0–2,7
Наклонное бурение, град.		0–20	0–30	0–30	0–30
Рабочая масса, т		28,1	39,0	39,0	50,0

Продолжение таблицы **приложения 7**

Технические показатели			Типы станков			
			DM-M2	DM-M3	Pit Viper 270	Pit Viper 351
Диаметр скважины, мм			251–270	2251–311	200–270	270– 410/10,7
Длина штанги, м			10,7	12,2	12,2 или 16,76	19,8
Глубина бурения, м			53,3	-	60 или 30	40
Усилие подачи, кг			34020	40824	34020	57000
Скорость подачи, м/мин			0–25,6	0–43,9	0–38,6	0–20,72
Скорость подъема, м/мин			0–25,6	0–42,1	0–48,2	0–47,2
Скорость вращения, об/мин			0–150	0–200	0–150	0–95 и 95–170
Момент вращения, Н·м			11800	13805	11800	25760 и 14250
Вид	Сжатый воздух	вращательное бурение, м ³ /мин при давлении, кПа	53,8/758 73,6/758	53,8/758	53,8/758	62/758 85/758 107,5/758

		ударно-вращательное бурение, $m^3/мин$ при давлении, $кПа$	-	-	41/2413	-
Дизельный привод	вращательное бурение	CAT3412E 760 л.с. Cum QSK-19C 755 л.с.	CAT3508E – 850; 950 л.с.	CAT3412E 760 л.с. Cum QSK-19C 755 л.с.	CAT3512E 1000; 1200; 1500 л.с. Cum QSK-45 1000; 1200; 1500 л.с.	
	ударно-вращательное бурение	-	-	CAT3412E 760 л.с. Cum QSK-19C 755 л.с.	-	
Электропривод			-	-	есть	есть
Ходовая часть			CAT330L	Intertrek B8 CAT350	CAT345SL	CAT375L
Скорость передвижения, $км/час$			0–1,9	0–1,56	0–1,8	0–1,8
Наклонное бурение, $град.$			0–30	0–30	0–30	0–30
Рабочая масса, $т$			60,7	104,4	75,0–80,0	169,0

Приложение 8

Классификация пород по буримости для станков шарошечного типа и удельных расходов энергии

Показатели	Значения показателей										
	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Условный коэффициент крепости											
Категория по буримости	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	XIII	XIV	XV	XVI
Удельный расход энергии, $кВт-ч/м$	0,4 0,6	0,6 0,8	0,8-1,0	1,0 1,2	1,2 1,4	1,4 1,6	1,6 1,9	1,9 2,3	2,3 2,7	2,7 3,2	3,2 3,9

Приложение 9

Характеристики карьерных (добычных) гусеничных
экскаваторов типа прямая механическая лопата
производства УЗТМ им. С. Орджоникидзе

Показатели	ЭКГ-4,6	ЭКГ-5А(5В)	ЭКГ-8	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20	ЭКГ-20
Емкость ковша, m^3	4,6	5–6,3	8–10	12,5–15	20,0	20,0
Максимальный радиус черпания, m	15,5	15,5	18,2	22,5	24,0	17,0
Максимальная высота черпания, m	11,0	11,0	12,5	15,6	18,0	18,0
Максимальный радиус разгрузки, m	12,5	13,6	16,3	19,9	21,6	16,0
Масса экскаватора, t	190	250	370	653	1060	500
Максимальная установленная мощность, kBt	250	320	520	1250	1358	1288
Продолжительность цикла при угле поворота до 135° , c	30	31	35	40	40	30

Приложение 10

Характеристики карьерных (добычных) гусеничных
экскаваторов типа прямая механическая лопата
производства ПО «Ижорский завод» им. А.А. Жданова

Технические параметры	ТИП ЭКСКАВАТОРА						
	ЭКГ-10	ЭКГ-10М	ЭКГ-8УС(8И)	ЭКГ-5У	ЭКГ-15	ЭКГ-12УС	ЭКГ-8У
Ёмкость ковша, m^3 :							
- основного	10	11,5	8	5	15	12	8
- сменного	8; 12,5;16	-	-	-	18	-	-
Масса основного ковша, t	16,2	19,4	14,4	8,6	30,0	25,2	15,1
Расчетное время цикла, $сек$	26	26	28	30	28	32	35
Максимальное усилие копания, t	9,8	10,87	7,8	4,9	14,7	11,78	8,33
Длина стрелы, m	13,9	14,36	16,5	20,7	18,0	24,0	32,0

Ход рукояти, <i>м</i>	4,55	4,35	4,75	5,53	4,9	7,58	8,36
Максимальный радиус копания, <i>м</i>	18,4	19	19,8	23,7	22,6	28	34
Максимальная высота копания, <i>м</i>	13,5	14,5	17,6	22,2	15,8	20,7	28,5
Максимальный радиус разгрузки, <i>м</i>	16,3	16,5	17,9	22,1	19,5	25,8	31,6
Максимальная высота разгрузки, <i>м</i>	8,6	10,2	12,5	17,5	9,88	14,9	24
Радиус копания на уровне стояния, <i>м</i>	12,6	12,6	13,5	14,5	15,6	17,8	-№
Рабочая масса с ковшем, <i>т</i>	395	402	405	386	769	721	725

Приложение 11

Технические характеристики вскрывных гусеничных экскаваторов типа прямая механическая лопата, выпускаемых заводами России

Показатели	ЭВГ-4	ЭВГ-15	ЭВГ-10/50	ЭВГ35/65	ЭВГ35/65М	ЭВГ-100/70
Ёмкость ковша, <i>м³</i>	6	15	10	35	35	100
Радиус черпания на уровне стояния, <i>м</i>	21,6	20,5	26	37	37	72
Максимальный радиус черпания, <i>м</i>	30	40	50	65	65	70
Максимальный радиус разгрузки, <i>м</i>	33	37,8	47	62	62	66
Максимальная высота черпания, <i>м</i>	27	30	37	40	40	50
Максимальная высота разгрузки, <i>м</i>	22	26	31	45	45	40
Масса экскаватора, <i>т</i>	660	1150	250	2650	3790	12000
Продолжительность рабочего цикла (поворот 90°), <i>сек</i>	45	50	50	60	56	55

