

В. С. ХОХРЯКОВ

ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

5-е ИЗДАНИЕ,
ПЕРЕРАБОТАННОЕ И ДОПОЛНЕННОЕ

*Допущено Минуглепромом СССР
в качестве учебника
для учащихся
горных техникумов*



МОСКВА "НЕДРА" 1981

БИБЛИОТЕКА

ББК 33.22

X 86

УДК 622.271 (075.32)

Рецензент И. В. Болотова

Хохряков В. С.

X 86 Открытая разработка месторождений полезных ископаемых: Учеб. для техникумов.— 5-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1991.— 336 с.: ил.

ISBN 5-247-01391-3

Дана промышленная характеристика основных типов рудных и нерудных месторождений. Рассмотрены производственные процессы открытой разработки: подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные и отвальные работы с применением экскаваторов и землеройно-транспортных машин. Описаны способы вскрытия и системы открытой разработки залежей, особенности производства горных работ при комбинированной разработке месторождений. В пятом издании (4-е изд.— 1982) приведены сведения о компьютеризации проектирования и планирования работ на карьерах.

Для учащихся горных техникумов.

X $\frac{2502010000-170}{043(01)-91}$ 96—91

ББК 33.22

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Хохряков Владимир Степанович

ОТКРЫТАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Заведующий редакцией *Е. М. Кит.* Редактор издательства *О. И. Сорокина.*
Технический редактор *Е. С. Сычева.* Корректор *Е. М. Федорова*
ИБ № 8090

Сдано в набор 23.01.91. Подписано в печать 04.04.91. Формат 60×90/16. Бумага типографская № 2. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 21,0. Усл. кр.-отт. 21,0. Уч.-изд. л. 21,85. Тираж 6240 экз. Заказ 108/2239 -7. Цена 1 р. 10 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,
125047 Москва, Тверская застава, 3

Ленинградская типография № 4 Государственного комитета СССР по печати. 191126. Ленинград, Социалистическая ул., 14.

ISBN 5-247-01391-3

© Издательство «Недра», 1982
© В. С. Хохряков, 1991, с
изменениями и дополнениями

Горная промышленность — основная сырьевая и топливная база современной индустрии, главный источник топлива для энергетики и других отраслей народного хозяйства, сырья для черной и цветной металлургии, химической промышленности, для производства удобрений, строительных материалов, применяемых при сооружении промышленных и жилых зданий, дорог и др. Около 70 % общего объема природных ресурсов, используемых в народном хозяйстве, приходится на минеральное сырье.

Для обеспечения современного уровня жизни в индустриально развитых странах необходимо добывать из недр ежегодно на одного человека около 18 т минерального сырья, в том числе 8—10 т нерудных пород для производства строительных материалов, 2,5 т угля, 0,5 т металлов. Несмотря на бурное развитие новых отраслей народного хозяйства, значение горной промышленности в современном обществе не только не снижается, а даже возрастает. Если средний годовой прирост добычи минерального сырья в прошлом веке составлял 4 %, то в настоящем он превышает 5 %.

Общее количество добываемых полезных ископаемых в мире достигло 9—10 млрд т в год, и годовая выемка горной массы 35—37 млрд т.

За последние десятилетия заметно изменилась география горнодобывающих районов мира. Среди зарубежных стран на первые места вышли по добыче угля КНР, железной руды — Австралия и Бразилия, медной руды — США, бокситов — Австралия и Гвинея.

Советский Союз является крупнейшей горнодобывающей страной мира. Его доля в мировой продукции горного производства превышает 25 %. СССР занимает первое место в мире по добыче железной руды, второе — по добыче угля.

Ежегодная добыча полезных ископаемых в последние годы находится на следующем уровне (млн т/год):

каменного и бурого угля в КНР — 800—840, в СССР — 740—760, в США — 730—740, в Австралии — около 180—190;

железной руды (сырой) в СССР — 250—260, в Австралии — около 100, в Бразилии — 75—80;

медной руды (сырой) в США — 200—220;

бокситов в Австралии — 30—35.

Добыча полезных ископаемых осуществляется двумя способами — открытым и подземным.

Открытый способ разработки применялся издавна, когда извлекались только те полезные ископаемые, которые залегали наиболее близко к земной поверхности. По мере увеличения глубины работ открытый способ становился невыгодным, так как удаление увеличивающегося объема пустых пород посредством мускульного труда было слишком дорогим. Поэтому открытый способ разработки на длительное время был вытеснен подземным, при котором не требовалась выемка пустых пород. Лишь с конца прошлого века в связи с внедрением горных машин открытые работы начали получать распространение, а в последние десятилетия все более интенсивное развитие. В Советском Союзе доля открытого способа в общей добыче в период с 1950 по 1989 г. увеличилась по углю с 11 до 44,4 %, железной руды — с 44 до 88 %. В США удельный вес открытых работ достиг в последние годы в добыче медной руды 90,9 %, железной руды 95,5 %, угля 60 % и, несмотря на сильно повысившиеся требования к охране окружающей среды, продолжает увеличиваться.

Объем открытых горных работ, исчисляемый в горной массе, т. е. вместе со вскрышей, в нашей стране составляет около 10 млрд т в год.

Преимущественное развитие открытого способа разработки объясняется тем, что он по сравнению с подземным во много раз производительнее, экономичнее и безопаснее. Производительность труда при открытом способе разработки в 5—8 раз выше, а себестоимость в 2—4 раза ниже, чем при подземном, и этот разрыв за последние 30—40 лет продолжает увеличиваться.

За рубежом экономические показатели открытого способа разработки по сравнению с подземным также значительно лучше. Например, затраты на добычу 1 м³ руды открытым способом почти в 5 раз меньше, чем подземным. Экономически допустимым считается коэффициент вскрыши при добыче руд, равный 5, а при добыче угля до 60.

Поэтому даже при существенном увеличении затрат, которые потребуются для ликвидации негативного воздействия на окружающую среду, открытые работы оказываются эффективнее и перспективнее подземных.

В нашей стране развитие открытых разработок началось на Урале — на Гороблагодатском железорудном карьере с 1835 г., на Высокогорском руднике с 1881, на Богословском бурогольном месторождении — с 1911 г., на Баженовском асбестовом — с 1989 г.

Однако техническая оснащенность карьеров была низкой — преобладали ручная погрузка и гужевой транспорт.

Значительное развитие открытых горных работ в СССР началось в период первых пятилеток, когда были введены в дей-

ствие такие крупные карьеры, как Магнитогорский железорудный (1930 г.), Коунрадский меднорудный (1934 г.), Коркинский угольный (1932 г.) и др. На многих карьерах были применены электрические экскаваторы, буровые станки, паровозный и электровозный транспорт широкой колеи, но в целом техническая вооруженность открытых работ оставалась невысокой.

В годы Великой Отечественной войны открытые горные работы, особенно на Урале, сыграли важную роль в обеспечении страны сырьем и топливом — значительно увеличилась добыча полезных ископаемых.

Наиболее быстрое развитие открытых работ в СССР началось в послевоенный период, чему способствовал массовый выпуск современного карьерного горнотранспортного оборудования. В 1947—1950 гг. на карьеры начали поступать экскаваторы СЭ-3 ковшами вместимостью 3 м³, шагающие драглайны ЭШ-1 и ЭШ-14/65, 10- и 25-тонные автосамосвалы, 50-тонные думпкары, 150-тонные электровозы и другая техника, внедрение которой позволило значительно расширить масштабы и улучшить технико-экономические показатели открытого способа разработки.

В 50—60-е годы началось бурное развитие новых горнопромышленных центров открытой разработки и строительство многих ныне действующих крупных карьеров в Казахстане (Соколовский и Сарбайский железорудные, Экибастузский угольный и др.), на Украине (марганцеворудные и Криворожское железорудное и др.), в районе КМА, в Кузбассе (угольные разрезы), в Заполярье (комбинат «Апатит», «Печенганикель» и др.), на Кавказе, в Средней Азии, на Урале (Качканарский железорудный).

Объемы добычи железной руды открытым способом выросли с 1950 по 1971 г. в 12 раз — с 25 до 300 млн. т. В 1950 г. вся марганцевая руда добывалась подземным способом, но в 1955 г. доля открытого способа составила 11 %, а в 1970 г. — 61,5 %.

В 60—70-е годы были введены в строй такие крупные карьеры по добыче руд цветных металлов, как Гайский, Кальмакирский, Златоуст-Беловский меднорудные, Сорский молибденовый и др. Удельный вес открытых работ с 1960 по 1971 г. возрос в железорудной промышленности с 57 до 78,8 %, а в цветной металлургии — с 49,9 до 70 %.

В настоящее время добыча полезных ископаемых открытым способом осуществляется почти во всех районах нашей страны. К числу наиболее крупных и значительных карьеров, представляющих интерес при изучении техники и технологии открытой разработки, относятся: на Урале — Коркинский угольный, Качканарский железорудный, Сибайский, Гайский, Учалинский мед-

норудные, Баженовские асбестовые, Коелгинский, мраморный и др.; в Сибири и на Дальнем Востоке — Черемховские, Канско-Ачинские, Райчихинские, Кузбасские угольные разрезы, Коршуновский железорудный, Норильский медно-никелевый, Сорский молибденовый; в Казахстане — Экибастузские угольные, Соколовский, Сарбайский железорудные, Коунрадский, Николаевский, Златоуст-Беловский карьеры руд цветных металлов, фосфоритные карьеры Кара-Тау, Тургорякские бокситовые; в Средней Азии — Ангренский угольный, Алтын-Топканские полиметаллические, ряд свинцово-цинковых карьеров, Гаурдакский серный; на Кавказе — Тырныаузский и Каджаранский карьеры по добыче руд цветных металлов, Дашкесанский железорудный; в Центральной России — Подмосковные угольные разрезы, железорудные карьеры КМА (Михайловский, Лебединский, Стойленский и др.); на Кольском полуострове — Ковдорский, Оленегорский железорудные, карьеры ПО «Печенганикель», «Апатит»; на Украине — железорудные карьеры Криворожского бассейна, Керченский железорудный, карьеры ПО «Орджоникидзе марганец», серные карьеры Предкарпатья, Каракубский и Балаклавский известняковые карьеры и др.; в Прибалтике — эстонские сланцевые карьеры.

Для разработки рыхлых пород и добычи угля все шире применяют роторные экскаваторы в комплексе с конвейерным транспортом, а также мощные шагающие драглайны. Для разработки крепких скальных пород созданы новые буровые станки — шарошечного и пневмоударного бурения, карьерные механические лопаты с ковшами вместимостью до 20 м³, думпкары грузоподъемностью 90—180 т, автосамосвалы грузоподъемностью до 180 т, мощные бульдозеры и другая техника.

С внедрением новой техники совершенствуется технология ведения горных работ и увеличиваются параметры карьеров. Глубина ряда карьеров достигла 350—440 м, а в проектах — 720 м, высота уступов увеличилась до 15—20 м, интенсивность отработки — до 55 м в год, значительно возросла концентрация горных работ и производственная мощность карьеров. Посредством открытого способа стало выгодным разрабатывать месторождения с небольшим содержанием полезных компонентов, например, железа 13—14 %, меди 0,8—1,0 %, асбеста около 2 %.

Наиболее глубокими карьерами в Советском Союзе являются Коркинский угольный (440 м), Сибайский меднорудный (404 м), Сарбайский и Соколовский железорудные (350 м), Баженовские асбестовые (320 м).

Многие карьеры достигли высокой производственной мощности. Например, на Сарбайском железорудном карьере ежегодно добывается 17 млн т руды и вынимается 33 млн м³ горной массы, на Центральном карьере комбината «Ураласбест»

100 млн т горной массы, на Экибастузском разрезе «Богатырь» — 55 млн т угля в год.

Во всех горнодобывающих отраслях ведутся и все больше интенсифицируются работы по рекультивации отвалов, по предупреждению загрязнения атмосферы пылящими поверхностями отвалов и продуктами массовых взрывов, по уменьшению размеров депрессионных воронок в результате осушения карьеров, по сокращению занимаемых земельных площадей, по строительству очистных сооружений.

Работы по охране окружающей среды в производственном процессе открытых горных разработок входят в число основных. Для этой цели на карьерах выделяются значительные средства, создаются специальные службы и развертываются научно-исследовательские изыскания.

Развитие открытых разработок в ближайшие 10—15 лет определяется не только все возрастающими потребностями общества в минеральном сырье и конкурентоспособностью с подземным способом разработки, но также все увеличивающимися экологическими ограничениями. Поэтому в число важнейших первоочередных задач совершенствования технологии открытых разработок на первые места выходят кардинальное снижение негативного воздействия горных работ на окружающую среду и одновременно значительное повышение роли всех звеньев производственного процесса.

Повышение эффективности открытых разработок, обеспечивающее их конкурентоспособность с подземным способом, будет достигнуто в том случае, если, несмотря на все возрастающие затраты на охрану окружающей среды, приобретут формы устойчивых тенденций повышение производительности труда и снижение затрат на единицу горной массы, а ежегодные темпы роста производительности труда (по горной массе) будут превышать 6—8 %.

Направления технического прогресса, которые должны и могут обеспечить требуемые темпы повышения эффективности открытых разработок, включают следующее:

1. Реализацию значительных резервов повышения эффективности производства, в том числе увеличение производительности действующего оборудования, снижение расхода материалов, электроэнергии, горючего, уменьшение потерь рабочего времени, ликвидацию нерациональных грузоперевозок, уменьшение текущих коэффициентов вскрыши благодаря рациональному развитию горных работ, резкое уменьшение доли ручного труда за счет механизации вспомогательных и ремонтных работ и др.

2. Дальнейшее расширение объемов и видов работ по охране окружающей среды и техники безопасности, рекультивации старых погашенных карьеров и отвалов и созданию эффек-

тивных и экологически допустимых способов отвалообразования, осушения горных выработок, сооружению шламохранилищ, отвалов бедных руд и отходов обогащения, производства взрывных работ и вентиляции карьеров и т. п.

3. Осуществление реконструкции значительной части действующих карьеров с перестройкой схем вскрытия, изменением систем разработки и внедрением новых, более совершенных моделей горнотранспортного оборудования: шарошечных буровых станков СБШ-320, карьерных экскаваторов ЭКГ-15 и ЭКГ-20, гидравлических экскаваторов ЭГ-12 и ЭГ-20, карьерных погрузчиков с ковшами вместимостью 25 т, автосамосвалов грузоподъемностью 75, 110 и 180 т, мощных бульдозеров и средств механизации путевых и вспомогательных работ.

4. Значительные усовершенствования в технологии добычных работ, обеспечивающие повышение качества добываемых руд, снижение потерь и разубоживания, улучшение селективной выемки разнородных сортов полезного ископаемого и пород вскрыши.

5. Широкую и всестороннюю компьютеризацию горного производства на базе применения микропроцессорной техники во всех звеньях технологических процессов и ЭВМ в системах управления производством. Создание и внедрение автоматизированных банков данных по отдельным предприятиям и объектам и на основе широкого применения САПР и АСУ.

Реализация этих технических направлений, внедрение новой техники и технологии позволяет еще больше повысить эффективность открытого способа разработки и высвободить средства для решения экологических задач и повышения жизненного уровня трудящихся горных предприятий.

1. ОБЪЕКТЫ И УСЛОВИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

1.1. Отличительные признаки открытых горных работ

Полезные ископаемые добывают из недр земли двумя способами — открытым и подземным, а со дна водоемов и морей — подводным.

Открытая разработка ведется непосредственно с земной поверхности и включает два основных вида работ — вскрышные и добычные.

Вскрышные работы заключаются в удалении пустых пород, вмещающих полезное ископаемое. Они должны обеспечить доступ к полезному ископаемому и создать условия для его безопасной добычи.

В результате вскрышных и добычных работ образуется карьер (рис. 1.1, 1.2 и 1.3). Карьером называется комплекс открытых горных выработок, предназначенных и оборудованных для открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Открытые горные выработки примыкают непосредственно к земной поверхности.

Вскрышные и добычные работы ведутся на месторождении совместно, с некоторым опережением во времени и пространстве вскрышными работами добычных. На рис. 1.3 показаны последовательные этапы развития открытых горных работ при разработке пологих и крутых залежей. Контур открытых выработок непрерывно перемещается, занимая положения, показанные на рис. 1.3.

Подземная разработка в отличие от открытой осуществляется под земной поверхностью и связана с ней посредством подземных горных выработок — шахтных стволов и примыкающих к ним квершлаггов, штреков и др. Подземная разработка состоит в основном из двух видов работ: проведения и крепления подготовительных выработок и добычных работ.