Приложение 12

Технические характеристики шагающих вскрышных экскаваторов – драглайнов

Параметры	ЭШ6 /45	ЭШ10 /70	ЭШ13 /50	ЭШ20 /55	ЭШ15 /70	ЭШ15 /90	ЭШ25/ 100	ЭШ40 /85	ЭШ100 /100
Ёмкость ковша, m^3	6	10	13	20	15	15	25	40	100
Длина стрелы, m	45	70	50	55	70	90	100	85	100
Радиус черпания и разгрузки, m	43,5	66,5	46,5	54	67,5	81	95	82,5	97,5
Глубина черпания, m	22	35	21	27	35	42	47,2	40	47
Высота разгрузки, m	19,5	27,5	20,5	19	24,5	37,2	41	32	41
Мощность сетевого двигателя, kWt	660	1480	1480	1870	1930	1900	2x2300	6600	14400
Скорость передвижения, $km/час$	0,48	0,2	0,2	0,2	0,2	0,06	0,06	0,06	0,06
Продолжительность цикла при повороте на 135° , $сек.$	45	54	54	58	58	63	65	60	60
Масса экскаватора, t	295	720	711	1030	1030	1620	2880	3200	10250
Завод-изготовитель	Новокраматорский машиностроительный завод, г. Краматорск, Украина					УЗТМ – «Уралмаш» – Уральский завод тяжелого машиностроения им. С. Орджоникидзе. г. Екатеринбург, Россия			

Приложение 13

Технические характеристики гидравлических
экскаваторов фирмы Komatsu Mining Germany, Германия

Технические показатели	Тип экскаватора			
	PC-3000	PC-4000	PC-5500	PC-8000
Вместимость ковша, m^3	15,0	22,0	28,0	42,0
Диапазон вместимостей ковша, m^3	11–21	19–33	23–40	36–60
Максимальное усилие резания, kH	1100	1330	1870	2320
Высота черпания, m	10,0	13,0	15,0	17,0
Радиус черпания, m	12,0	13,0	14,0	14,0
Радиус черпания максимальный, m	13,5	15,0	16,5	17,8
Глубина черпания ниже уровня стояния, m	3,2	2,8	2,9	3,0
Радиус разгрузки макс., m	11,0	13,0	14,0	16,5
Высота разгрузки при макс. подъеме ковша, m	10,0	12,0	13,5	14,0
Размеры ковша высота × глубина × ширина, m	3,3×3,1×3,79	3,1×3,6×4,0	3,8×3,8×4,565	4,20×3,9×5,63
Предельно допустимый поперечный уклон: при работе, $град.$ При движении, %	5 70	5 70	5 60	5 50
Среднее удельное давление на грунт, $кг/см^2$	1,94/2,37	2,32/1,84	2,314/1,785	2,67/2,14
Угол поворота платформы, $град.$	360			
Частота вращения платформы, $мин^{-1}$	4,6	4,0	3,1	2,7
Продолжительность цикла при повороте на 90° для пород II, III, IV и V категорий соответственно, $сек$	24,26,28,30	236,28,30,32	27,29,31,33	237,30,32,34

Средний коэффициент заполнения ковша	1,15			
Скорость передвижения, км/час	2,4	2,1	2,2	2,2
Масса экскаватора с противовесом, т	250–258	380–395	525–540	720
Технико-экономические показатели:				
Состав бригады, чел.	1			
Затраты на 1 <i>машино/час</i> :				
- удельный расход топлива, л/час	172	248	328	558
- удельный расход эл. энергии, кВт-час	799	1148	1516	2465
- средний расход з/частей на час работы за период 20 лет эксплуатации, евро/час	28	60	90	120
- расход горючего, л/час	161–208	217–279	322–415	488–627

Приложение 14

Технические характеристики карьерных добычных гидравлических экскаваторов компании Terex O&K

Технические параметры	ТИП ЭКСКАВАТОРА						
	RH 40-E	RH 40-F	RH 90-C	RH 120-E	RH 170	RH 200	RH 340
Ёмкость ковша, м ³ :							
- прямая лопата	7	7	10	15	18	26	34
- обратная лопата	7	7	10	15	20	28	34
Привод экскаватора	Дизель-электрический агрегат						
Мощность двигателя полная при $n = 2100$ об/мин, кВт	560	585	896	1320	1792	2240	2240
Кол-во цилиндров	6	6	6	6	12	12	12
Диаметр цилиндра, мм	159	145	137	145	159	159	159
Ход поршня, мм	159	183	170	183	159	159	159
Объем двигателя, л	19	18,1	15	18,1	37,8	37,8	37,8
Ёмкость топливного бака, л	1300	1650	3200	5360	630	10700	10700

Скорость передвижения, км/час:								
1-я передача	2,34	2,34	2,4	2,7	1,6	1,6	1,5	
2-я передача	-	-	-	1,4	2,6	2,3	2,0	
Ширина гусеничного полотно, мм	600	600	800	1000	1200	1400	1400	
Удельное давление на грунт, кг/см ²	1,64	1,71	1,72	2,12	2,26	2,56	2,47	
Рабочее освещение	6 ксеноновых фар		По 8 ксеноновых фар					
Рабочий вес, т	103,6	107,6	172,0	283,0	374,0	522,4	552,7	

Приложение 15

Технические характеристики карьерных роторных экскаваторов производства России (Азовмаш и Крастьямаш) и Украины (ДМЗ и НКМЗ)

Параметры	ЭРГВ-630Г	ЭРГ-400	ЭР-1-50	ЭРП-1250	ЭРП-2500	ЭРГ-1600	ЭРШР-5000	ЭРШРД-5250	ЭРШРД-12500
Производительность по рыхлой массе, м ³ /ч	715	1300	1600	1250	2500	4500	5000	5250	12500
Ёмкость ковшей, м ³	0,35	0,4	0,38	0,4	0,33	1,5	1,0	0,6	3,5
Число ковшей	8+8	9	9	9+9	18	12	16	22	12
Высота / глубина копания, м	8,5/0,5	17/1,5	17/1,5	16/1	21,4/1	40/10	40/3	30/2,1	32/4
Вылет оси ротора, м	12,5	24,2	22,5	23,3	32	66	73,7	40	36
Диаметр ротора, м	5,5	6,4	6,5	6,5	8	11,4	13	11,5	18
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	9,5	6,3	8,5	8,5	5-7	3-5	3,6-5,2	5-5,6	4-5
Мощность, кВт: привода ротора поворота платформы	320 2×11,4	250 2×14	320 2,19	400 2×42	860 2×50	700 2×25	1150 2×42	1900 3×77	2580 4×125

Скорость передвижения, <i>м/мин</i>	6	5,8	5,9	6	5	5	2–3	2	2,8
Ширина ленты конвейера, <i>мм</i>	1000	1200	1200	1200	1400	1800	2000	2000	2800
Скорость движения ленты, <i>м/сек</i>	4–4,5	4,7	4,8	3,5	4,0	4,0	4,0	4,15	5,0
Рабочая масса экскаватора, <i>т</i>	300	570	700	1040	1450	3300	4900	3850	5700
Завод-изготовитель	Дмитровский экскаваторный завод. г. Дмитров, Россия			ЖЗТМ г. Житомир		Новокраматорский машиностроительный завод, НКМЗ. г. Краматорск, Украина			

Приложение 16

Технические характеристики универсальных
вскрышных и добычных роторных экскаваторов
на шагающее-рельсовом ходу производства
НКМЗ (Украина)

Параметры	ЭР-7000/35	ЭР-7000/40	ЭР-7000/45	ЭРП-7000/30	ЭРП-7000/35	ЭРП-7000/40
Максимальная производительность, <i>т/час</i>	10000	12000	12000	10000	10000	12000
Удельное усилие копания, <i>МПа</i>	0,8	0,7	0,7	1,4	1,4	1,5
Максимальная высота копания, <i>м</i>	35	30	45	30	35	40
Мощность привода ротора, <i>кВт</i>	2×630	1250	2×630	2×1000	2×1000	2×1250
Масса экскаватора, <i>т</i>	4350	5400	5400	4050	4360	5500

Приложение 17

Технические характеристики карьерных роторных экскаваторов выпуска фирм Германии и Чехии

Технические параметры	СТРАНА–ПРОИЗВОДИТЕЛЬ					
	Германия				Чехия	
	SRs(k)-470	SRs(k)-2000	SRs-2400	SchRs-1500	KU-300	KU-800
Производительность, $m^3/час$	1120–1420	3500–4500	6000	5000	1200–1800	5500–6600
Вместимость ковша, m^3	0,46	0,46	1,7	1,3	0,3	0,8
Число ковшей, <i>шт.</i>	16	22	10	10	10 + 10	10
Усилие копания, <i>МПа</i>	1,8–1,35	1,4–1,1	0–75	0,53	0,3–0,85	1,1–0,9
Высота/глубина копания, <i>м</i>	17/1,5	28/3,5	35/9	24/6	19/3,7	32/6,3
Вылет оси ротора, <i>м</i>	23	37	58,6	45	36	48
Радиус разгрузки, <i>м</i>	22	40,5	121*	27	31,8	74
Выдвижение стрелы, <i>м</i>	-	-	-	-	8,5	16,5
Диаметр ротора, <i>м</i>	6,7	11	12,5	13	5–7,6	6–7,3
Частота вращения ротора, $мин^{-1}$	5,1–7	4,1	4,6	3,6	5–7,6	6–7,3
Мощность, <i>кВт</i> :						
- привода ротора	500	2×630	2×630	350	400	2×800
- поворота платформы	2×24	4×80	3×38	2×60	60	4×100
- общая установленная	1480	3200	5750	2584	3320	8135
Давление на грунт, <i>МПа</i>	0,135	0,137	0,113	0,11	0,11	0,115
Масса экскаватора, <i>т</i>	729	2160	3250	2408	1130	3350
<i>Примечание:</i> * Размеры даны по разгрузочному устройству						

Приложение 18

Технические характеристики цепных многоковшовых экскаваторов производства ФРГ

Параметры	ERs-560	ERs-900	ERs-1600	ERs-3150	Es-400,20	Es-900	Es-2240	Es-3150	Es-4500
Производительность, $m^3/час$	1110	1700	3700	6600	900	2400	5500	12000	14500
Ёмкость ковша, m^3	0,56	0,9	1,6	3,15	0,4	0,9	2,24	3,15	4,5
Шаг подвески ковша, $мм$	0,4	0,56	0,8	0,8	0,4	0,56	0,8	0,8	0,9
Длина звена цепи, $мм$	400	560	800	800	400	560	800	800	900
Высота и глубина копания, $м$	$\frac{17,5-20}{20}$	$\frac{22,5-22}{25}$	$\frac{26-29}{29}$	$\frac{27}{27}$	$\frac{20}{17,5}$	$\frac{15}{15}$	$\frac{32}{32}$	$\frac{23-27}{24-30}$	$\frac{27-31}{28-34}$
Длина планирующего звена, $м$	4	5	5	6,5	4	5	5	6,5	7
Мощность, $кВт$: привод ковш. цепи, общая установленная	400 700	850 1000	1500 2400	2700 4500	400 846	800 1100	2400 3900	2×2000 4200	2×2000 5500
Тип ходовой тележки	Гусеничный				Рельсовый				
Скорость ковшовой цепи, $м/сек$	1,1	1,1	1,22	1,37	1,1	1,2	1,22	1,25	1,25
Разгрузочная консоль: длина, $м$ скорость ленты, $м/сек$	32/40 3,2/6	40 4/6	55/65 4/7	125 4	41 2-4	- 4	- 5/7	- 5/7	- 5/7
Скорость передвижения экскаватора, $м/мин$	2,5-8	2	2	6	3-8	2,8-8	9	9	9
Масса экскаватора, $т$	950	1250	2300	4600	800	1200	3800	4600	5800