Подземные подготовительные выработки предназначены для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания условий для его безопасной добычи. Выработки служат для перемещения людей, транспортирования добытого полезного ископаемого, материалов и т. п., а также для подачи свежей струи воздуха для проветривания и отвода исходящей струи. Подземные горные выработки при длине в несколько сотен и тысяч метров имеют незначительные размеры поперечного

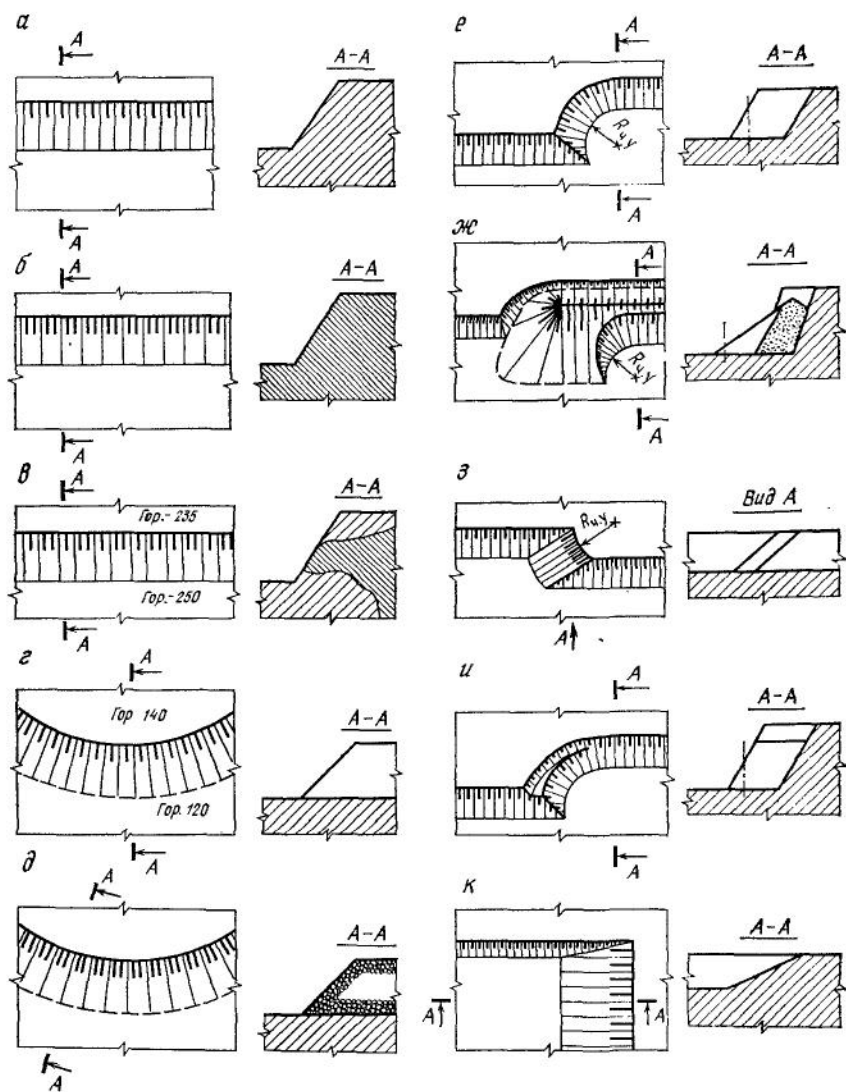


Рис. 1.1. Условные обозначения вскрышного (а), добычного (б), смешанного (в) и отвального (г) уступов, уступа склада полезного ископаемого (д) и забоев мехлопаты в массиве (е), мехлопаты в развале (ж), драглайна (з), роторного экскаватора (и) и бульдозера (к):

$R_{ч. y}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния

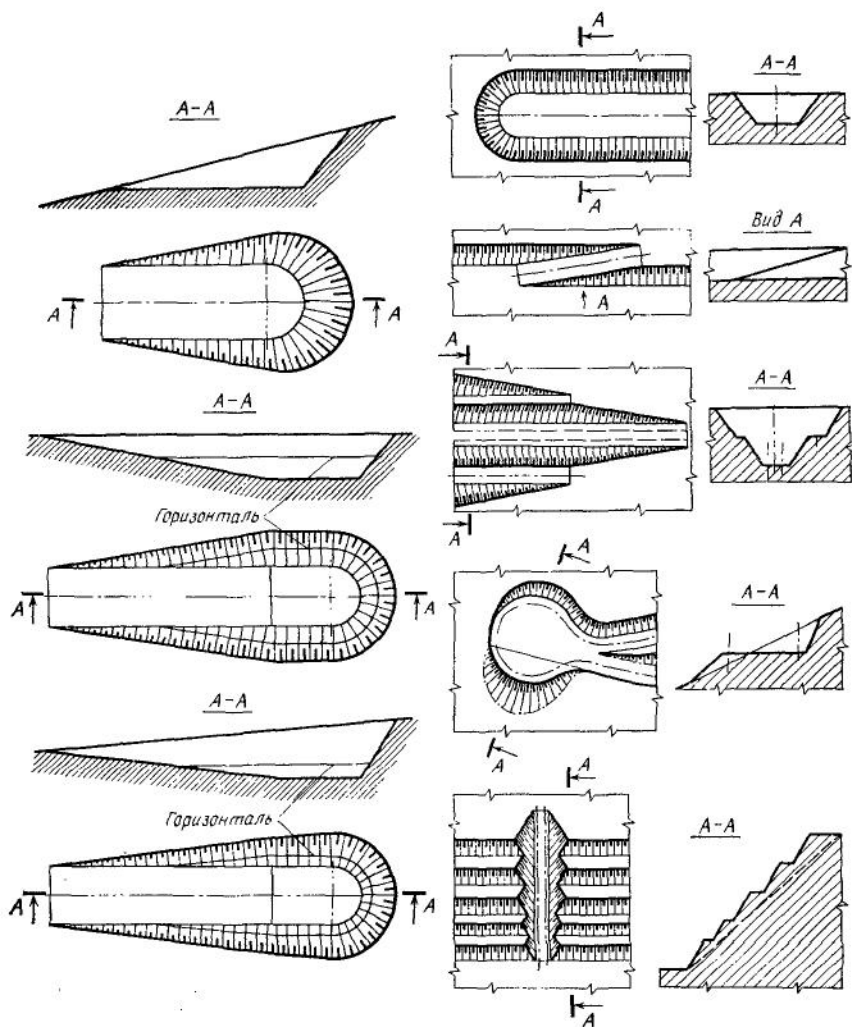


Рис. 1.2. Условные обозначения траншей и съездов

сечения — высота и ширина их составляют, как правило, 2—3 м. Часть подземных выработок (капитальные горные выработки — стволы, квершлагги и др.) проводят до начала добычных работ, другую часть — одновременно с добычными работами, но с некоторым опережением во времени и пространстве. При подземной разработке необходимы крепление горных выработок, постоянная вентиляция и освещение.

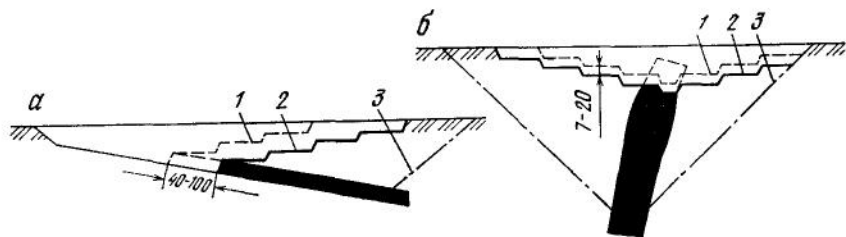


Рис. 1.3. Схемы открытой разработки месторождения:
а — пологая залежь; *б* — крутая залежь; 1 — положение горных работ на начало года; 2 — то же, на конец года; 3 — конечный контур карьера

Между подземной и открытой разработкой имеются значительные различия.

Отличительные признаки открытых горных работ:

1. Добыча полезных ископаемых может производиться лишь после удаления пустых пород, вмещающих полезное ископаемое. Объем удаляемых пустых пород (вскрыши) обычно в 3—5 раз превосходит объем добываемого полезного ископаемого. Поэтому основные затраты при открытом способе разработки связаны с вскрышными работами.

2. Размеры открытых горных выработок по всем направлениям значительны и позволяют применять мощное оборудование больших размеров и мощные заряды взрывчатых веществ.

3. Удаление пустых пород и добыча полезного ископаемого производится в основном экскаваторным способом, реже — гидромеханическим способом или землеройно-транспортными машинами.

При экскаваторном способе горная масса, разрыхленная в результате проведения буровзрывных работ, грузится экскаваторами в транспортные средства и вывозится из карьера на поверхность.

При гидромеханизации горная масса размывается струей воды, выбрасываемой гидромонитором под давлением до 1,2 МПа, и при помощи землесосов транспортируется в смеси с водой по трубам на поверхность.

Экскаваторный способ можно применять для разработки любых пород, гидромеханический — только для мягких и рыхлых.

4. Горнотранспортное оборудование, применяемое при открытой разработке месторождений, характеризуется значительными размерами и высокой производительностью.

Буровые работы производят станками вращательного, пневмоударного, шарошечного и огневого бурения. Диаметр скважин 160—450 мм, глубина скважин 20—60 м, масса заряда в скважине колеблется от 30—50 до 500—600 кг. Для выемки

и погрузки горной массы применяют одноковшовые и многоковшовые экскаваторы. Наиболее распространены одноковшовые экскаваторы на гусеничном ходу с вместимостью 5—18 м³. Реже используют драглаины на шагающем ходу и многоковшовые экскаваторы.

Перевозку горной массы осуществляют в основном железнодорожным транспортом широкой колеи (1524 мм) с электрической тягой в думпках грузоподъемностью 80—180 т, автосамосвалами грузоподъемностью 40—180 т и более, ленточными конвейерами. Кроме того, при открытой разработке применяют бульдозеры, колесные скреперы, самоходные погрузчики и другое мощное оборудование.

1.2. Достоинства и недостатки открытой разработки

Преимущества открытых горных работ по сравнению с подземными состоят в следующем:

1. На карьерах обеспечиваются более высокая безопасность труда и лучшие производственные условия.
2. Производительность труда на карьерах, как правило, в 5—8 раз выше, а себестоимость в 2—4 раза ниже, чем в шахтах (табл. 1). При этом на карьерах более высокие темпы роста производительности труда.
3. Сроки строительства карьеров меньше сроков строительства шахт равной производственной мощности. Удельные капитальные затраты на строительство карьеров в 2—4 раза меньше, чем на строительство шахт.
4. При открытой разработке меньше потери полезного ископаемого и легче производить раздельную добычу различных сортов руд.

Таблица 1

Сравнение экономических показателей добычи угля в СССР открытым и подземным способами по годам

Показатели	1940	1950	1960	1970	1980	1989
Месячная производительность одного рабочего по эксплуатации, т:						
на разрезах	65,7	96,3	213,6	305,1	445,9	437,4
на шахтах	29,9	27,8	35	45	46,1	42,2
Рост производительности труда, %:						
на разрезах	100	146,6	325,3	464,5	679	666
на шахтах	100	93	117,1	150,5	154,2	141,1
Себестоимость 1 т угля, добытого на разрезах по сравнению с себестоимостью 1 т угля, добытого на шахте, %	43	33,2	23,2	24,4	22,8	24,4

5. При открытой разработке месторождений легче увеличить в случае надобности производственную мощность предприятия.

Недостатки открытых разработок:

1. Производство открытых горных работ требует отчуждения больших земельных площадей, иногда приводит к понижению уровня грунтовых вод на больших площадях и т. д.

2. Открытые работы зависят от климатических условий, что наиболее сильно проявляется в условиях Заполярья.

Недостатки открытых горных работ в большинстве случаев перекрываются их преимуществами. Поэтому в настоящее время открытый способ разработки месторождений является эффективным, перспективным и быстро развивается. Увеличиваются не только объемы открытой разработки, но и удельный вес этого способа в общей добыче полезных ископаемых.

Преобладание открытого способа разработки в развитии горной промышленности наблюдается во всем мире, там, где имеются для этого необходимые геологические условия.

Ограничениями для эффективного применения открытого способа разработки являются:

1. Большая мощность покрывающих пород и значительная глубина месторождения при относительно небольшой мощности залежи, т. е. такие условия залегания, когда объем породы, приходящийся на 1 т добычи полезного ископаемого (коэффициент вскрыши), превышает экономически допустимый предел. В настоящее время граничный коэффициент вскрыши составляет 5—15 м³/т.

2. Отсутствие в данной местности достаточно свободных земельных площадей для размещения отвалов и другие ограничения, вызываемые охраной окружающей среды.

3. Необходимость вложения в короткие сроки очень больших капитальных затрат, размер которых определяется большими размерами современных мощных карьеров.

1.3. Технологические свойства горных пород

Объектами горных разработок являются различные горные породы: коренные (магматические, метаморфические, осадочные), залегающие в толще земной коры на месте своего образования, и покрывающие их наносы — измельченные породы, переотложенные и перенесенные.

Горные породы в процессе их разработки и переработки характеризуются определенными технологическими свойствами, главными из которых являются трудоемкость их разработки и полезность использования в народном хозяйстве. Технологические свойства горных пород определяют выбор оборудования для их разработки и переработки, схему комплексной механи-

зации, величину затрат, необходимых для производства горных работ, и, в конечном счете, экономическую эффективность разработки месторождения.

При разработке горные породы подвергаются различного рода воздействиям: ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению и другим, в результате чего изменяется их состояние: например, породы, находящиеся в массиве в плотном состоянии, оказываются разрушенными.

Трудность разработки определяется прежде всего такими физико-техническими свойствами горных пород, как плотность γ , трещиноватость, пределы прочности на сжатие $\sigma_{сж}=0,1 \div 450$ МПа, на сдвиг $\sigma_{сдв}=0,1 \div 75$ МПа, на растяжение $\sigma_{раст}=0 \div 43$ МПа, разрыхляемость или связность, крепость, сцепление, угол внутреннего трения.

Совокупная оценка физико-технических свойств пород по трудности их разработки производится на основании классификации горных пород.

Широкое распространение получила классификация проф. М. М. Протождяконова, в соответствии с которой рыхлые и мягкие породы имеют коэффициент крепости 0,6—0,8, полускальные — от 1,5 до 5, скальные — от 5—6 до 15—20. Применяются также другие классификации горных пород, в соответствии с которыми производятся планирование горных работ и нормирование затрат на те или иные виды работ, осуществляется учет выполнения работ и т. д.

Акад. В. В. Ржевским предложена классификация горных пород по относительной трудности разрушения, которая характеризуется общим показателем трудности разрушения породы:

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

где $k_{тр}$ — коэффициент трещиноватости ($k_{тр}=0,1 \div 1$); γ — плотность пород, кг/м³ (плотность бурого угля составляет 1150—1300 кг/м³, медных и железных руд — 5500—4300 кг/м³, крепких скальных пород — 2600—2900 кг/м³, полускальных — 2000—2500 кг/м³, плотных — 1700—2100 кг/м³, рыхлых — 800—1600 кг/м³); g — ускорение свободного падения.

По трудности разрушения все породы делятся на пять классов и 25 категорий. Показатель категории совпадает с величиной показателя трудности разрушения P_p .

Общий показатель трудности разрушения породы определяет относительное сопротивление горных пород воздействию внешних усилий. Это воздействие характерно для всех процессов открытой разработки. Для расчетов отдельных процессов открытой разработки используются показатели трудности бурения, взрывания, экскавации и транспортирования пород, имеющие единую методологическую основу определения с показателем P_p .

Для краткой технологической характеристики можно выделить следующие группы горных пород: рыхлые и мягкие, плотные, полускальные и скальные в массиве, полускальные и скальные разрушенные.

Рыхлые и мягкие породы легко без предварительного разрыхления отделяются от целика всеми видами горных машин.

Рыхлые породы (растительные почвы, пески) отделяются от массива при небольших усилиях копания и имеют сцепление между частицами не более 0,03—0,05 МПа.

Мягкие породы (глины, суглинки, мягкие угли и др.) имеют предел прочности на одноосное сжатие 1—5 МПа, угол внутреннего трения 14—23°, сцепление до 0,6 МПа, способны сохранять углы откоса 50—60° при высоте уступа до 7—15 м. Они имеют коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова 0,6—0,8, показатель трудности разрушения 1—2, т. е. относятся к 1—2 категориям по классификации В. В. Ржевского.

Плотные породы (твердые глины, мел, бурые и каменные угли, глинистые руды и другие) отделяются горными машинами от целика без предварительного рыхления лишь при достаточных усилиях копания (не менее 0,3—0,4 МПа). В противном случае их необходимо перед выемкой рыхлить. Предел прочности плотных пород на одноосное сжатие 5—20 МПа, угол внутреннего трения 16—35°, сцепление в куске 0,5—0,4 МПа; эти породы способны сохранять в массиве углы откоса до 60—70° при высоте уступа до 10—20 м.