Приложение 19

Технические характеристики экскаваторов фрезерного типа

Технические показатели	Фирма «Wirtgen» Германия				«Krupp Ferder- technik», Германия		«Krupp» и ИГД *
	2600 SM	3000 SM	3500 SM	4200 SM	КСМ 2000	КСМ 4000	КСМ 2000К
Производительность по рыхлой/плотной породе, $m^3/час$	560/390	1000/720	1500/1050	2100/1500	2000/1400	4000/2800	2000/1400
Ширина захвата, m	2,6	3,0	3,5	4,2	5,6	7,1	6,0
Диаметр рабочего органа, m	0,95	1,27	1,40	2,1	3,55	3,85	4,5
Толщина снимаемого слоя (не более), m	0,25	0,40	0,47	0,60	2,5	2,75	3,0
Мощность привода рабочего органа, kBm	280	280	450	550	370	740	1100
Скорость хода при расчетной производительности, $m/мин$	10	10	10	10	1,7	2,4	1,3
Ход машины	Гусеничный						
Масса машины, t	65	60	129	155	190	380	400
* Совместная разработка фирмы «Krupp Ferdertechnik», Германия и Института горного дела им. А.А. Скочинского, Россия							

Приложение 20

Технические характеристики самоходных ковшовых
погрузчиков производства заводов
России и Республики Беларусь

Наименование показателей	СТРАНА-ПРОИЗВОДИТЕЛЬ			
	Россия			Беларусь
	ПД-5	ПД-8	ПД-12	БелАЗ-7822 БелАЗ-78221
Мощность двигателя, <i>кВт/л.с.</i>	81,4/119	140,6/198,6	185/262	365 / 490
Грузоподъемность, <i>т</i>	5,2	8,4	12,1	12,6
Ёмкость ковша с шапкой, <i>м³</i>	2,5	4,0	6,0	6,0
Нагрузка опрокидывания, <i>кг</i>	8760	12880	19540	24987
Высота погрузки, <i>мм</i>	1800	2200	3850	5950
Высота отсыпки насыпи, <i>м</i>	2,55	2,77	2,80	4,6
Макс. скорость движения (вперед/назад), <i>км/час</i>	20	20	28	32 / 30
Колесная база, <i>мм</i>	2500	2800	3860	5670
Клиренс, <i>мм</i>	480	505	590	505
Длина с ковшом на земле, <i>мм</i>	7850	9530	10760	11640
Высота до верха кабины, <i>мм</i>	2120	2240	3480	4150
Масса машины, <i>кг</i>	13870	22450	25980	53078
Стоимость машины, <i>тыс. сом.</i>	1498,0	1668,0	1965,0	2276,05

Приложение 21

Технические характеристики самоходных
ковшовых погрузчиков, выпускаемых фирмами
John Deere и Caterpillar (США)

Показатели	Фирма John Deere (США)				Фирма Caterpillar (США)		
	544К	624К	644К	724К	744К	992G	994D
Ёмкость ковша с шапкой, m^3	2,3	2,7	3,2	3,6	4,0	6,9	9,8
Нагрузка опрокидывания, кг	10896	13922	15230	16489	19933	33100	53100
Высота погрузки, мм	3820	3950	4070	4070	4280	4960	5732
Высота отсыпки насыпи, м	2,76	2,86	2,86	2,78	3,04	3620	4490
Макс. скорость движения (вперед/назад), км/час	36/26	40/26	40/30	40/30	40/35	19,9/22,0	22,6/24,9
Мощность двигателя, кВт/л.с.	125/170	147/200	173/240	197/265	237/322	597/800	933/1250
Колесная база, мм	2930	3090	3260	3260	3460	4980	5880
Клиренс, мм	400	384	408	410	462	534	567
Длина с ковшом на земле, мм	7430	7760	8140	8340	9010	11230	12670
Высота до верха кабины, мм	3240	3320	3380	3380	3501	4900	5458
Масса машины, кг	12820	15185	18160	19130	24182	94927	189343

Приложение 22

Технические характеристики карьерных автосамосвалов

Показатели	Краз-256	БелАЗ-7540	БелАЗ-7548	БелАЗ-7549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-75306
Грузоподъемность, <i>т</i>	10	30	40	75	110	180	220
Масса машины, <i>т</i>	11,5	22,6	29	66	85	145	156,1
Емкость кузова, <i>м³</i>	6	15–4,7	21,7	37,8	44	90	100–
Максимальная скорость, <i>км/ч</i>	62	50	50	50	52	50	146 42
Ширина машины, <i>м</i>	2,6	3,86	3,8	5,4	6,1	7,6	
Длина машины, <i>м</i>	8,2	7,28	8,1	10,3	11,3	13,6	7,82
Мощность двигателя, <i>кВт</i> ,	175	265–309	367	770	995	1690	13,36 1716
Расход топлива, <i>л на 100 км</i>	60	135	200	350	-	-	-
Изготовитель	Кременчугский автозавод. г. Кременчуг, Украина. Белорусский автомобильный завод. г. Жодино, Республика Беларусь						

Приложение 23

Технические характеристики некоторых карьерных автосамосвалов фирмы Caterpillar и Terex O&K (USA)

Технические показатели	Типы автосамосвалов			
	CAT777B	CAT785C	CAT789C HAA	Terex 33-19
Объем кузова, <i>м³</i>	51,3	78,0	105,0	144,7
Грузоподъемность, <i>т</i>	86,2	136,0	177,0	317,5
Мощность двигателя, <i>кВт</i>	686	1082	1417	2462
Максимальная скорость, <i>км/час</i>	60	56	52,6	48,0
Объем топливного бака, <i>л</i>	946	1900	3200	4823
Длина × ширина × высота, <i>м</i>	9,8×5,46×4,9	10,6×6,6×5,1	12,2×7,97×6,15	10,3×7,8×6,88

Вес пустого самосвала, <i>т</i>	60,1	102,1	140,8	231,1
Вес груженого самосвала, <i>т</i>	146,9	249,5	317,5	548,6
Высота шины, <i>мм</i>	3058			5096
Ширина шины, <i>мм</i>	936			1069
Вес шины, <i>кг</i>	2128,2			3546