Коэффициент крепости плотных пород по шкале проф. М. М. Протодяконова изменяется от 0,8 до 1,5, а общий показатель трудности разрушения породы по классификации проф. В. В. Ржевского составляет 2—4, т. е. породы относятся ко 2—4 категориям.

Полускальные породы, как правило, при разработке требуют предварительного разрыхления. Предел прочности этих пород при одноосном сжатии изменяется от 20 до 50 МПа, коэффициент крепости — от 1,5 до 5, показатель трудности разработки составляет 4—5. К полускальным породам относятся выветрелые изверженные и метаморфические породы и большинство осадочных пород (глинистые сланцы и песчаники, руды гематитовые, мергели, известняк-ракушечник, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и прочие бурые угли и др.).

Скальные породы не поддаются отделению от массива без предварительного рыхления взрывом. Предел прочности пород в куске при одноосном сжатии составляет более 50 МПа, коэффициент крепости изменяется от 5—6 до 15—20. При классификации акад. В. В. Ржевского скальные породы делятся на легкоразрушаемые скальные (II класс, 6—10 категории, $P_p =$

$=5\div10$), скальные породы средней трудности разрушения (III класс, 11—15 категории, $P_p=10,5\div15$), трудноразрушаемые скальные породы (IV класс, 16—20 категории, $P_p=15\div20$) и весьма трудноразрушаемые скальные породы (V класс, 21—25 категории, $P_p=20\div25$).

К скальным относится большинство изверженных и метаморфических пород (граниты, кварциты, базальты, габбро, сиениты, колчеданы), а также некоторые осадочные породы (песчаники, прочные известняки, кремнистые конгломераты и др.).

Трудность разрушения скальных и полускальных пород существенно зависит от их трещиноватости.

Различают породы монолитные, малотрещиноватые, среднетрещиноватые, сильнотрещиноватые и слоистые.

У монолитных пород трещины практически отсутствуют. У малотрещиноватых расстояние между трещинами 100—150 см, у среднетрещиноватых — 50—100 см, у сильнотрещиноватых — 10—50 см. Породы, имеющие отдельности размером около 10 см, являются чрезвычайно трещиноватыми. Слоистые породы характеризуются выраженным напластованием маломощных, сравнительно однородных пластов.

Скальные и полускальные породы в результате воздействия взрыва переходят в разрушенное состояние и становятся пригодными для погрузки и перемещения горными машинами.

Разрушенные горные породы различаются по степени связности и кусковатости.

По степени связности различают:

сыпучие разрушенные породы с коэффициентом разрыхления 1,4—1,65 и более;

связно-сыпучие разрушенные породы с коэффициентом разрыхления 1,2—1,3;

связно-разрушенные породы с коэффициентом разрыхления 1,03—1,05, сохраняющие в насыпи крутой откос.

Кусковатость горных пород определяют по среднему линейному размеру куска d_{cp} и по размерам наиболее крупных кусков и разделяют на пять категорий.

Категория кусковатости пород	Размер наиболее крупных кусков, см	Средний линейный размер куска d_{cp} , см
I (очень мелкоразрушенные)	40—60	менее 10
II (мелкоразрушенные)	60—100	15—20
III (среднезагруженные)	100—140	25—35
IV (крупноразрушенные)	150—200	40—60
V (весьма разрушенные)	250—300	70—90



1.4. Показатели качества полезных ископаемых и вскрышных пород

К полезным ископаемым относятся те горные породы, которые добывают для хозяйственных, строительных, промышленных и научных целей и используют в сыром виде или после переработки. Разделение горных пород на полезные ископаемые и вскрышные породы относительно. С прогрессом техники добычи и переработки многие вскрышные породы начинают использоваться как полезные ископаемые.

Месторождением полезного ископаемого называется природное скопление полезного ископаемого, которое как по количеству, так и по качеству удовлетворяет требованиям промышленной разработки при данном состоянии техники и данных экономических условиях.

Различают полезные ископаемые: металлические (руды черных, цветных и благородных металлов, радиоактивных и редких элементов), неметаллические (сырье для металлургической, химической и других отраслей промышленности), твердые горючие (уголь, горючие сланцы, торф и др.) и строительные.

Совокупность свойств, определяющих пригодность и экономическую эффективность использования, называется качеством полезного ископаемого. Для углей, например, качественными показателями являются зольность, содержание влаги, содержание минеральных примесей, выход летучих, содержание серы, теплота сгорания и другие, а для руд — процентный состав регламентируемых химических элементов, полезных и вредных компонентов, минералогический состав, структурные и текстурные особенности и другие свойства.

Требования к качеству полезного ископаемого выражаются в форме кондиций, технических условий и государственных стандартов.

Основным показателем кондиций на руды является обычно минимально допустимое промышленное содержание полезных компонентов.

Например, богатые железные руды (магнетитовые, бурые железняки, железистые кварциты) содержат 45—64 % железа, бедные (титано-магнетитовые, сидеритовые) — 15—45 % железа. Богатые медные руды содержат более 2 % меди, бедные — менее 1 %.

Качество полезного ископаемого определяют в период геологической разведки и непрерывно контролируют в процессе эксплуатации на различных участках технологического процесса на всем пути от забоя до потребителя. В зависимости от качества и требований потребителя запасы полезного ископаемого разделяются на технологические типы и сорта, обычно требую-

щие различной технологии переработки и часто вызывающие необходимость их раздельной выемки в карьере.

Тип руды характеризуется химико-минералогическим составом и другими показателями, предопределяющими различную технологию переработки для различных типов руд. Например, на месторождениях руд цветных металлов часто выделяют сульфидные, окисленные руды, на железорудных — магнетитовые, гематитовые, мармитовые руды, на асбестовых — руды крупной и мелкой сетки, отороченные жилы и др.

Сорт руды обычно определяется содержанием в ней полезного компонента. Различают, например, богатые, бедные и убогие руды. Иногда сорта руды различаются по содержанию вредных компонентов. Различные сорта руд могут перерабатываться как совместно по единой технологии, так и раздельно. По каждому типу и сорту полезного ископаемого действуют свои промышленные требования, в основы которых положены условия дальнейшего использования и переработки. Эти требования к качеству сырья гарантируют при переработке заданные технико-экономические показатели. Отступления от заданного качества полезного ископаемого, допущенные при добыче его в карьере, например, снижение содержания полезного компонента или повышение содержания вредных компонентов, увеличение влажности, изменение гранулометрического состава, приводят часто к значительному увеличению затрат на его переработку и, как правило, к существенному снижению эффективности, оцениваемой по конечной товарной продукции.

Окончательный эффект горного производства достигается при переработке полезного ископаемого на обогащательных фабриках, в доменном процессе и т. п. Поэтому при производстве горных работ в карьерах требованиям к качеству полезного ископаемого, поставляемого потребителю, придают очень большое значение. Горные работы ведут на основе погоризонтных качественных планов, на которых отражают все типы и сорта полезного ископаемого с указанием содержания полезных и вредных компонентов и других характеристик. На рис. 1.4 показан сортовой план участка меднорудного карьера. На плане штриховкой обозначены различные сорта руд, а цифрами — относительное содержание полезных компонентов. Вскрышные породы в ряде случаев характеризуются не только технологическими свойствами, но (так же, как и полезные ископаемые) показателями качества. Это имеет место при использовании вскрышных пород (глин, песков, мела и др.) в качестве строительных материалов или сырья для химических, керамических и других предприятий. Кроме того, некоторые горные породы оцениваются как перспективные полезные ископаемые. Они должны разрабатываться раздельно и укладываться в специальные отвалы с учетом их использования в будущем.

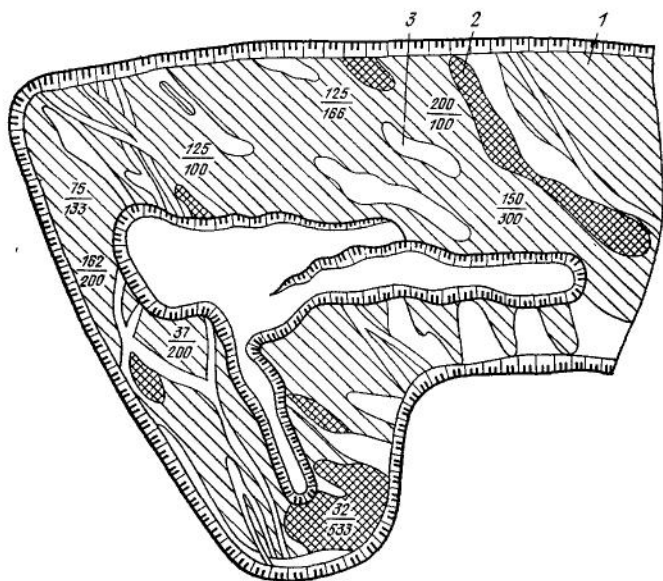


Рис. 1.4. Сортовой план участка меднорудного карьера:

1 — сульфидные руды; 2 — бедные руды; 3 — кварцевые жилы и прожилки; в числителе — относительное содержание молибдена, %, в знаменателе — то же, меди, %

В последние годы вследствие резко возросших требований к охране окружающей среды возникла необходимость в определении агрохимических и токсических качеств горных пород, которые должны быть известны для правильного решения задач рекультивации породных отвалов. При производстве вскрышных работ требуются раздельная выемка и укладка в отвалы плодородных и потенциально плодородных почв, а также токсичных пород. Поэтому показатели, характеризующие пригодность горных пород для биологической рекультивации и влияние их свойств на окружающую среду, имеют существенное значение.

1.5. Условия залегания месторождений, разрабатываемых открытым способом

Открытым способом разрабатываются месторождения полезных ископаемых любой формы, залегающие в разнообразных природных условиях. В каждом отдельном случае выбор открытого способа разработки обосновывается возможностью получения более высоких технико-экономических показателей по сравнению с показателями при подземной разработке. Основное влияние на выбор технологии и механизации горных работ и на

общие технико-экономические показатели оказывают условия залегания месторождений. Несмотря на большое разнообразие этих условий, все они могут быть разделены на характерные типы по наиболее отличительным признакам.

1. По форме месторождения могут быть разделены на пласты и пластообразные залежи (рис. 1.5, *а, б, в, г, д, е, ж*), имеющие относительно выдержанную мощность и более или менее четкие плоскости почвы и кровли; залежи сложной формы (штоки, линзы, гнезда), свиты тектонически нарушенных пластов и т. п. (рис. 1.5, *з, и, к, л, м*).

2. По положению залежи относительно дневной поверхности различаются месторождения:

поверхностного типа, расположенные на поверхности или покрытые наносами, небольшой мощности (см. рис. 1.5, *а*);

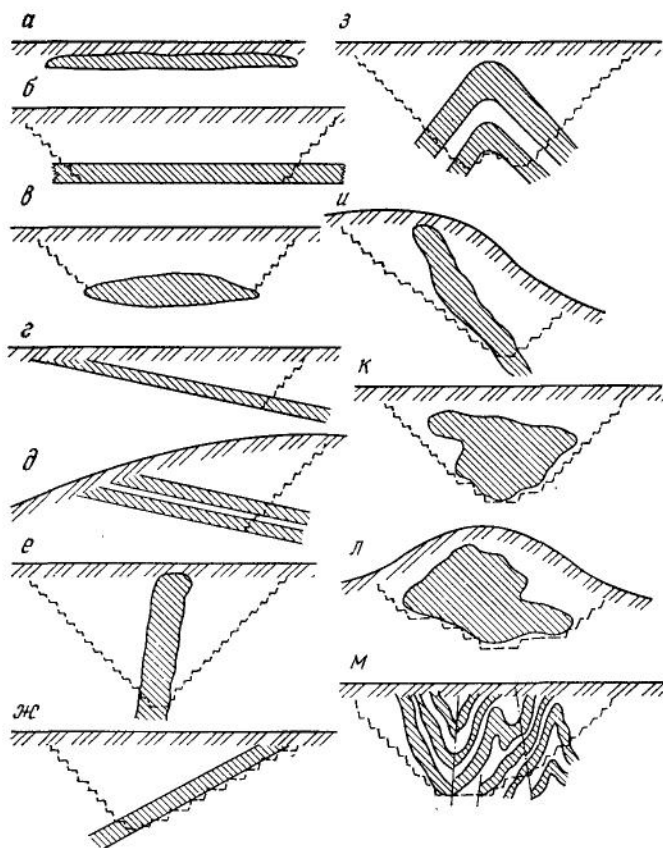


Рис. 1.5. Основные формы залегания месторождений

глубинного типа, расположенные значительно ниже господствующего уровня поверхности (см. рис. 1.5, *б, в, г, д, е, ж, з, к, м*); нагорного типа, расположенные на возвышенности или склоне горы, т. е. выше господствующего уровня поверхности; высотно-глубинного типа (смешанные), частично расположенные на горе или на горном склоне (см. рис. 1.5, *и, л*).

3. По углу наклона к горизонту различают следующие залежи полезного ископаемого:

горизонтальные или слабонаклонные (пологие) с углом наклона до $10-15^{\circ}$ (см. рис. 1.5, *а, б, в, г, д*); при этих условиях не требуется разноса (выемки) пород лежащего бока и возможно размещение вскрышных пород в выработанном пространстве (внутреннее отвалообразование);

наклонные с углом наклона от $10-15$ до $25-30^{\circ}$; такое положение залежи не позволяет размещать пустые породы в выработанном пространстве, однако разноса пород лежащего бока не требуется (см. рис. 1.5, *ж*);

крутые с углом наклона более $25-30^{\circ}$, разрабатываемые с разносом всех бортов карьера по мере его углубки (см. рис. 1.5, *е, з, и, м*).

4. По структурному строению и распределению качества различают залежи простые однокомпонентные с однородным строением и равномерным распределением качественных признаков и сложноструктурные многосортные и многокомпонентные с неравномерным распределением типов и сортов руд в плане залежи и по ее глубине.

Добыча руд при разработке простых однокомпонентных или односортных месторождений производится валовым способом, а разработка многосортных месторождений обычно требует более дорогой селективной выемки различных сортов.

Эффективная разработка многокомпонентных сложноструктурных месторождений часто требует тщательного и сложного планирования добычных работ с применением ЭВМ.

5. По преобладающим типам пород месторождения представлены скальными вскрышными породами и крепкими рудами (железорудные месторождения Урала и Кривого Рога, Баженовские асбестовые, Сорские, Норильские и другие месторождения руд цветных металлов), крепкими рудами и скальными вмещающими породами, мягкими и плотными покрывающими породами (Соколовское, Сарбайское и Качарское железорудные месторождения), полускальными вскрышными породами и полезными ископаемыми (Экибастузское, Коркинское и другие угольные месторождения), мягкими вскрышными породами и мягкими или плотными полезными ископаемыми (марганцеворудные и бурогольные месторождения Украины и др.).

Тип пород определяет в основном выбор технологической

схемы и моделей основного выемочного и транспортного обслуживания.

При разработке рыхлых пород могут быть применены мощные роторные экскаваторы и конвейерный транспорт, а при разработке скальных пород необходимо производство буровзрывных работ и применение, главным образом, одноковшовых экскаваторов, железнодорожного или автомобильного транспорта.

Контрольные вопросы

1. Какими экономическими условиями и требованиями породного хозяйства определяются перспективы развития открытых разработок?
2. В чем состоят достоинства и недостатки открытого способа разработки по сравнению с подземным?
3. Какие основные показатели характеризуют технологические свойства горных пород?
4. Какими свойствами и показателями характеризуется качество полезных ископаемых?
5. Какими условиями определяется подразделение пластов и залежей на пологие, крутые и наклонные?

2. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ, МЕХАНИЗАЦИИ И ЭКОНОМИКЕ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК

2.1. Элементы карьера и основные горнотехнические понятия

Карьером в хозяйственном значении называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения, а в техническом значении — это совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения. Угольные карьеры обычно называют разрезами.

Месторождение или его часть, отводимая для разработки карьером, называется карьерным полем или полем разреза (рис. 2.1). Площадь карьерного поля обычно составляет от 0,5 до 3—4 тыс. га. Участок земной поверхности, занимаемый горным предприятием, называется земельным отводом. Площадь земельного отвода обычно во много раз превышает площадь карьерного поля и на крупных карьерах достигает нескольких тысяч гектаров.

Участок земной коры, включающий разрабатываемое месторождение и окружающие его породы, предоставленный предприятию для производства в нем работ, связанных с разработкой месторождения, называется горным отводом.