Приложение 24

Технические характеристики колесных скреперов,
выпускаемых заводами России

Показатели	Прицепные	Полуприцепные	Самоходные			
	ДЗ-77, ДЗ-77А	ДЗ-74	ДЗ-11П	ДЗ-113, ДЗ-313А	ДЗ-115	ДЗ-107-1 ДЗ-107-2
Базовый трактор или тягач	Т-130.1.Г-2	К-702	МоА3 - 7546П	БелАЗ-7531	БелАЗ-7531	БелАЗ-7549
Тяговый класс, <i>т</i>	100	100	-	-	-	-
Мощность силовой установки, <i>кВт</i>	117	147	158	1×265	2×265	2×407
Грузоподъемность, <i>т</i>	16	16	15	27	29	50,4
Ёмкость ковша, <i>м³</i>	8	8	8	15	15	25
Ширина резания, <i>мм</i>	2580	2650	2820	2926	3020	3550
Глубина резания, <i>мм</i>	350	200	300	350	350	410
Скорость движения, <i>км/час</i> :						
с грузом	12	18	20	28	32	30
порожняком	40	42	55	64	60	75

Дорожный просвет, мм	500	500	475	600	600	750
Масса агрегата (с трактором в снаряженном состоянии), кг	24300	23100	20000	34000	44300	68000

Приложение 25

Технические характеристики некоторых тракторных бульдозеров, выпускаемых в России

Показатели	ДЗ110, ДЗ109, ДЗ120	ДЗ-34С, ДЗ-35Б	ДЗ-118 ДЗ121	ДЗ59 С ДЗ124, ДЗ125	Т500	Т800	ДЗ-48	ДЗ113	ДЗ360ХЛ
Базовый тракт	Т130.1 Г	Т180 Г	ДЭТ250	Т330	Т500	Т800	К-702	Т330	Т330
Тяговый класс, т	100	150	250	250	350	750	60	250	250
Размеры отвала, мм: высота с козырьком, ширина захвата	1100 4120	1480 3640	1550 4310	1880 4860	2000 4820	2300 6050	1200 3640	1750 4980	1420 5480
Высота подъёма отвала, мм	995	995	1070	1170	1550	1600	1060	1000	1110
Опускание отвала ниже опорной поверхности, мм	465	530	450	700	620	700	550	600	790
Угол въезда, град.	24–27	25	20–22	20–35	-	-	33	25	20
Масса с трактором, т	16,8	20,3	34,2	44,2	58,4	10,3	18,1	59,2	43,4

Приложение 26

Технические характеристики некоторых импортных дорожных машин компании Caterpillar (USA)

Технические параметры	Гусеничные бульдозеры		Колесные бульдозеры			Автогрейдеры	
	D10T	D11T	834H	844H	854G	16M	24H
Эксплуатационная масса, <i>т</i>	66,451	104,6	47,11	70,82	99,4	28,09	61,95
Скорость вращения двигателя, <i>об/мин</i>	1800	1800	1800	1800	1750	2000	2000
Макс. скорость переднего хода, <i>км/час</i>	11,2	9,8	38,5	21,0	21,1	52,5	37,7
Ширина захвата отвала, <i>м</i>	5,26	6,35	5,07	5,278	6,604	3,08	4,23
Дорожный просвет, <i>мм</i>	615	623	540	431	475	660	782
Колесная база, <i>м</i>	-	-	4,55	4,6	5,89	6,98	10,23
Колея, <i>м</i>	2,55	2,90	3,47	4,37	4,52	3,08	4,23
Угол поворота отвала, <i>град.</i>	-	-	-	-	-	50	50
Угол перекоса отвала, <i>град.</i>	28	31	21	15	13	27	33
Скорость подъема отвала, <i>м/сек</i>	0,8	1,2	0,8	0,353	0,385	0,67	0,88
Глубина резания, <i>мм</i>	560	609	455	466	398	217	309
Высота, <i>м</i>	4,340	4,66	4,09	5,023	5,44	3,70	4,35
Ширина, <i>м</i>	3,76	4,37	5,07	5,278	6,604	3,08	4,23
Полная длина (с отвалом и рыхлителями), <i>м</i>	9,260	10,83	10,42	10,94	13,405	9,99	14,16
Ёмкость топливного бака, <i>л</i>	1204	1609	793	1016	1562	530	1207

Модель двигателя	Cat® C27 ACERT™	3508B	Cat® C18 ACERT™	Cat® C27 ACERT™	3508DIT A	Cat® C13 ACERT™ VHP	3412E HEUL
Число цилиндров	12	8	6	12	8	6	12
Рабочий объем, л	27	34,5	18,1	27,1	35/5	12,5	27,0
Мощность, кВт /л.с.	433/580	634/850	372/478	463/620	597/800	213/285	373/500

Приложение 27

Технические характеристики карьерных ленточных конвейеров, выпускаемых заводами России

Показатели	ТИП КОНВЕЙЕРА				
	КЛ-500	КДЖ-800	С1600	КЛМЗ	НКМ-3
Ширина ленты, мм	1000	1200	1600	1200	1800
Скорость движения ленты, м/сек	2,26	2,58	1,6-3,15	3,6	4,35
Производительность, т/час	500	800	1600-3150	4875	13750
Длина конвейерного става в поставке, м	400	800	1100	800	500
Мощность привода, кВт	75	150	400-800	40	1500

Приложение 28

Технические характеристики землесосов, выпускаемых в России

Технические параметры	ТИП ГИДРОМОНИТОРА				
	ГМН-250С*	ГМД-250	ГМДу-250	ГМСШД-300	ГМСШД-500
Диаметр входного патрубка нижнего колена, мм	250	250	250	300	500
Диаметр насадок, мм	52–105	80–125	80–125	100–140	140–220
Длина ствола, мм	2285	2320	2235	10000	18000

Рабочее давление у насадки, <i>МПа</i>	1,5	2,5	2,0	3,0	3,0
Угол поворота ствола в плоскости, <i>град.</i> : - горизонтальной - вертикальной	360 ±27	345 ±30	360 ±35	330 +35; -6	330 +35; -2
Габариты, <i>мм</i> : - длина - ширина - высота	3355 1540 1600	4420 2190 1640	4480 1250 1600	14200 3940 3110	20000 3940 4350
Расход воды (не более), <i>м³/час</i>	1600	2750	2340	4000	7000
Способ передвижения	Ручной, на салаз- ках	Тягачом, на салазках		Самоходный, на шагающей плат- форме	
Масса, <i>т</i>	0,187	1,04	1,03	24,0	29,0
Примечание: * С ручным управлением, остальные – с дистанционным управ- лением.					

Приложение 29

Технические характеристики землесосов, выпускаемых в России

Тип зем- лесоса	Производи- тельность, <i>м³/час</i>	Напор, <i>м</i>	Макс. размер куска породы, <i>мм</i>	Диаметр всас./нагн. патрубок <i>мм</i>	Диаметр рабочего колеса, <i>мм</i>	Мощность двигателя, <i>кВт</i>	Масса агрегата с ра- мой, <i>т</i>
ЗГМ-2м	1550	40	180	350/300	850	320	10
ЗГМ-2му	1950	52	180	350/300	850	650	9,7
20Р-11	3600	42	220	500/500	1100	750	23,6
20Р11м	3600	54	220	500/500	1250	1100	23,6
10Гру-8Л	740	39	150	250/200	700	160	3,9
12Гру-9Т	1330	59	140	300/300	840	500	7,9
16Гру-8	2140	58	230	400/350	1030	630	14,1

20Гру-8Л	4000	67	300	500/450	1360	1600	29,6
28Гр-8Т	7000	72	315	700/680	1790	3200	52,4
8ШНВ	540	84	70	200/150	510	320	3,6
10УВЛ-2	800	250	100	350/250	620	1050	14,7

Приложение 30

Технические характеристики плавучих земснарядов
производства заводов ПО «Северо-Востокзолото»

Технические Параметры	Т И П З Е М С Н А Р Я Д А					
	180- 60	20- 50БР	300- 4АИ	300- 50ТМ	300- 40УП	500- 60МА
Производительность на грунтах II категории, (не более), $м^3/час$	200	250	420	420	420	650
Глубина разработки (не более), $м$	10	8	11	15	6	15
Установленная мощность двигателей, $кВт$	900	830	2029	2550	2300	3450
Осадка в рабочем состоянии, $м$	0,86	0,93	1,1	1,57	1,5	1,64
Диаметр фрезы, $м$	1,26	1,45	1/9	1,96	1,96	2/4
Частота вращения фрезы, $об/мин$	29,6	20	24	25,6	12	25,6
Мощность привода фрезы, $кВт$	65,4	75	173	320	250	320
Масса земснаряда						

Приложение 31

Технические характеристики плавучих земснарядов,
производства Иркутского завода тяжелого
машиностроения – ИЗТМ

Показатели	Т И П З Е М С Н А Р Я Д А			
	100-40	300-40	500-60	1000-80
Средняя производительность по породе, $м^3/час$	100	300	500	1000
Дальность транспортирования пульпы	1,3	1,6	2,2	3,5

по горизонтали, км				
Глубина разработки, м:				
максимальная	12	11	15	15
минимальная	3	3,5	4,5	4
Осадка в рабочем состоянии, м	0,74	1,0	1,1	1,42
Установленная мощность, кВт	491	1227	2970	5130
Длина плавучего пульпопровода, м	120	300	500	500
Диаметр труб, мм	350	500	700	800
Среднее водоизмещение земснаряда, м ³ (т)	126,5	228	434	715
Масса без плавучего пульпопровода, т	112,3	212	400	650

Приложение 32

Технические характеристики плавучих
многочерпаковых драг производства ИЗТМ
и заводов ПО «Северо-Востокзолото»

Показатели	ТИП ДРАГИ					
	80Д	150Д	ИЗТМ-250ДС	ОМ-430	ОМ-431	ИЗТМ-600
Номинальная вместимость черпака, л	80	150	250	380	380	600
Количество черпаков в цепи,	72	77	85	121	121	169
Число разгрузок черпаков в минуту	32	30	35	22	22	18–22
Средняя производительность, м ³ /час:	100	180	320	250	400	500
	190	250	500	550	-	600
Глубина черпания, м	6	9	12	30	30	50
Длина черпаковой рамы, м	17	23,7	31,7	58	58	92
Высота установки верхнего черпакового барабана над палубой понтона, м	3,9	4,6	10,8	12,1	12,1	16
Мощность, кВт:						
	- общая установленная	392	800	1082	1800	2185
- главного привода	64	128	176	360	400	1000

Среднее водоизмещение драги в рабочем положении, $m^3(m)$	420	990	1450	3650	3530	10242
Масса, t :						
- драги	390	912	1355	3420	3208	9470
- в т.ч. понтона	78	183	208	870	651	2326

Приложение 33

Технические характеристики паровозов

Серия паровоза	Колесная формула	Сцепной вес, t	Расчетный вес, t	Макс. скорость, $км/час$	Расчетная сила тяги, $кГ$	Полная тендер
Колея 1524 мм						
Э ^м	0-5-0	82,9	125	65	20200	20504
Э ^р	0-5-0	83,5	130	65	20200	20865
Щ	1-4-0	64,2	120	70	10150	20721
9п*	0-3-0	54	54	25	10800	9960
ФЭД	1-5-0	160	270	75	21600	16708
Колея 750 мм						
157	0-4-0	26	42,6	32	4700	11800
159	0-4-0	16	23,8	25	3160	9425
ПТ-4*	0-4-0	16	28	60	3300	10440

* Танк-паровоз – локомотив для работы на путях небольшой протяженности (7–10 км) и на угольных разрезах с заправкой углем на месте работ без тендера с запасом топлива на площадке локомотива.