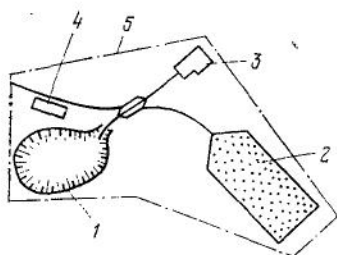
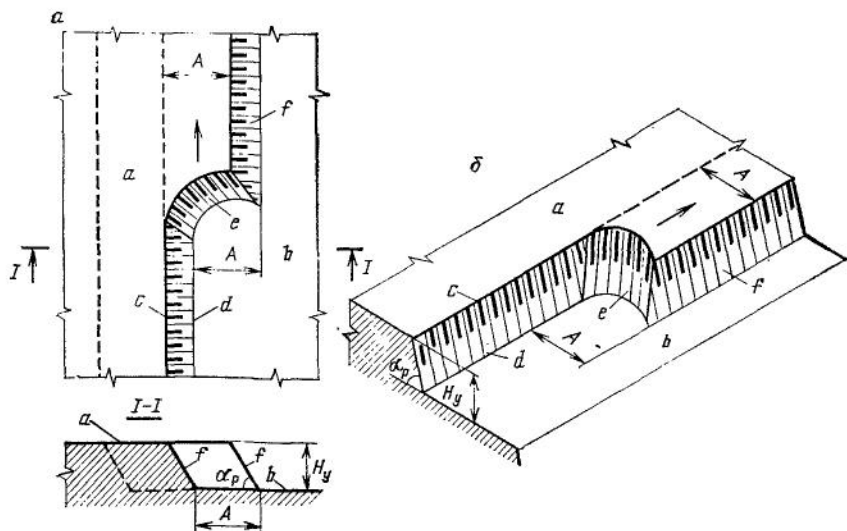


Рис. 2.1. Схема расположения основных объектов карьера в границах земельного отвода:

1 — карьерное поле; 2 — отвал пустых пород; 3 — обогатительная фабрика; 4 — промплощадка; 5 — граница земельного отвода

Рис. 2.2. Элементы уступа:

a — план и поперечное сечение; *b* — общий вид



Месторождение при открытой разработке делят на горизонтальные или наклонные слои, которые отрабатывают с опережением верхними слоями нижних. Поэтому борта карьера, т. е. его боковые поверхности, имеют ступенчатую или уступную форму.

Часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта, называется уступом.

Каждый уступ характеризуется высотной отметкой, которая соответствует горизонту расположения на нем транспортных средств. Отметки уступов могут быть абсолютные (относительно уровня моря) или условные (относительно постоянного пункта на поверхности).

Часть уступа по его высоте, отрабатываемая самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа, называется подступом.

Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка пустых пород или добыча полезного ископаемого.

Уступ имеет нижнюю и верхнюю площадки, откос и бровки (рис. 2.2).

Откосом уступа f называется наклонная (под углом α_p) поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства. Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называются, соответственно, верхней и нижней бровками (соответственно c , d на рис. 2.2).

Высота уступа H_y устанавливается с учетом безопасной работы и зависит от размера экскаваторов и физико-технических свойств пород. На большинстве карьеров высота уступа составляет 10—15 м, иногда она достигает 20—40 м. Угол откоса рабочих уступов α_p обычно равен 65—80°, а нерабочих уступов — 45—60°.

Горизонтальные поверхности рабочего уступа, ограничивающие его по высоте, называют верхней a и нижней b площадками. Площадка, на которой расположено оборудование, предназначенное для разработки (буровые станки, экскаваторы, транспортные средства и т. п.), называется рабочей площадкой. Ширина рабочих площадок обычно составляет 40—70 м. Если площадка остается свободной, то ее называют нерабочей.

Уступ обычно разрабатывают последовательными параллельными полосами — заходками шириной $A=10\div 20$ м, иногда более. Торец заходки e называется забоем. Непосредственно в забое осуществляется выемка породы или полезного ископаемого, в результате чего забой перемещается и отрабатывается заходка.

Различают рабочий и нерабочий борта карьера (рис. 2.3).

Угол между линией, соединяющей верхнюю бровку верхнего уступа с нижней бровкой нижнего уступа и горизонталью, называется углом откоса γ_p или нерабочего γ_n борта карьера.

На рабочих площадках, разделяющих уступы рабочего борта, ведется выемка горных пород и полезного ископаемого. Ширина рабочих площадок $B_{p.п}=40\text{—}80$ м, а угол откоса рабочего борта $\gamma_p=7\div 15^\circ$.

Уступы, составляющие нерабочий борт, разделяются площадками меньшей ширины: транспортными b_t и предохранительными $b_{п.}$. Угол откоса нерабочего борта γ_n составляет 35—45°.

Рабочий борт карьера формируется благодаря проходке траншей 10 на нижележащем горизонте (рис. 2.4).

По мере отработки заходов 11 на уступах рабочий борт 5—6 постепенно перемещается, приближаясь к конечным контурам 1—3 и 2—4 карьера, и становится нерабочим 1—5, 2—2,

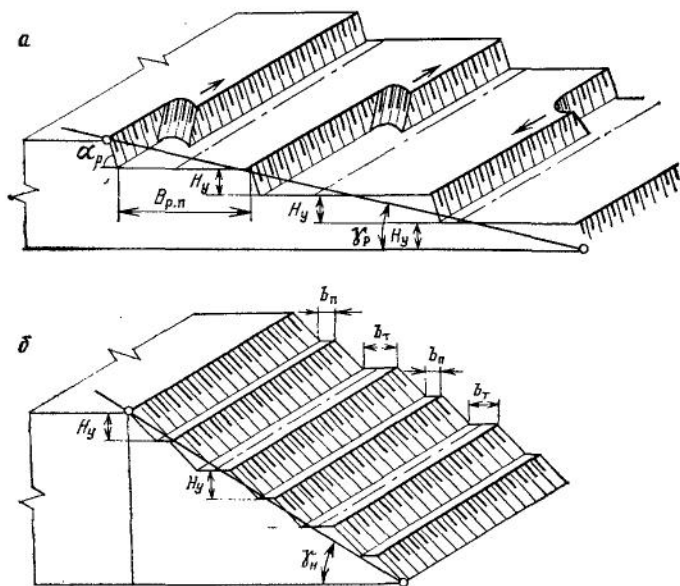


Рис. 2.3. Общий вид участка рабочего (а) и нерабочего (б) бортов карьера

а рабочие площадки 8 становятся предохранительными или транспортными.

Уступы, составляющие нерабочий борт карьера, называются нерабочими 7.

Транспортные площадки 13 служат для расположения транспортных путей, связывающих рабочие площадки в карьере с поверхностью. Ширина транспортных площадок составляет 10—25 м.

Предохранительные площадки 12 предназначены для повышения устойчивости борта и для задержания кусков породы, обрушивающихся при выветривании уступов. Ширина этих площадок 3—5 м, но не менее одной трети расстояния по вертикали между смежными площадками.

Форма карьера (в плане) обычно близка к овальной. Длина карьера составляет от 0,5 до 5 км, а иногда и больше, ширина 2—4 км, глубина современных карьеров — от нескольких десятков метров до 300—450 м. В проектах и перспективных технико-экономических расчетах конечная глубина карьера достигает 500—900 м.

Общий объем пустых пород и полезного ископаемого в карьере (объем горной массы) зависит от его размеров и колеблется от нескольких десятков тысяч до сотен миллионов кубометров.

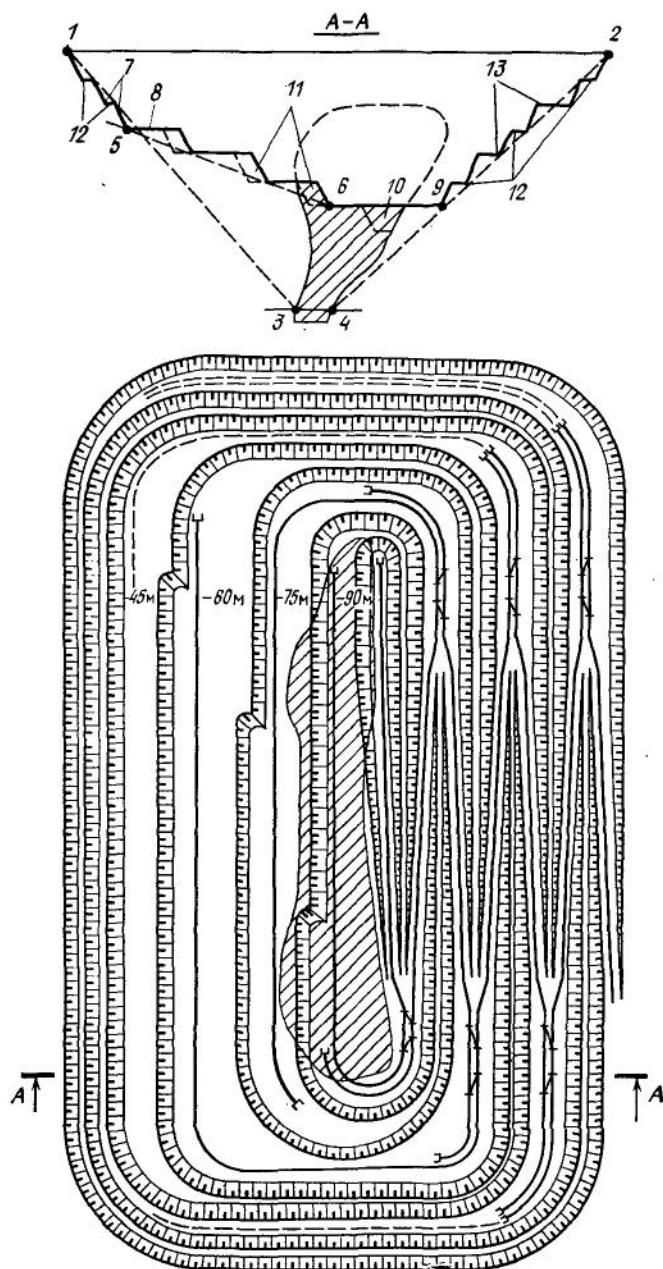


Рис. 2.4. Элементы карьера при отработке крутых залежей

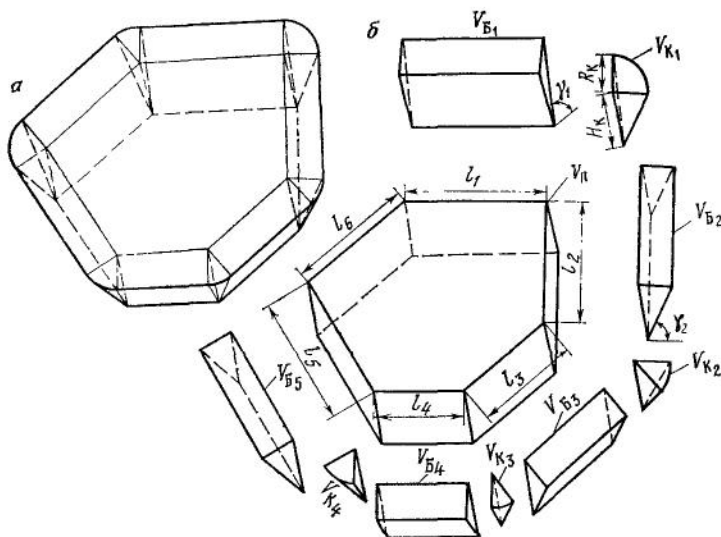


Рис. 2.5. Схемы к определению объема карьера:

a — общий вид карьера; *б* — геометрические тела, из которых состоит объем карьера

При равнинном рельефе поверхности объем карьера (м^3) приближенно определяется по следующей формуле:

$$V = S_{\text{д}} H_{\text{к}} + \frac{1}{2} P H_{\text{к}}^2 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_{\text{к}}^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}},$$

где $S_{\text{д}}$ — площадь дна карьера, м^2 ; $H_{\text{к}}$ — глубина карьера, м ; P — периметр дна карьера, м ; $\gamma_{\text{ср}}$ — усредненный угол откоса нерабочих бортов карьера, градус; $\gamma_{\text{ср}} = (\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n)/n$; n — число участков бортов карьера.

Объем карьера представляет собой сумму призм и частей конуса (рис. 2.5):

$$V_{\text{к}} = V_{\text{н}} + \sum_1^n V_{\text{б}i} + \sum_1^n V_{\text{к}i},$$

где $V_{\text{н}}$ — объем вертикальной призмы высотой $H_{\text{к}}$ с основанием S , м^3 ; $V_{\text{б}i}$ — объем боковой призмы, м^3 ; $V_{\text{к}i}$ — объем части конуса, м^3 .

Составляющие объем карьера определяются по следующим формулам:

$$V_{\text{н}} = S_{\text{д}} H_{\text{к}};$$

$$V_{\text{б}i} = H_{\text{к}} \frac{H_{\text{к}} \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}}}{2} l_i;$$

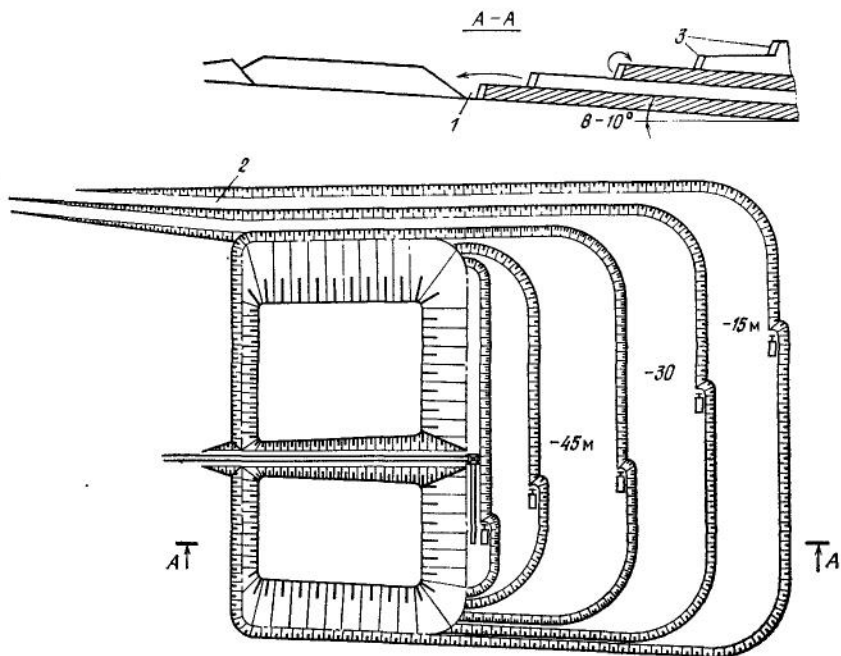


Рис. 2.6. Элементы карьера при разработке пологих пластов:

1 — выработанное пространство; 2 — траншея; 3 — заходки

$$\Sigma V_{6i} = \frac{H_k^2 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}}}{2} (l_1 + l_2 + \dots + l_n) = \frac{H_k^2}{2} P \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}},$$

где l_i — длина участка борта, м.

Части конуса в сумме составляют конус объемом

$$V_k = \frac{1}{3} H_k \pi R^2.$$

Так как $R = H_k \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}}$, следовательно,

$$V_k = \frac{1}{3} \pi H_k^3 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}}.$$

Например, если глубина карьера $H_k = 300$ м, площадь дна $S_d = 2000 \cdot 1000 \text{ м} = 2\,000\,000 \text{ м}^2$, углы откосов бортов в среднем составляют 40° ($\operatorname{ctg} 40^\circ = 1,19$), то объем карьера

$$\begin{aligned} V_k &= 2\,000\,000 \cdot 300 + \frac{1}{2} (2\,000 + 2\,000 + 1\,000 + 1\,000) 300^2 \cdot 1,19 + \\ &+ \frac{3,14}{3} 300^3 \cdot 1,19^2 = 600 \cdot 10^6 + 321 \cdot 10^6 + 40 \cdot 10^6 = 961 \text{ млн м}^3. \end{aligned}$$

При разработке пологих пластов пространство, образующееся в карьерном поле после извлечения полезного ископаемого, называется **выработанным** (рис. 2.6). Его, если это технически возможно, необходимо использовать для размещения пород вскрыши или транспортных коммуникаций, по которым вывозится полезное ископаемое или вскрыша.

Насыпь горных пород, удаленных при разработке месторождения, называется **породным отвалом**. Отвалы, располагаемые в выработанном пространстве, называются **внутренними**, а на поверхности вне контура — **внешними**.

Производство открытых горных работ связано с нарушениями земной поверхности и использованием земельных площадей. Для того, чтобы исключить или существенно снизить отрицательное воздействие открытых работ на окружающую среду, в процессе разработки и после отработки месторождения производится рекультивация отвалов, выработанного пространства и других нарушенных участков земной поверхности, а также водоемов.

2.2. Общие сведения о технологии добычи полезных ископаемых открытым способом

Термин «технология» в общем случае означает совокупность знаний о способах, средствах и организации выполнения каких-либо производственно-технических работ.