Приложение 34

Технические характеристики тепловозов

Технические показатели	Тип тепловоза			
	ТГМ-3	ТЭМ-1	ТЭМ-3	ТЭ-3
Число секций тепловоза	1	1	1	2
Осевая формула	2 ₀ -2 ₀	2 ₀ -2 ₀	2 ₀ -2 ₀	2(3 ₀ -3 ₀)
Сцепной вес, t	68	123,5	122,4	252

Номинальная мощность дизеля, л.с.	750	1000	1200	2000
Номинальное число оборотов вала в минуту	1400	740	750	850
Марка дизеля	M753	2Д50	ПД1	2Д100
Мощность на обода ведущих колес, л.с.	680	750	900	3300
Тип передачи	Гидромеханическая	Электрическая		
Расчетная сила тяги, кГ	-	-	-	40400
Расчетная скорость, км/час	-	-	-	20,5
Мощность главного генератора, кВт	-	780	700	1350
Мощность тягового двигателя, кВт	-	108	108	206
Длина тепловоза, мм	12600	16969	16969	33948

Приложение 35

Технические характеристики
электровозов на колею 1524 мм

Технические показатели	ТИП ЭЛЕКТРОВОЗА						
	Постоянного тока					Переменного тока	
	EL-2	EL-1	21E	ПЭ-150	26У	Д-100	Д-94
Сцепной вес, т	100	150	150	150	180	100	94
Осевая формула	2_0+2_0	$2_0+2_0+2_0$	$2_0+2_0+2_0$	$2_0+2_0+2_0$	$2_0+2_0+2_0$	2_0-2_0	2_0-2_0
Напряжение на токоприемнике, В	1500	1500	1500	1100	1500	10000	10000
Мощность часового режима, кВт	1400	2100	1560	1440	2550	1420	1650
Тяговое усилие часового режима, кГ	15300	23000	12800	22500	31700	16500	20000
Скорость часовая, км/час	30,5	30,5	28	23,4	28,7	31	30

Ток двигателя, <i>a</i> часовой длительный	234 200	234 200	190 148	236 190	300 260	- -	- -
Нагрузка на ось, <i>m</i>	25	25	25	25	30	25	23,5
Диаметр ведущих колес, <i>мм</i>	1120	1120	1100	1050	1200	1250	1250
Наименьший радиус кривой, <i>м</i>	60	60	60	60	60	75	75
Длина электровоза, <i>мм</i>	13400	20100	20950	18940	21320	15460	16220
База тележки, <i>мм</i>	2500	2800	3000	2700	3200	3000	3000
Изготовитель	ФРГ	ФРГ	Чехия	Россия	Чехия	Россия	Россия

Приложение 36

Технические характеристики карьерных железнодорожных тяговых агрегатов и мотор-вагонов

Технические показатели	Тип карьерных тяговых агрегатов и мотор-вагонов						
	ПЭ-2М	ПЭ-3Т	ЕЛ-20	ОПЭ-1	ОПЭ-1А	ОПЭ-2	ОПЭ-1А
Состав агрегата	ЭУ+МД+ +МД	ЭУ+ДС+ +МД	ЭУ+МД + +МД	ЭУ+ДС + +МД	ЭУ+ДС + +МД	ЭУ+М Д +МД	ЭУ+ +ДС+ +МД
Сцепной вес, <i>m</i>	36,8	37,2	37,2	36,0	37,2	37,2	37,2
Род тока	Постоянный		Переменный				
Напряжение сети, В	1,5/3,0	1,5/3,0	10	10	10	10	10
Мощность, <i>кВт</i>	2570/546 0	2160/541 0	5520	6480	5325	5325	5325
Сила тяги при часовом режиме, <i>m</i>	6,94	6,62	6,9	8,1	6,624	6,624	6,624
Скорость, <i>км/час</i>	12,5/25	24/30	28,0	28,5	29,8	29,8	29,8
Автономное питание	-	Дизель	-	Дизель	Дизель	-	Ди- зель

Длина, мм	51306	51306	52300	59100	51300	51300	51300
Изготовитель	РОССИЯ		ФРГ	РОССИЯ			

Приложение 37

Технические характеристики
саморазгружающихся через боковые люки
полувагонов, типа **думпкар**

Технические показатели	Тип думпкара					
	4BC-50	5BC-60	BC-82	BC-100	2BC-105	BC-140-180
Грузоподъемность, <i>t</i>	50	60	80	100	105	140-180
Емкость кузова (без шапки), <i>м³</i>	23,2	26,7	36	44,6	48,5	58,0
Вес тары вагона, <i>T</i>	30,2	29,0	39,0	50,5	47,0	62,0
Коэффициент тары	0,61	0,49	0,47	0,505	0,45	0,442-0,345
Число осей	4	4	4	6	6	8
Нагрузка на ось, <i>T</i>	20,1	22,3	30,0	25,8	25,6	26,0-31,0
Угол наклона кузова при разгрузке, <i>град.</i>	45	45	50	45	45	45
Длина вагона по осям автосцепок, <i>мм</i>	11720	11720	14620	16100	15020	17580
Высота вагона, <i>мм</i>	2650	2668	-	2937	3070	3280
Ширина вагона, <i>мм</i>	3200	3275	-	3485	3750	3460

Приложение 38

Технические характеристики саморазгружающихся
через донные люки полувагонов, типа *гондола*

Технические показатели	Уралвагонзавод г. Нижний Тагил			Крюковский вагонный завод, г. Крюково	
	ПС-63	ПС-94	ПС-125	П-90 для угля	П-94 для сыпучих
Грузоподъемность, <i>т</i>	63	94	125	90	94
Ёмкость кузова, m^3	72,28	106,0	137,5	91,2	104
Тара, <i>т</i>	21,47	31,0	42,5	36,0	31,5
Коэффициент тары	0,34	0,33	0,34	0,4	0,34
Высота вагона, <i>мм</i>	3512	3790	3883	3785	3780
Ширина вагона, <i>мм</i>	3130	3200	3130	2874	3200
База, <i>мм</i>	8650	10440	12070	10440	10440
Число тележек	2	2	2	2	2
Число осей в тележке	2	3	4	3	3
Давление на рельс, <i>Т</i>	21,12	20,83	21,0	21,0	20,8
Нагрузка на 1 <i>м</i> пути, <i>Т</i>	6	7,62	8,28	7,68	7,6

Приложение 39

Технические характеристики железнодорожных платформ
и саморазгружающихся бункер-вагонов, типа *хоппер*

Технические показатели	Хоппер двухосный	Хоппер четы- рехосный	Платформа двухосная	Платформа четырёхосная
Грузоподъемность, <i>т</i>	25	50	20	62
Тара, <i>т</i>	12	21	8,9	21
Коэффициент тары	0,49	0,42	0,44	0,34
Ёмкость кузова, m^3	26	59,34	14,6	20,75
Число люков	2	2	-	-
Длина по осям автосцепок, <i>мм</i>	7140	1030	10424	10620
Нагрузка оси на рельс, <i>Т</i>	18,6	17,75	14,45	20,75

Перечень использованных источников

1. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы: учебник. Т. 1 и 2. М.: Недра, 1998.
2. *Томаков П.И. Наумов И.К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ. М.: Изд-во МГИ, 1992.
3. *Тартаковский Б.Н.* Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом: учебник. М.: Недра, 1975.
4. *Мельников Н.В.* Справочник инженера. М., 1963.
5. *Анистратов Ю.С.* Технологические процессы открытых горных работ: учебник. М.: Недра, 1995.
6. *Подэрни Р.Ю.* Механическое оборудование карьеров: учебник. Т.1. М.: Изд. Моск. Госуд. горного ун-та, 2007.