Технология разработки месторождения — это совокупность взаимосвязанных процессов, способов и приемов механизированного производства горных работ, основанная на фундаментальных знаниях закономерностей разработки и возможностей технических средств.

Технология открытого способа добычи полезных ископаемых включает два аспекта: технологию производственных процессов (выемку, перемещение и складирование горных пород); технологию открытых горных работ (строительство и развитие по мере отработки месторождения во времени и пространстве карьера как комплекса горных выработок).

Технология производственных процессов включает принципы, средства, комплексы механизации и схемы организации основных производственных процессов; подготовку горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование, перегрузку, складирование и разгрузку горной массы.

Технология открытых горных работ рассматривает параметры карьеров в их динамике, способы проходки горных выработок, схемы развития горных работ в карьере, способы вскрытия и системы разработки, способы и средства управления качеством продукции, организацию и планирование горных работ в карьере.

Механизация производственных процессов при открытой разработке осуществляется двумя основными способами: экскаваторным и гидравлическим. При экскаваторном способе применяются различные механические средства (экскаваторы, скреперы, механические виды транспорта и др.), а при гидравлическом способе основные производственные процессы осуществляются с помощью воды и специального гидромеханизированного оборудования. Экскаваторный способ универсален, посредством его выполняется до 95 % объемов горных и массовых земляных работ. Гидравлический способ применяется в основном при разработке пород, легко поддающихся размыву и транспортированию водой, при наличии источников воды и достаточно дешевой электроэнергии. При экскаваторном способе производятся отбойка и рыхление горной массы, транспортирование и отвалообразование (рис. 2.7).

Отбойка и рыхление скальных пород осуществляются с помощью буровзрывных работ. Станками шарошечного, вращательного или пневмоударного бурения в массиве пробуривают скважины диаметром от 160 до 450 мм и глубиной 20—60 м, в которых размещают взрывчатое вещество (ВВ). Производительность бурения составляет до 100—120 м/смену.

В качестве ВВ используют аммониты, зерногранулиты и др. Масса заряда ВВ в скважине составляет от 30—50 до 500—600 кг и более.

Удельный расход ВВ изменяется от 0,1 до 0,2 кг на 1 м³ горной массы.

Буровзрывные работы на карьерах должны обеспечивать: необходимое количество взорванной породы или угля (руды) и получение кусков, не превышающих определенного размера, запас взорванной горной массы, необходимый для бесперебойной работы экскаваторов, и установленный по высоте и ширине навал взорванной массы.

Удельный вес буровзрывных работ в общей себестоимости добычи открытым способом при разработке скальных пород и руд составляет в среднем около 20 %, а по отдельным карьерам достигает 30 %.

Погрузка (или экскавация) заключается в перемещении разрыхленных пород или полезного ископаемого из забоя в транспортные средства. Обычно эту операцию выполняют экскаваторы.

При выемке мягких и сыпучих пород, не требующих предварительного рыхления, отбойка и погрузка совмещаются в одном процессе.

Для погрузки применяют одноковшовые экскаваторы — мехлопаты и драглайны с ковшом вместимостью от 4—5 до 35—100 м³, а также многоковшовые экскаваторы — роторные и цепные. Наиболее распространены мехлопаты на гусеничном ходу

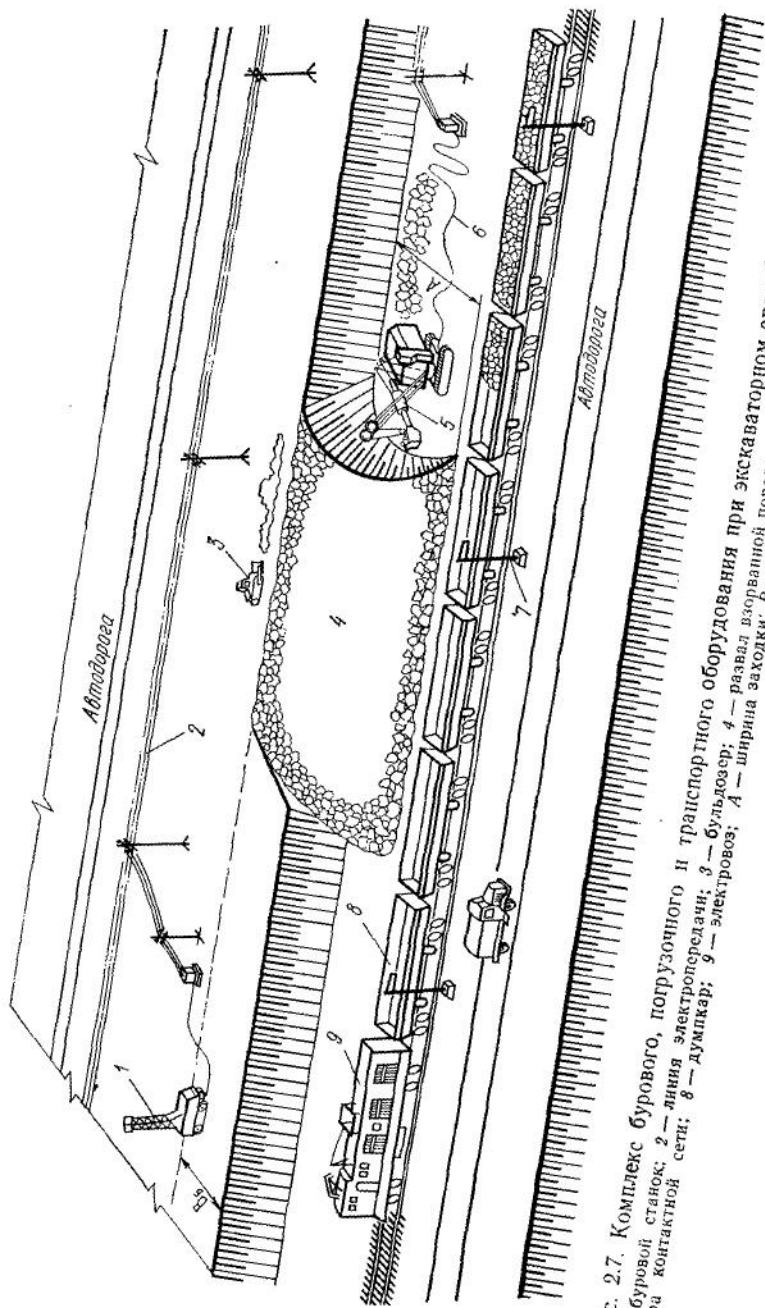


Рис. 2.7. Комплекс бурового, погрузочного и транспортного оборудования при экскаваторном способе разработки:
 1 — буровой станок; 2 — линия электропередачи; 3 — бульдозер; 4 — развал взорванной породы; 5 — экскаватор; 6 — ширина взрываемого блока;
 7 — электрокабель; 8 — думпка; 9 — электровоз; А — ширина заходки; В — ширина взрываемого блока

с ковшом вместимостью 5—20 м³. Эти экскаваторы используют для погрузки горной массы в железнодорожные вагоны и автосамосвалы. Производительность их составляет 1—4 млн м³ в год.

Шагающие драглайны, имеющие стрелу длиной от 40 до 150 м, обычно используют для перевалки пустых пород во внутренние отвалы и для проведения траншей.

Роторные экскаваторы применяют для экскавации рыхлых пород. Они имеют высокую производительность — до 12,5 тыс. м³/ч.

Транспортирование породы и полезного ископаемого производится по железной дороге автосамосвалами и конвейерами. Реже применяются скиповые подъемники, гидравлический транспорт и подвесные канатные дороги.

При железнодорожном транспорте используются саморазгружающиеся вагоны-думпкары грузоподъемностью 100—180 т, а в качестве локомотивов — электровозы и тепловозы. Ширина колеи нормальная, т. е. 1524 мм, максимальный допустимый уклон путей 60‰, радиус поворота путей 180—200 м, минимальный 100 м.

Укладка новых железнодорожных путей и переукладка уступных и отвальных путей производятся звеньями при помощи железнодорожных кранов или путепередвижателей.

Автомобильный транспорт в условиях карьеров имеет определенные преимущества по сравнению с железнодорожным: большую маневренность, способность преодолевать значительные подъемы (до 150‰) возможность вести работу при меньших радиусах поворота (12—50 м). Основными средствами автомобильного транспорта являются автосамосвалы и тягачи с полуприцепами и прицепами. Отечественными заводами выпускаются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью от 40 до 180 т.

Для успешного применения автомобильного транспорта необходимы хорошие дороги. На уступах в карьере проводят простейшие и улучшенные грунтовые или щебеночные дороги и только при слабых грунтах делают дороги из сборного железобетона. Главные постоянные автодороги при большом грузообороте — бетонные. Скорость движения автосамосвалов на съездах в среднем около 10 км/ч, на главных дорогах — 18—25 км/ч.

На карьерах применяются ленточные конвейеры производительностью от 300 до 1000 м³/ч, а в отдельных случаях до 12 000 м³/ч. Ширина конвейерной ленты от 900 до 2000 мм, скорость ее движения от 2 до 5 м/с.

Применение конвейеров обеспечивает непрерывность транспортирования и возможность перемещения материала под углом до 18°.

Размещение пустых пород в отвалах называется отвалообразованием. Оно осуществляется при помощи отвальных экскаваторов, отвальных плугов, бульдозеров.

Большие объемы извлекаемых и перемещаемых горных пород вызывают необходимость подбора технических средств механизации основных процессов, соответствующих по производительности, размерам, развиваемым усилиям (мощности) друг другу. Такая цель взаимосвязанных машин и механизмов, обеспечивающих надежную и эффективную разработку и перемещение пород, называется комплексом карьерного оборудования.

При формировании комплексов оборудования (грузопотоков) исходят из принципов механизации открытых горных работ, сформулированных акад. Н. В. Мельниковым.

1. Принцип поточности. Основанные на этом принципе технологические схемы и комплексы оборудования грузопотоков обеспечивают непрерывность перемещения горной массы от забоя до приемного пункта на поверхности. При этом достигаются наиболее полная комплексная механизация всех операций в грузопотоке, наибольшее использование всех механизмов во времени, лучшие экономические показатели и возможность полной автоматизации. Основанные на данном принципе комплексы поточной технологии успешно применяются при разработке рыхлых пород и включают роторные или целные многоковшовые экскаваторы, ленточные конвейеры, консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты.

Разрабатываются комплексы поточной технологии для выемки скальных пород, которая включает погрузку горной массы в передвижные дробилки, а затем транспортирование дробленых горных пород конвейерами от забоев до отвалов.

2. Принцип совмещения операций. В этом случае операции по выемке, транспортированию и укладке породы в отвал осуществляются одной машиной — экскаватором, при бестранспортных технологических схемах — погрузчиком, скрепером или бульдозером.

3. Принцип независимости операций. В технологических схемах, основанных на этом принципе, каждая операция выполняется группой самостоятельных машин; например, погрузка — экскаваторами, транспортирование — автосамосвалами, отвалообразование — посредством бульдозеров. Технологическая схема состоит из отдельных звеньев, каждое из которых связано со смежными звеньями. Производительная и экономическая работа обеспечивается, если число, мощность и рабочие размеры машин в соседних звеньях соответствуют друг другу. В противном случае простои и недостаточная мощность оборудования в одном звене снижают эффективность работы всего комплекса.

Принцип независимости операций широко распространен, так как наиболее универсален. На этом принципе основаны циклические технологические схемы, посредством которых отрабатывается более 95 % всех объемов скальных пород и преобладающая часть рыхлых пород на карьерах.

Сочетание этого принципа с принципом поточности привело к созданию циклично-поточных технологических схем, применяемых при разработке крепких руд и скальных пород в глубоких карьерах.

В практике наибольшее распространение получают следующие технологические схемы экскаваторного способа разработки:

циклические:

1) погрузка одноковшовым экскаватором — транспортирование в думпкарах — отвалообразование одноковшовым экскаватором;

2) погрузка одноковшовым экскаватором — транспортирование автосамосвалами — отвалообразование бульдозерами;

3) погрузка многоковшовым экскаватором — транспортирование в думпкарах — отвалообразование абзетцерами;

4) погрузка одноковшовым экскаватором — транспортирование автосамосвалами — перегрузка на внутрикарьерном складе или эстакаде — транспортирование в думпкарах — отвалообразование одноковшовым экскаватором.

Первая и вторая схемы применяются при отработке рыхлых и скальных пород, третья — при отработке рыхлых пород, четвертая — преимущественно при отработке скальных пород;

поточные (для рыхлых пород);

5) выемка роторным экскаватором — транспортирование и отвалообразование консольными отвалообразователями;

6) выемка роторным экскаватором — транспортирование ленточными конвейерами;

циклично-поточные:

7) выемка и погрузка скальных пород одноковшовым экскаватором — транспортирование автосамосвалами к дробилке — транспортирование ленточными конвейерами;

8) выемка и погрузка рыхлых и мягких пород одноковшовым экскаватором — погрузка их через бункер-ситатель на конвейер — конвейерное отвалообразование.

2.3. Основные этапы строительства и эксплуатации карьера

В процессе разработки месторождения открытым способом различают следующие этапы: подготовка поверхности, осушение месторождения и ограждение его от воды, горно-капитальные работы в период строительства карьера, проведение подготови-

тельных выработок, вскрышные и добычные работы, рекультивация нарушенных земельных площадей и поверхности отвалов.

Подготовка поверхности месторождения заключается в вырубке леса и корчевке пней, отводе рек и ручьев за пределы карьерного поля, осушении озер и болот, сносе зданий и сооружений, переносе дорог и в удалении других естественных и искусственных препятствий, затрудняющих или не допускающих ведение открытых горных работ.

В этот же период снимают плодородный слой земли с первоочередных участков разработки, строят дороги, ЛЭП и другие коммуникации, жилые, производственные здания и сооружения, очистные сооружения, а также проводят ряд мероприятий по охране окружающей среды.

Осушение месторождения, т. е. удаление воды из него и окружающих его пород, создает более надежные условия для ведения горных работ. Насыщенные водой породы, будучи обнажены, теряют устойчивость (в откосах), что приводит к снижению производительности труда рабочих, препятствует применению мощного оборудования и способствует образованию оползней и обвалов.

Вода в карьер поступает из водоносных горизонтов месторождения, а также при дожде (ливневая) и таяния снега (паводковая).

Обводненность месторождения зависит от многих факторов, основными из которых являются глубина карьера и гидрогеологические условия залегания месторождения.

Различают следующие виды осушения: осушение поверхности карьерного поля; ограждение карьера от поверхностных вод; предварительное и текущее осушение месторождения.

Осушение наносов и отвод воды с поверхности месторождения обычно осуществляются с помощью сети осушительных и дренажных канав.

Ограждение карьера от поверхностных вод (ливневых, паводковых и пропикающих из соседних водоемов) производится с помощью нагорных канав, которые проводятся по всему периметру карьера или со стороны возвышенной части карьерного поля.

Предварительное осушение месторождения проводится до начала разработки и предназначено для понижения уровня подземных вод и осушения участков, которые подлежат разработке в первую очередь.

Текущее или эксплуатационное осушение осуществляется одновременно с разработкой месторождения и состоит в систематическом удалении воды из разрабатываемых участков.

Удаление воды, поступающей в карьер, производится с помощью комбинированного открытого или подземного водоот-

лива. В первом случае вода собирается в водосборник и откачивается насосами на поверхность, во втором — вода через специальные скважины поступает в систему подземных дренажных выработок и по стволу дренажной шахты поднимается на поверхность.

Горно-капитальные работы в период строительства карьера включают проведение капитальных и разрезных траншей для вскрытия месторождения, а также удаление некоторого объема вскрышных пород для создания вскрытых запасов полезного ископаемого перед сдачей карьера в эксплуатацию.

Последовательность развития горных работ при вскрытии горизонтального пласта показана на рис. 2.8. Вначале (см. рис. 2.8, а) с поверхности до кровли пласта проводят наклонную капитальную траншею. Затем проводят горизонтальную разрезную траншею, дно которой располагается на кровле пласта. Далее один борт разрезной траншеи разносят (см. рис. 2.8, б), освобождая рабочую площадку (см. рис. 2.8, в), ширина которой должна обеспечить размещение оборудования, возможность проведения разрезной траншеи по залежи и подготовку к выемке достаточного объема запасов полезного ископаемого. После проведения второй капитальной траншеи, которая опускается на почву залежи, проходят разрезную траншею по залежи. В результате этих работ создается достаточный фронт вскрышных и добычных работ, что позволяет сдать карьер в эксплуатацию. Перечисленные работы являются горно-капитальными, их объем определяется как сумма объемов капитальных и разрезных траншей и объема капитальной вскрыши.

При крутом падении пласта последовательность выполнения горно-капитальных и горно-подготовительных работ аналогична. Однако часто для перехода горных работ на нижний горизонт необходим разнос не одного, а обоих бортов разрезной траншеи. Кроме того, при горизонтальных пластах горноподготовительные работы заканчиваются в период строительства, а при крутых они необходимы в течение всего периода эксплуатации.

Проведение подготовительных выработок в период эксплуатации карьера необходимо при его углублении, т. е. при переходе горных работ на новые горизонты в случае разработки крутых и наклонных залежей.

На рис. 2.9 показано развитие работ при подготовке очередного горизонта в карьере глубинного типа. В начале в вышележащем горизонте проводят наклонную траншею 1 (см. рис. 2.9, а) и разрезную траншею 2. Затем разрезную траншею проводят в обратном направлении (см. рис. 2.9, б). При этом наклонная траншея переходит в съезд 3 длиной 1, т. е. один ее борт срабатывается (см. рис. 2.9, в). При последующем расширении траншеи на новом горизонте образуется площадка,

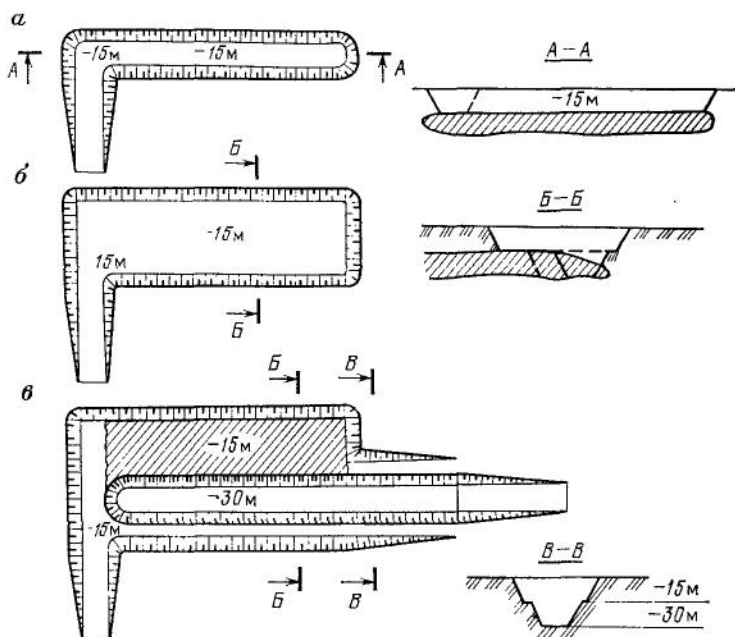


Рис. 2.8. Последовательность развития горных работ до пуска карьера в эксплуатацию при разработке горизонтальных залежей

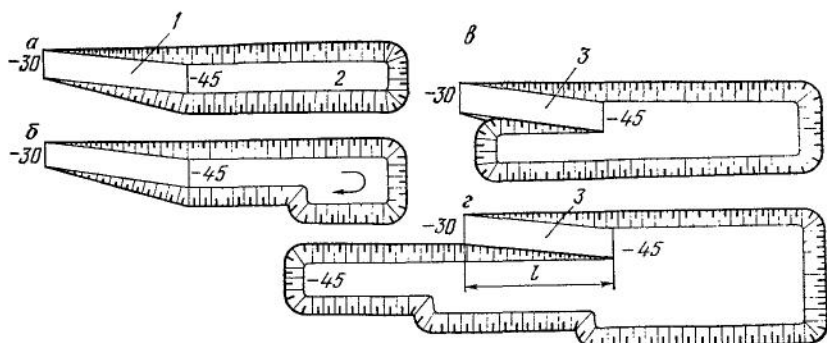


Рис. 2.9. Схемы развития горных работ на вскрываемом горизонте

достаточная для размещения рабочего оборудования (см. рис. 2.9, з).

Уклоны капитальных траншей и съездов зависят от вида транспорта и составляют при железнодорожном транспорте с электровозной тягой 40—60 ‰, при автомобильном транспорте — 80—100 ‰, а при конвейерном — 18°, или 320 ‰. Длина съезда, зависящая от глубины его погружения и уклона, обычно составляет 100—200 м при автомобильном транспорте и 300—400 м при железнодорожном.

При небольшой глубине залегания месторождение вскрывают общими наклонными траншеями, расположенными за контурами карьера. Глубокие карьеры чаще всего вскрывают внутренними траншеями (съездами), расположенными внутри карьера на его бортах. Съезды бывают спиральными, петлевыми, тупиковыми. При гористом рельефе для вскрытия карьера используют иногда подземные выработки — рудоспуски и штольни.

Вскрышные работы заключаются в удалении пустых пород, вмещающих полезное ископаемое, в результате чего обеспечивается доступ к нему.

Добычные работы представляют собой собственно извлечение полезного ископаемого и являются последним этапом разработки месторождения открытым способом.

Подготовка поверхности, работы по осушению, горно-капитальные, подготовительные и вскрышные работы начинают последовательно, а затем ведут параллельно, но со взаимным опережением в пространстве: подготовка поверхности и осушение месторождения опережают вскрышные работы, которые предшествуют добычным работам.

По организационно-экономическим признакам время, в течение которого разрабатывается месторождение, делится на периоды: строительства карьера — от начала горных работ до ввода карьера в эксплуатацию; освоение — от начала эксплуатации до достижения проектной производственной мощности; нормальной эксплуатации; затухания или доработки.

Все горные работы строительного периода называются капитальными. Они финансируются соответственно утвержденной смете капитальных затрат, являющейся частью проекта данного предприятия.

2.4. Основы экономики открытого способа разработки

Разработка месторождения открытым способом должна не только обеспечивать добычу определенного объема полезного ископаемого заданного качества в установленные сроки, но при этом должен быть достигнут максимальный экономический

эффект, который заключается в получении максимальной прибыли народным хозяйством.

Необходимость тщательного экономического обоснования каждого технологического решения как при проектировании и строительстве карьеров, так и при их эксплуатации возрастает с переходом народного хозяйства на новую систему планирования и самофинансирования, так как резко усиливается значение таких экономических показателей, как цена, прибыль, рентабельность. Развитие добычи руд, каменного угля и многих других полезных ископаемых требует больших капитальных затрат на строительство и реконструкцию карьеров.

Строительство мощного горно-обогатительного комбината требует вложения сотен миллионов рублей. Затраты на выемку горной массы из карьера за весь срок разработки месторождения составляют более 0,5—1 млрд руб. Поэтому все более важное значение приобретают проектирование и строительство карьеров на основе оптимальных решений, тщательная экономическая оценка проектируемых объектов, выбор наиболее экономичных решений. Это позволяет резко повысить экономическую эффективность капиталовложений и получить десятки миллионов рублей экономии на эксплуатационных затратах при разработке только одного месторождения. Важными факторами являются увеличивающиеся концентрация и интенсивность горных работ, массовое применение более мощных, совершенных и вместе с тем более дорогостоящих горных и транспортных машин. Так, стоимость карьерного автосамосвала большой грузоподъемности составляет 30—100 тыс. руб., а сверхмощного роторного экскаватора с комплексом конвейеров — несколько миллионов рублей. Чтобы добиться максимальной отдачи от машин и наиболее экономично их использовать, необходимы оптимальное планирование, четкая организация работ на основе научных методов.

Степень экономической эффективности открытых горных работ характеризуется величиной технико-экономических показателей, к основным из которых относятся: прибыль, рентабельность, коэффициент вскрыши, себестоимость полезного ископаемого, удельные капитальные затраты, производительность труда, производительность основного горнотранспортного оборудования, ценность товарной продукции.

Под прибылью в общем случае понимается разница между реализуемой ценностью товарной продукции и затратами на ее производство.

Рентабельность — это отношение прибыли, полученной предприятием в течение года, к общей величине средств (основных и оборотных фондов), находящихся в распоряжении данного предприятия. Рентабельность большинства нормально действующих горных предприятий находится в пределах 5—20 %.

Коэффициент вскрыши — отношение количества пустых пород, удаляемых при разработке, к количеству добываемого при этом полезного ископаемого. Различают средний, контурный, текущий, граничный и другие коэффициенты вскрыши. Средний коэффициент вскрыши — это отношение всего объема вскрыши в контуре карьера ко всему объему полезного ископаемого в тех же контурах; он обычно не превышает 4—5, достигая 8—10 м³/м³. Граничный, или экономически предельно допустимый, коэффициент вскрыши составляет 5—10, иногда достигает 14—16 м³/м³.

Себестоимость — это затраты, приходящиеся на 1 т добытого полезного ископаемого (товарной продукции) и складывающиеся из затрат собственно на добычу и вскрышу (руб/т):

$$C = C_d k C_v,$$

где C — себестоимость 1 т полезного ископаемого, руб.; C_d — затраты на добычу 1 т полезного ископаемого (без затрат на вскрышу), руб.; k — коэффициент вскрыши, м³/т; C_v — затраты на 1 м³ вскрыши, руб.

Себестоимость 1 т полезного ископаемого, добытого открытым способом, колеблется от 0,5 до 4 руб. и более. Затраты на добычу 1 т полезного ископаемого обычно составляют 0,5—1,2 руб., а затраты на разработку 1 м³ вскрыши — от 0,1 до 1 руб. В общих эксплуатационных расходах затраты на вскрышу обычно преобладают, составляя 50—70 % и более.

Экономические показатели открытых работ зависят от величины капитальных затрат на строительство карьера, величины эксплуатационных (текущих) затрат, необходимых для нормальной эксплуатации карьера (для выполнения добычных и вскрышных работ), и величины доходов, поступающих в результате реализации добываемого полезного ископаемого.

Все эксплуатационные затраты разделяются соответственно по операциям технологического процесса: на бурение, взрывание, экскавацию, транспортирование, отвалообразование и т. д. Большая часть затрат приходится на транспортирование (35—50 %), а также на экскавацию (15—25 %). В крепких породах большой удельный вес составляют затраты на буровзрывные работы (15—25 %), а в мягких породах — на отвалообразование (15—20 %).

Затраты на каждый процесс разделяются, в свою очередь на следующие элементы: заработную плату, оплату электроэнергии, материалов, ремонта, отчисления на амортизацию, плату за оборудование и т. д.

Капитальные затраты на строительство карьеров небольшой мощности в простых условиях эксплуатации составляют несколько десятков или сотен тысяч рублей, а на строи-

тельство крупных горно-обогатительных комбинатов — десятки и сотни миллионов рублей. Капитальные затраты требуются не только в период строительства, но и в период эксплуатации для увеличения производственной мощности предприятия, совершенствования техники и технологии.

В период строительства капитальные вложения направляются на подготовку участка, его осушение, сооружение коммуникаций, производство горно-капитальных работ, приобретение и монтаж оборудования, строительство промышленных зданий и сооружений, жилья (культурно-бытовых объектов) и пр. Затраты на горно-капитальные работы составляют от 5 до 30 %, а на оборудование — до 40—50 % общих затрат на промышленное строительство.

Для экономической оценки удобной формой измерения являются удельные капитальные затраты, т. е. отношение капитальных затрат к производственной мощности предприятия. Пользуясь величиной удельных капитальных затрат, можно приближенно определить капитальные затраты на строительство карьера (млн руб.):

$$k_c = Pd,$$

где P — производственная мощность карьера, млн т/год; d — удельные капитальные затраты, исчисляемые в рублях на 1 т производственной мощности. Они составляют в среднем для угольных и рудных карьеров 11—25 руб/т.

Важным показателем является срок окупаемости капитальных затрат, который, как правило, не должен превышать 7—10 лет.

Производительность труда зависит от уровня механизации открытых горных работ. Большое значение имеет не только уровень производительности труда, но также темпы ее роста. Благодаря постоянному совершенствованию средств механизации и улучшению организации труда достигнуто значительное повышение производительности труда на открытых работах. Так, если в 1940 г. производительность труда рабочего на угольных разрезах составляла 65,7 т угля в месяц, то в 1950 г. она составила 96 т, в 1970 г. — 289,6 т, в 1980 г. — 320 т, а в 1985 г. — 380 т. Производительность труда на рудных карьерах выросла за последние 10—15 лет более чем вдвое и составляет 750 т железной руды в месяц.

Средние темпы роста производительности труда на карьерах за последние 20 лет составляют 5—10 % в год.

Производительность горнотранспортного оборудования зависит от его мощности и степени использования. Эти показатели, как и производительность труда, систематически улучшаются в результате технического прогресса.

2.5. Основные условия безопасности на карьерах

Открытый способ разработки обеспечивает более безопасные, чем подземный, условия труда. Число случаев производственного травматизма, приходящееся на 1 млн т полезного ископаемого, добываемого открытым способом, в среднем в 6—7 раз меньше, чем при подземной разработке.

Однако и при открытом способе разработки необходимо соблюдать требования безопасности, строго выполнять Единые правила безопасности и Правила технической эксплуатации.

Система технических средств и приемов работы, обеспечивающих безопасность труда на том или ином производстве, называется техникой безопасности.

Главной задачей техники безопасности является предупреждение несчастных случаев и заболеваний. Для этого необходимо изучать факторы, создающие опасные условия работы, изыскать организационно-технические меры, при помощи которых эти условия будут устранены.

К техническому руководству горными работами допускаются лица, имеющие высшее или среднее горное образование. В течение каждых трех лет специальная комиссия подвергает проверке их знания в области правил безопасности и технической эксплуатации. Рабочие, поступающие на карьеры, а также студенты-практиканты допускаются к работе только после предварительного обучения (инструктажа) по технике безопасности и сдачи экзаменов.

При инструктаже рабочие должны быть ознакомлены с расположением предприятия, безопасными маршрутами движения людей, принятым порядком работ, значением сигналов при взрывных работах, на транспорте и т. д.

Все работающие на карьере должны строго соблюдать производственную дисциплину, правила трудового распорядка, а также указания руководителей и лиц технического надзора.

Основными производственными факторами, которые при несоблюдении техники безопасности могут явиться причиной производственного травматизма или нанести ущерб здоровью человека, являются:

1. Движение частей машин и механизмов, а также движение транспортных средств.

2. Взрывы зарядов взрывчатых веществ, опасное воздействие которых проявляется в виде ударной воздушной волны, разлета осколков породы, образующихся при взрыве ядовитых газов.

3. Обрушение уступов, падение с уступов и насыпей кусков горных пород, инструментов. Сюда же можно отнести опасность падения людей с уступов и насыпей в выемки, с крутых лестниц, с различных горных и транспортных машин, особенно при их осмотре и ремонте.

4. Электрический ток, опасное воздействие которого проявляется при прикосновении человека к токоведущим частям электрооборудования и электросетей, а также при соприкосновении с металлическими частями, находящимися под напряжением.

5. Тепловые факторы — горячая жидкость, пар, расплавленный металл, сильно нагретые металлические детали и части оборудования. Этот фактор особенно значителен на карьерах со станками термического бурения.

6. Ядовитые газы, природные, а также образующиеся после взрывных работ, при работе двигателей автосамосвалов и т. п.; агрессивные гидраты — кислоты и щелочи; промышленная пыль, например, образующаяся при бурении скважин, дроблении породы, обработке металла, камня и т. п.; излучения, например, ультрафиолетовые лучи, образующиеся при электросварке, в ртутных лампах, также рентгеновские лучи, применяемые при дефектоскопии оборудования.

7. Производственные шумы, вибрация и сотрясения, имеющие место при работе оборудования.

К числу опасных факторов относятся также давление воды, сжатого воздуха и ряд других.

Воздействие каждого из указанных факторов может представлять опасность для здоровья человека лишь при определенных условиях и в определенной зоне, зная границы которой, можно гарантировать безопасность труда.

К основным средствам техники безопасности при открытой разработке относятся:

установление опасной зоны как при работе отдельных машин, агрегатов, так и при отдельных процессах работ (например, опасной зоны действия экскаватора, опасной зоны при взрывных работах и т. д.);

установка предупредительных знаков и надписей, которые указывают границы опасной зоны и напоминают о необходимости выполнения правил безопасности;

сигнализация, предупреждающая о возникновении опасности (например, сигнал экскаватора о начале его работы, сигналы транспортных средств, сигналы о начале взрывных работ и т. д.).

Кроме того, к средствам техники безопасности относятся различные ограждения, предохранительные устройства, индивидуальные средства защиты и др.

Контрольные вопросы

1. Дайте определения понятий: карьер, горный отвод, уступ, рабочая площадка.

2. Как и из каких элементов формируется рабочий и нерабочий борты карьера?

3. Какие параметры определяют объем карьера? Напишите формулу для приближенного определения объема карьера.

4. Какие аспекты включает термин «технология открытого способа разработки»?

5. Какие технологические схемы экскаваторного способа разработки получили на практике наибольшее распространение?

6. Какие горные работы я в какой последовательности выполняют во время строительства карьера?

7. Как осуществляется развитие горных работ при подготовке очередного горизонта в глубоких карьерах?