СОДЕРЖАНИЕ

ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ	3
1. Терминология	3
<i>Элементы карьера</i>	3
2. Этапы открытой разработки.....	7
3. Геометрический анализ карьерных полей.....	8
<i>Определение коэффициента вскрыши методом трапеций</i>	8
4. Вскрытие месторождений при открытой разработке.....	10
5. Горно-капитальные работы	12
6. Проведение траншей	14
7. Системы открытой разработки.....	16
8. Методика аналитического определения конечной глубины карьера	22
9. Расчет текущего коэффициента вскрыши.....	23
10. Определение годовой производительности карьера и выбор основного оборудования	25
11. Отвальные работы	27
12. Расчет параметров отвала пустых пород.....	30
II. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ	32
13. Общие сведения.....	32
14. Подготовка мягких горных пород к выемке	32
15. Подготовка к выемке крепких горных пород	34
16. Механическое разрушение горных пород.....	37
17. Подготовка крепких горных пород к выемке буровзрывным способом	41
<i>Метод скважинных зарядов</i>	44
<i>Вертикальные скважины</i>	46
<i>Наклонные скважинные заряды</i>	48
<i>Метод шпуровых зарядов</i>	49
<i>Метод плоских зарядов</i>	51

18. Энергетическая теория взрывного разрушения горных пород	52
19. Способы и средства взрывания зарядов скважин.....	60
20. Организация работ на карьерах.....	66
21. Расчет паспорта буровзрывных работ	66
22. Составление проекта на массовый взрыв технологического блока.....	72
<i>Наименование ВМ.....</i>	75
23. Подготовка крепких горных пород к взрыву.....	75
24. Карьерные буровые станки.....	77
<i>Зарубежные карьерные буровые машины</i>	77
<i>Шнекобуровые машины</i>	77
25. Расчет производительности и парка буровых станков	79
III. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ МАШИНЫ НА КАРЬЕРАХ	82
26. Основные понятия.....	82
26. Классификация экскаваторов	82
27. Расчет выемочно-погрузочного комплекса.....	88
<i>А. Расчет производительности экскаваторов непрерывного действия.....</i>	88
<i>Б. Расчет производительности экскаваторов циклического действия.....</i>	89
28. Горные работы с применением тракторных стругов и колесных скреперов.....	90
<i>А. Расчет производительности бульдозера</i>	92
<i>Б. Расчет производительности скрепера.....</i>	93
29. Разработка горных пород драгами.....	95
30. Разработка горных пород земснарядами.....	97
31. Открытые горные работы по добыче блочного камня.....	99
IV. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД	105
32. Карьерный транспорт.....	105
33. Расчеты транспортного комплекса	105
<i>Автомобильный транспорт.....</i>	105

<i>А. Расчет автомобильного транспорта</i>	106
<i>Железнодорожный транспорт</i>	109
<i>Б. Расчет производительности железнодорожного транспорта</i>	115
34. <i>Транспорт непрерывного действия</i>	119
<i>Конвейерный транспорт</i>	120
<i>В. Расчет конвейерного транспорта</i>	122
<i>Трубопроводный транспорт</i>	123
<i>Г. Расчет производительности трубопроводного транспорта</i>	125
35. <i>Гидромеханизация открытых горных работ.</i>	
<i>Разработка горных пород гидромониторами</i>	128
36. <i>Расчет производительности гидромониторной разработки горных пород</i>	131
37. <i>Транспортирование горной массы канатными подвесными дорогами</i>	134
38. <i>Расчет производительности подвесной канатной дороги</i>	136
ПРИЛОЖЕНИЯ	137
<i>Приложение 1. ГЛОССАРИЙ</i>	137
<i>Приложение 2</i>	143
<i>Приложение 3</i>	144
<i>Приложение 4</i>	145
<i>Приложение 5</i>	146
<i>Приложение 6</i>	146
<i>Приложение 7</i>	149
<i>Приложение 8</i>	151
<i>Приложение 9</i>	152
<i>Приложение 10</i>	152
<i>Приложение 11</i>	153
<i>Приложение 12</i>	154
<i>Приложение 13</i>	155
<i>Приложение 14</i>	156
<i>Приложение 15</i>	157
<i>Приложение 16</i>	158

Приложение 17	159
Приложение 18	160
Приложение 19	161
Приложение 20	162
Приложение 21	163
Приложение 22	164
Приложение 23	164
Приложение 24	165
Приложение 25	166
Приложение 26	167
Приложение 27	168
Приложение 28	168
Приложение 29	169
Приложение 30	170
Приложение 31	170
Приложение 32	171
Приложение 33	172
Приложение 34	172
Приложение 35	173
Приложение 36	174
Приложение 37	175
Приложение 38	176
Приложение 39	176
Перечень использованных источников	177

**Марат Мубарякшаевич Шамсутдинов
Эдуард Васильевич Лупинин**

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

**Учебное пособие
для студентов высших горных учебных заведений**

Редактор *И.С. Волоскова*
Компьютерная верстка *Д.Ю. Иванова*

Подписано в печать 27.03.2015
Формат 60×84 ¹/₁₆. Печать офсетная
Объем 11,5 п.л. Тираж 100 экз. Заказ 47

Издательство КРСУ
720000, г. Бишкек, ул. Киевская, 44

Отпечатано в типографии КРСУ
720048, г. Бишкек, ул. Горького, 2