8. Какими технико-экономическими показателями оценивается экономическая эффективность открытой разработки?

9. Каким образом в себестоимости добычи открытым способом учитываются затраты на вскрышу?

10. Какие основные производственные факторы могут явиться причиной травматизма?

3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

3.1. Методы подготовки горных пород к выемке

Подготовка к выемке скальных пород осуществляется с помощью буровзрывных работ.

Рыхлые и мягкие породы, как правило, могут разрабатываться непосредственно из массива экскаваторами или другими выемочными машинами. Однако в мерзлом состоянии они становятся настолько прочными, что разработка их без предварительного рыхления оказывается весьма затруднительной, а иногда невозможной. Обычно механическими лопатами с ковшем вместимостью менее 1 м^3 можно разрабатывать без предварительного рыхления слой мерзлой породы мощностью не более $0,2\text{--}0,3 \text{ м}$, а при ковше вместимостью более 4 м^3 — слой мощностью до $0,5\text{--}0,7 \text{ м}$.

В комплекс работ по подготовке мягких и рыхлых пород к выемке в зимнее время входят: а) предотвращение промерзания площадок и откосов уступов, выемка которых намечена в такое время года (обычно декабрь—март), когда толщина слоя мерзлых пород превышает величину, допустимую для непосредственной выемки; б) оттаивание мерзлых пород путем электрообогрева, поверхностного пожара с помощью горючих газов, пара, воды и т. п.; в) рыхление слоя мерзлых пород посредством буровзрывных работ или механическими рыхлителями.

Предохранение пород от промерзания чаще всего осуществляется предварительным их рыхлением, реже применяют снегозадержание, устройство теплоизоляционного покрытия из опилок, торфа, шлака или других утепляющих материалов. Современным способом является создание слоя из замороженной

воздушной пены. Слой толщиной 15—20 см при температуре ниже -15° наносят на поверхность любой конфигурации в мягких или разрушенных породах.

Механическое рыхление плотных, а иногда полускальных пород и угля осуществляется обычно навесными рыхлителями на тракторах тяжелого типа мощностью более 180 кВт. Для рыхления полускальных пород применяют однозубые, а для плотных — многозубые рыхлители (табл. 2).

При движении рыхлителя порода разрушается в контуре трапецевидной прорези (рис. 3.1), углы наклона боковых стенок которой $40-60^{\circ}$, глубина от 0,2 до 1 м. Расстояние между соседними прорезями зависит от плотности и трещиноватости пород и составляет 0,8—1,2 м.

Требуемая кусковатость рыхления и производительность рыхлителя регулируется (рис. 3.1) изменением глубины рыхления h_z , угла рыхления γ , расстояния между смежными проходами c и схемы движения рыхлителя.

Оптимальный угол рыхления γ полускальных и мерзлых пород составляет $30-45^{\circ}$. На горизонтальной площадке рыхлитель движется по челноковой схеме с длиной рабочего участка 100—300 м. На наклонной площадке рабочее движение осуществляется под уклон, а вверх машина перемещается вхолостую.

Таблица 2

Технологические параметры рыхлителей

Показатели	Гусеничные рыхлители					Колесный рыхлитель
	Д-51БС	ДЗ-117ХЛ	ДП-22С	ДЗ-95С	Д-652АС	
Базовый трактор, модель	Т-100МГП	Т-130.1	Т-180КС	Т-330	ДЭГ-250М	Специальное шасси 404
мощность двигателя, кВт	79,5	118	132	243	—	404
Навесное оборудование:						
число зубьев заглаблени-	3	1	1—3	3	3	3
ние зубьев, мм	400	450	500	700	700	700
Масса, т: рыхлителя рыхлителя с трактором	1,4 12,4	1,44 19,4	3,1 19,2	5,01 36,75	5,92 37,68	— 59,25

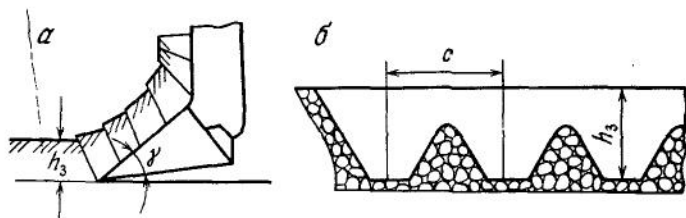


Рис. 3.1. Схемы механического рыхления породы:
 а — рабочий орган (зуб); б — параметры прореза

В плотных породах, каменном угле, разгруженных сланцах, характеризующихся коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова $f=1\div 2$ техническая скорость рыхления составляет 0,9—1,5 м/с, а возможное заглубление зуба рыхлителя Д-652А равно 1—0,8 м.

В мягких известняках, гипсе, мерзлых глинах с $f=2\div 3$ техническая скорость рыхления 0,8—1,2 м/с, а заглубление зуба 0,8—0,6 м. При рыхлении доломитов, мрамора, прочих известняков с $f=4\div 7$ скорость рыхлителя не более 0,4—0,8 м/с, а заглубление зуба 0,6—0,2 м.

Для дополнительного разрушения целиков между смежными прорезями применяют перекрестные перпендикулярные или диагональные проходки.

Производительность рыхлителей в плотных породах достигает 100—1200 м³/ч, себестоимость рыхления 2—3 коп/м³.

Рыхлители успешно применяют при разработке тонких угольных пластов, при добыче фосфоритовых и апатитовых руд, для разрушения маломощных слоев сланцев, песчаников, полускальных известняков, а также скальных сильнотрещиноватых руд и пород.

Взрывная подготовка к выемке скальных и полускальных пород должна обеспечить:

необходимую степень дробления горных пород, достаточную и экономичную для последующих операций производственного процесса;

ровную поверхность рабочей площади, отклонения отметок которой от заданных размеров не должны быть больше допустимых;

заданные формы и размеры развала взорванной горной массы и выполнение других требований.

Применяют следующие методы взрывного разрушения горных пород (рис. 3.2):

накладными зарядами (при вторичном дроблении и вспомогательных работах);

камерными зарядами (при массовых взрывах в гористых условиях для образования траншей, плотин и т. п.);

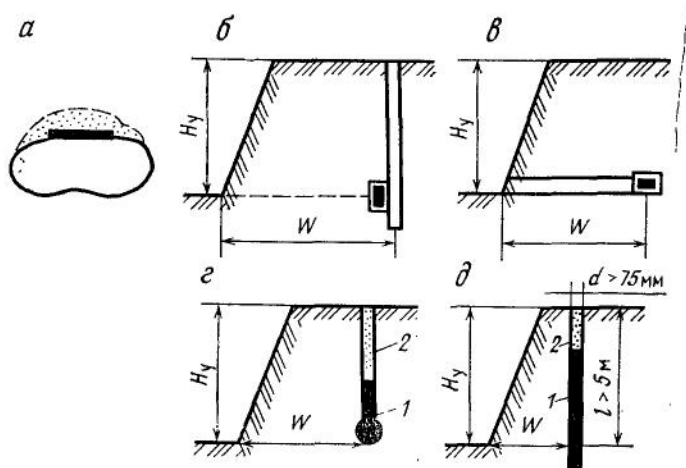


Рис. 3.2. Заряды ВВ:

а — накладной; *б, в* — камерный соответственно в шурфе и штольне; *г* — котловой; *д* — скважинный: *1* — заряд; *2* — забойка; H_y — высота уступа; W — линия сопротивления по подошве уступа; *l* — глубина скважины; *d* — диаметр скважины

котловыми зарядами (при высоких и пологих уступах для увеличения массы заряда);

шпуровыми зарядами (диаметр шпура до 75 мм, глубина до 5 м) для разработки тонких ценных жил, при рыхлении слоя мерзлых пород, при дроблении негабаритных кусков, выравнивании подошвы и откосов уступов и т. п.

3.2. Кусковатость взорванной горной массы

Кусковатость взорванных горных пород, определяемая по размеру среднего куска, должна быть оптимальной. Уменьшение размера кусков способствует повышению производительности экскаваторов и транспортных средств, но ведет к увеличению затрат на буровзрывные работы.

При использовании карьерных мехлопат с ковшом вместимостью 4—8 м³ в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 25—75 т и думпкарами 100 т оптимальный средний размер равен при взрывании вскрышных пород 0,3—0,35 м, при взрывании руд 0,2—0,25 м. Для трудно взрывааемых пород оптимальное значение среднего куска несколько больше, так как увеличиваются затраты на БВР.

Наибольший допустимый размер куска во взорванной горной массе определяется параметрами транспортных средств, дробилок и других приемных устройств, через которые должны проходить куски породы, а также условиями работы оборудования

и стремлением снизить ударное воздействие от кусков породы при их перегрузке.

Максимально допустимый линейный размер l_k (м) куска взорванной породы ограничивается:

вместимостью ковша экскаватора E (м³):

$$l_k \leq 0,8 \sqrt[3]{E};$$

вместимостью кузова транспортного сосуда (автосамосвала или думпкара) V_T :

$$l_k \leq 0,5 \sqrt[3]{V_T};$$

шириной конвейерной ленты $B_{\text{л}}$ (м):

$$l_k \leq 0,5 B_{\text{л}} - 0,1;$$

наименьшим размером приемного отверстия дробилки или бункера A (м):

$$l_{\text{max}} \leq 0,75 A.$$

3.3. Технология бурения взрывных скважин и буровые станки

Бурение скважин в скальных породах — трудоемкий и дорогостоящий процесс. В практике применяются различные классификации горных пород по их буримости.

Горные породы по показателю буримости P_6 В. В. Ржевского подразделяются на пять классов и 25 категорий:

I класс — легкобуримые ($P_6 = 1 \div 5$), категории 1, 2, 3, 4, 5; II класс — средней трудности бурения ($P_6 = 5,1 \div 10$), категории 6, 7, 8, 9, 10; III класс — труднобуримые ($P_6 = 10,1 \div 15$), категории 11, 12, 13, 14, 15; IV класс — весьма труднобуримые ($P_6 = 15,1 \div 20$), категории 16, 17, 18, 19, 20; V класс — исключительно труднобуримые ($P_6 = 20,1 \div 25$), категории 21, 22, 23, 24, 25. Породы с показателем более 25 относятся к внекатегорным.

Бурение скважин осуществляется станками вращательного и ударно-вращательного действия. Первые из них наиболее распространены и подразделяются на шнековые и шарошечные.

Шнековые станки вращательного действия имеют рабочий орган в виде бурового става шнековых штанг с ребрами винтовой формы и буровой коронки — резца, армированного лезвиями или штырями из твердого сплава. При вращении бурового става с частотой 120—220 мин⁻¹ и под воздействием усилия подачи резец разрушает породу в забое скважины, а буровая мелочь с помощью шнека или шнековоздушным способом выдается на поверхность. В зависимости от буримости пород

Таблица 3

Техническая характеристика некоторых буровых станков

Модель	Условный диаметр скважины, мм	Глубина скважины, м	Техническая производительность, м/ч	Коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Масса станка, т
Станки шарошечного бурения					
СБШ-200-40	200	40	18	8—10	55
СБШ-200-55	200	55	24	8—10	55
СБШ-250-20	250	20	22	12—14	
СБШ-250-55	250	55	22	8—10	85
СБШ-320-36	320	36	13	16—18	110
СБШ-460-55	400	55	25	10—12	150
Станки пневмударного бурения					
2СБУ-100-32	100	32	12	14—16	8,5
2СБУ-125-32	100; 125	32	12	14—16	
СБУ-160-18	160	18	12	14—16	
СБУГ-200-36	200	36	25	16—18	
2СБУШ-160-36	160	36	18	10—12	
Станки шнекового бурения					
СБР-160Б-32	160	32	40	3—6	160
2СБР-160-24	160	24	35	3—6	

Примечание. Угол наклона скважины к вертикали 15 и 30°.

применяют резцы различных типов. Стойкость резцов достигает 1000 м, стойкость штанг — 1000—4000 м.

Станки шнекового бурения (станки буровые режущие СБР-160Б-32) и 2СБР-160-24 применяются для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 160 мм и глубиной до 24—32 м в породах с $P_6 = 2 \div 5$, главным образом, на угольных карьерах и при разработке непрочных строительных пород (мергель, мягкий известняк и др.). Техническая производительность станков зависит от крепости пород и режима бурения и составляет 40—60 м/ч. Себестоимость бурения 1 м скважины равна 2—3 руб. Станки характеризуются простотой конструкции и эксплуатации, при их работе обеспечиваются благоприятные санитарно-гигиенические условия.

Станки шарошечного бурения имеют в качестве рабочего органа конусообразные вращающиеся на опорах долота шарошки с зубьями или штырями из твердого сплава. При вращении долота шарошки перекатываются по забою скважины и под воздействием усилия подачи разрушают породу, раздавливая, скалывая и частично истирая ее. Отделившиеся частицы

породы выносятся из скважины сжатым воздухом или водовоздушной смесью. Вращение и усилие подачи на шарошечное долото передают пустотелые буровые штанги, по которым поступают воздух для охлаждения долота и для очистки забоя скважины от буровой мелочи, которая поднимается по кольцевому затрубному пространству.

Скорость бурения зависит от усилия подачи на долото, частоты его вращения и расхода воздуха, подаваемого в скважину. На практике частота вращения бурового инструмента составляет 50—200 мин⁻¹, а усилие подачи от 120 до 600 кН. Их техническая производительность в крепких скальных породах составляет 15—30 м/ч.

По массе и развиваемому усилию подачи станки шарошечного бурения подразделяются на легкие (типоразмеры СБШ-160 и СБШ-200) с массой 55—60 т и усилием подачи 120—300 кН, средние (типоразмер СБШ-250) с массой 60—80 т и усилием подачи 300—350 кН, тяжелые (типоразмеры СБШ-320 и СБШ-400) с массой 110—150 т, усилием подачи до 600 кН. Легкие станки обеспечивают бурение скважин диаметром 160—200 мм, средние — 250 мм, тяжелые — 320—400 мм. Глубина скважин от 20 до 60 м. Станки шарошечного бурения получили наибольшее распространение и применяются в крепких скальных, в том числе трещиноватых породах с показателем буримости от 10 до 15—20.

Основные достоинства этих станков: высокая производительность (50—150 м/смену) процесса бурения и возможность его автоматизации.

Себестоимость бурения 1 м скважины составляет от 4 до 20 руб.

Основные технические параметры наиболее распространенных станков шарошечного бурения приведены в табл. 3.

Станки пневмоударного бурения типоразмеров СБУ-100 и СБУ-125, СБУ-160 и СБУ-200 ударно-вращательного действия имеют в качестве рабочего органа пневмоударник, погруженный в скважину при помощи штанги. Сжатый воздух, поступающий по буровой штанге, приводит в действие пневмоударник, буровая коронка которого наносит по забою скважины 1700—2500 ударов в минуту. Пневмоударник вращается вместе со штангой. Буровая мелочь удаляется из скважины водовоздушной смесью или сжатым воздухом. Разнообразные по конструкции (крестовые, штыревые и др.) буровые коронки имеют диаметр от 85 до 200 мм.

Станки с погружными пневмоударниками применяются для бурения скважин диаметром 100—200 мм и глубиной до 30—50 м при разработке строительных горных пород, в гидротехническом строительстве, на небольших рудных карьерах, а также при вспомогательных работах на крупных рудных кар-

срах (заоткоска бортов, выравнивание подошвы уступов и др.). Эти станки целесообразно применять при высокоабразивных крупноблочных и вязких, т. е. весьма и исключительно труднобуримых породах, характеризующихся показателем буримости $P_6 = 15 \div 25$. Техническая производительность их в этих условиях 6—12 м/ч. Затраты на обуривание 1 м³ породы в 1,5—2,5 раза выше, чем при шарошечном бурении (при $P_6 = 14$).

Термическое бурение скважин осуществляется огнеструйными буровыми станками, имеющими вращающийся термобур с горелкой. Оно применяется при бурении скважин диаметром 250—360 мм и глубиной до 17—22 м, главным образом, в весьма исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах ($P_6 = 16 \div 25$). Разрушение пород происходит в результате нагрева забоя скважины сверхзвуковыми раскаленными струями и появления термических напряжений, превышающих предел прочности минерального образования. Производительность бурения хорошо термобуримых пород достигает 12—15 м/ч. Этот способ эффективно применяется для расширения нижней части скважин, пробуренных шарошечными станками.

Направления совершенствования способов в бурении разнообразны. Широкое распространение получает комбинированное ударно-шарошечное и режуще-шарошечное, а также термомеханическое бурение.

К новым способам, находящимся в стадии экспериментов, относятся взрывное, плазменное, ультразвуковое и другие способы бурения.

На зарубежных карьерах основной объем работ выполняется шарошечными станками с массой от 18 до 90 т, предназначенными для бурения скважин диаметром соответственно от 130 до 381 мм. В последнее время появились станки с массой 135 т и диаметром до 560 мм. Стойкость шарошечных долот колеблется от 1,5 до 2,6 тыс. м, а сменная производительность шарошечных станков равна 65—230 м.

Буровые станки фирм «Бьюсайрус-Эри», «Гарднер-Денвер», «Марион» (США) отличаются рядом конструктивных особенностей: гидравлически управляемой барабанной кассетой, имеющей по 5—6 штанг, прикрепляемой к мачте, дистанционным управлением, звуконепроницаемой кабиной, оборудованной кондиционером, герметичной защитой электрооборудования от пыли и системами автоматического управления бурением в оптимальном режиме.

Пневмоударные станки характеризуются относительно небольшой массой, высокой маневренностью, надежностью в эксплуатации и позволяют вести бурение в различных направлениях и стесненных условиях. Их сменная производительность при бурении скважин диаметром 152—172 мм в крепких свинцово-цинковых и молибденовых рудах составляет 18—47 м,

а в менее крепких рудах 50—100 м. Стойкость коронок с твердосплавными штыревыми вставками достигает 2700 м.

Разработаны универсальные станки, позволяющие бурить как шарошечным инструментом, так и погружными пневмударниками, а также станки с гидравлическим ударным механизмом «Герборт», обеспечивающим увеличение скорости в 1,5—2 раза.

3.4. Организация работы и производительность буровых станков

Организация буровых работ осуществляется в соответствии с инструкциями по эксплуатации буровых станков и буровых долот, которые регламентируют выбор рациональных типов долот, подготовку долот к бурению, их эксплуатацию при бурении, в том числе меры безопасности, формы буровых журналов и др.

Организация буровых работ должна обеспечить высокую производительность и эффективность работы буровых станков, а также взаимоувязку бурения с другими процессами на карьере.

После обурирования одного блока станки перемещают на новый блок для выполнения следующего бурового цикла. Подготовительные работы выполняются дорожной бригадой, бульдозерным парком, службой высоковольтных сетей, маркшейдерской службой, персоналом самого бурового цеха, рядом других цехов и участков. Длительность работ измеряется несколькими часами или сутками. Для максимального совмещения работ во времени составляют графики их проведения.

Процессу бурения сопутствует ряд вспомогательных работ: подготовка рабочих мест буровых станков (площадок, уступов), а также самих станков и вспомогательного оборудования к бурению скважин; бесперебойное обеспечение станков электроэнергией, материалами, буровым инструментом; улавливание и удаление пыли; учет и обеспечение сохранности пробуренных скважин; перегоны станков; их ремонт; наращивание и перестройка линий электроснабжения; перемещение силового кабеля.

При подготовке к бурению площадки уступов освобождают от оборудования (переносят транспортные коммуникации, линии электропередачи, трансформаторные подстанции и др.), планируют и очищают от снега, выравнивают навалы породы, засыпают углубления, устраивают дороги для перемещения станков. Эти работы выполняют с помощью бульдозеров и вспомогательного бурового оборудования (бурильных молотков, пневмударных станков).

Далее производят маркшейдерскую съемку подготовленных площадок, выносят проектные отметки расположения скважин на местность, подводят энергетические и другие коммуникации,

перемещают станки на обуриваемый блок уступа, подключают их к трансформаторным подстанциям и производят подготовку к работе (подъем мачт, подключение воздушных магистралей, замену бурового инструмента и т. д.).

Для каждого станка составляют карту буримости пород, рассчитывают оптимальный режим его работы, расход долот и продувочного агента и другие нормативно-плановые показатели.

При концентрации на небольшой площади нескольких буровых станков целесообразно оборудовать в карьере простейшие передвижные мастерские, служащие также для хранения инструмента, смазочных материалов и мелких запчастей, обогрева и отдыха рабочих.

При вынесении проекта обуривания блока на местность у точек расположения скважин проставляются их номера и проектная глубина.

Фактическую глубину скважин определяют машинист станка и выборочно горный мастер. Дополнительный контроль выполняют взрывники перед заряданием скважин. Допустимые отклонения параметров сетки и глубины скважин составляют 0,3 м.

Номера и проектная глубина скважин, а также сменный объем работ указываются при выдаче буровым бригадам сменного наряда. В конце смены горный мастер заносит показатели выполненного объема работы и фактические данные о режиме бурения и расходе долот. Эти данные фиксируются также в диспетчерских сменных рапортах и являются основой для оплаты труда членов буровых бригад, для определения затрат на бурение и других показателей.

Производительность буровых станков измеряется как техническая и эксплуатационная в виде часовой, сменной и годовой.

Техническая производительность бурового станка (м/смену)

$$Q_{\text{тех, см}} = (T_{\text{см}} - T_{\text{пз}}) / t_6,$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность смены; $T_{\text{пз}}$ — время на подготовительно-заключительные операции и регламентированный перерыв в смене; t_6 — время (основное и вспомогательное) бурения 1 м скважины.

Сменная эксплуатационная производительность бурового станка (м/смену) меньше технической и определяется по формуле с учетом всех простоев (вследствие аварийных остановок, внеплановых отключений электроэнергии и др.):

$$Q_{\text{э. см}} = T_{\text{ч. раб}} / t_6,$$

где $T_{\text{ч. раб}}$ — чистое время работы станка в течение смены.

Практические общие внутрисменные простои составляют 0,9—1,5 ч или 15—25 % сменного времени. Следовательно,

$$Q_{э. см} = \frac{T_{см}}{t_6} k_c,$$

где $k_c = 0,75 \div 0,85$ — коэффициент чистого рабочего времени в течение смены.

Основное время на бурение одного метра скважины определяется исходя из технической скорости бурения, которая рассчитывается по формуле или принимается на основании практических данных для конкретных условий. Техническая скорость бурения для ряда станков приведена в табл. 3.

Вспомогательное время t_b определяется продолжительностью всех вспомогательных операций при бурении скважины; в приближенных расчетах оно может приниматься по техническим нормам. Для шнекового бурения $t_b = 1,5 \div 4,5$ мин; для шарошечного бурения $t_b = 2 \div 4$ мин; для пневмоударного бурения $t_b = 4 \div 16$ мин; для огневого бурения $t_b = 3 \div 4$ мин.

Кроме внутрисменных имеются еще целосменные простои буровых станков. Причинами этих в основном организационных простоев (до 15—20 % общего годового фонда времени) являются плановые или внеплановые ремонты и перегоны станков, отсутствие экипажей, перерывы при взрывных работах, отсутствие фронта работ и т. д.

Таким образом, с учетом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования календарного (годового) времени буровых станков на карьерах составляет от 0,35—0,4 до 0,55—0,6.

Исходя из этого, эксплуатационная производительность бурового станка

$$Q_{э. год} = Q_{э. см} N_{раб},$$

или

$$Q_{э. год} = \frac{T_{с} N_{к}}{t_6} k_q,$$

где $N_{раб}$, $N_{к}$ — число рабочих и календарных дней, смен; k_q — коэффициент использования календарного времени в течение года по чистой работе ($k_q = 0,35 \div 0,6$).

Число рабочих и календарных смен в сутки для работы на буровых станках — обычно две смены, число рабочих дней станка в году — обычно 260—290. Рабочий парк станков N_6 рассчитывается, исходя из объема горной массы, подлежащей обурированию, $V_{г. м}$ и выхода взорванной горной массы $q_{г. м}$ с 1 м скважины:

$$N_6 = V_{г. м} / (Q_{э. год} q_{г. м}).$$

Существенными резервами производительности буровых станков являются улучшение организации работы и автоматизации управления процессом бурения.

При ручном управлении машинист вынужден постоянно регулировать либо усилие подачи, либо частоту вращения, выдерживая их более или менее постоянными в пределах определенного интервала глубины скважины. Автоматизация процесса шарошечного бурения в основном сводится к более глубокому регулированию частоты вращения и усилия подачи на основе анализа механических и электрических характеристик станка в процессе бурения.

Вспомогательное время может быть совмещено благодаря рациональному в данных условиях порядку обустройства блока.

В соответствии с требованием Правил безопасности буровой станок при бурении первого ряда скважин должен располагаться перпендикулярно к бровке уступа, на таком расстоянии от нее (3—5 м), чтобы домкраты и гусеницы станка находились вне призмы возможного обрушения уступа. Поэтому при переезде станка от скважины к скважине применяют различные поперечно-диагональные схемы, принимая в зависимости от формы и размера сетки скважин наиболее рациональную.

3.5. Промышленные взрывчатые вещества и средства инициирования *

Современный ассортимент промышленных взрывчатых веществ (ВВ) при скважинной отбойке в карьерах представлен сыпучими гранулированными, льющимиися водонаполненными и эмульсионными ВВ.

По технологическим свойствам современные ВВ наиболее полно отвечают требованиям комплексной механизации буровзрывных работ. По химическому составу ВВ относятся к простейшим и тротилсодержащим аммиачно-селитренным и нитросоединениям (тротил и алюмотол).

К простейшим относят ВВ, которые в своем составе не содержат горючих взрывчатых компонентов. Они являются наиболее безопасными и дешевыми. Простейшие ВВ изготавливают на местах потребления (игданиты и эмульсионные) и на специализированных заводах (гранулиты). К гранулированным тротилсодержащим ВВ, изготавливаемым на заводах, относятся: гранитолы, граммониты, гранулотол и алюмотол. К водонаполненным ВВ (ВВВ), изготавливаемым на местах потребления, относятся тротилсодержащие аммиачно-селитренные аква-

* Разд. 3.5, 3.6, 3.7 и 3.11 написаны доц., к. т. н. В. Г. Симаповым.

Характеристика и область применения гранулированных ВВ заводского изготовления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность ВВ, г/см ³	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость детонации, км/с	Стоимость, руб/т	Область применения (буримость пород, обводненность)
Гранулит М	3163	0,78—0,82	0,86	80—110	2,5—3,6	140	Л, СХ
Гранулит АС-4	3645	0,85—0,9	1,09	60—100	2,6—3,5	170	Л, С, СХ
Гранулит АС-4В	3645	0,8—0,85	1,02	70—100	3,0—3,5	170	Л, С, СХ
Гранулит АС-8В	3997	0,8—0,85	1,12	70—100	3,0—3,6	265	С, Т, СХ
Граммонит 79/21	3561	0,8—0,85	1	40—60	3,2—4	183	С, СХ
Гранитол-1	3080	0,9—0,95	0,97	40—60*	5—5,5*	265	Л, С, ОН
Гранитол-7А	3722	0,9—0,95	1,17	40—50	5—5,5*	427	Т, ОН
Гранулотол	2975	0,9	0,91	60—80 (10—15*)	5,5—6,5*	368	Л, С, ОП
Алюмотол	4266	0,95	1,38	70—80 (25—30)*	5,5—6*	613	Т, ОП

Примечания: характеристики, отмеченные звездочкой, относятся к ВВ в водонаполненном состоянии.

Л — легкобуримые породы; Т — труднобуримые; СХ — сухие скажины, предварительно осушенные или заряженные в полистирольные рукава; ОН — обводненные скажины с непроточной водой; ОП — обводненные с проточной водой.

Характеристика и область применения ВВ, изготавливаемых на местах потребления

Наименование ВВ	Идеальная работа взрыва, кДж/кг	Плотность ВВ, г/см ³	Коэффициент взрывной эффективности	Критический диаметр открытого заряда, мм	Скорость detonации, км/ч	Стоимость ВВ, руб/т (условно)	Область применения (буримость пород, обводненность)
Игданил	3164—3205	0,8—0,9	0,92	160—200	2,8—4,3	80	Л, С, СХ
Акватол Т-20 (ифзаниты: Т-20 Т-60 Т-80) ГЛТ-20	2782	1,25—1,3	1,21	120—150	4—4,5	170—240	Л, С, СХ, ОН С, Т, СХ, ОН
	3182	1,4—1,45	1,54	100—120	5—5,5		
	3310	1,45—1,5	1,69	90—100	5,2—5,5		
	3100	1,45—1,5	1,58	80—100	4,9—5		
Карбатылы: ГЛ-15Т ГЛ-10В	2975	1,4—1,6	1,52	120—150	4,5—4,8	175—230	С, СХ, ОН Т, СХ, ОН
	4440	1,55—1,6	2,38	150—160	4,5—5		
Акваналы А-10 (ипконит А-10 ГЛА)	3520—3790	1,4—1,45	1,84	225—230 80—100	3,8—4,6	170—250	Т, СХ, ОН
	3373	1,5—1,58	1,78		4,8—5		
Эмульсионные	300	1,2—1,3	1,32	100—120	3,5—4	125—150	Л, С, СХ, ОН, ОП

Примечание. В таблице приведен коэффициент взрывной эффективности ВВ по отношению к граммониту 79/21 (аммониту № 6ЖВ), принятому за эталонное ВВ. Критерием взрывной эффективности ВВ следует принимать удельную объемную энергию взрыва, которую характеризуют произведением значений работы взрыва на плотность ВВ при зарядании.

толы, карбато́лы и акваналы. Преимуществом ВВВ перед гранулированными является высокая плотность (1,3—1,6 г/см³). Основные характеристики и область применения ВВ заводского изготовления и ВВ, изготавливаемых на местах потребления, приведены в табл. 4 и 5.

Простейшие бестротиловые ВВ (игданит, гранулиты) представляют собой смеси гранулированной аммиачной селитры с жидкими (дизельное топливо) или легкоплавкими (парафин, воск), нефтепродуктами с кислородным балансом, близким к нулевому.

Игданит готовится на горных предприятиях как на централизованных стационарных установках при базисных или расходных складах ВМ с механизированным смешиванием компонентов, так и в передвижных смесительных устройствах и в процессе зарядания скважин с помощью смесительно-зарядных машин. Повышение электрических характеристик игданита возможно путем введения при изготовлении алюминиевого порошка (игданит-6).

Простейшие ВВ типа АС—ДТ широко применяют в зарубежной практике под разными названиями: нилит, аустенит (США), амекс (Канада), андекс (ФРГ), приллит (Швеция) и др.

Гранулиты по сравнению с игданитом имеют более высокую физическую стабильность, в период гарантийного срока хранятся без изменения состава и взрывчатых свойств, имеют большую однородность смешивания компонентов, что проявляется в уменьшении критического диаметра.

Гранулит М — смесь пористой аммиачной селитры с соляровым маслом.

Гранулиты типа АС содержат алюминиевую пудру, что повышает их энергетические характеристики.

Гранулиты АС-4В и АС-8В вместо солярового масла содержат легкоплавкие нефтепродукты (парафин, воск). Изготавливаются эти гранулиты по технологии «горячего смешивания», при которой гранулиты аммиачной селитры покрываются пленкой расплавленного гидрофобного состава и опудриваются тонкодисперсным алюминием, что несколько повышает их водостойчивость.

Граммонит 79/21 — механическая смесь гранулированной аммиачной селитры с чешуи́рованным тротилом заводского изготовления. Его можно применять частично в обводненных скважинах. При содержании воды происходит некоторое растворение аммиачной селитры с заполнением межгранульного пространства, что сопровождается уплотнением заряда до 1,3 г/см³ и его усадкой с сохранением детонационной способности. В обводненных скважинах использование его возможно при предварительном осушении скважины.

Гранитолы представляют собой гранулы аммиачной селитры, покрытые пленкой из застывшего тротила. С целью повышения прочности и снижения пористости тротиловой пленки в тротил вводится полимер. Для повышения энергетической характеристики в гранитол 7А вводится алюминиевый порошок. Гранитолы — водоустойчивые ВВ, обладают хорошей потопляемостью и позволяют производить зарядку через столб воды. При частичном растворении аммиачной селитры они не дают усадки заряда, так как тротиловая оболочка повышенной прочности устойчиво детонирует после выдержки в воде до 10 сут и более. Гранитолы целесообразно применять в обводненных скважинах, но без проточной воды, так как при проточной воде и длительном нахождении в ней снижаются энергетические характеристики на 15—20 %.

Применение гранулолита и алюмолита целесообразно только в сильно обводненных скважинах при проточной воде.

ВВВ (акватолы, карбатолы) представляют собой смесь твердой фазы (тротил, аммиачная селитра) с жидкой — насыщенным раствором аммиачной селитры. Для предотвращения или замедления вымывания селитры и других водорастворимых солей из ВВ в обводненных скважинах в их состав вводят гелеобразующие агенты, набухающие в воде (соли карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), полиакриламид, гуаргам) и для повышения стабильности составов вводят сшивающие агенты в виде солей металлов (хрома и др.).

Металлизированные составы содержат алюминиевую пудру или порошок.

Ифзаниты (Т-20, Т-60, Т-80) и ГЛТ-20 имеют одинаковый состав, но различную температуру насыщения раствора аммиачной селитры — соответственно 20, 60, 80 и 90—95 °С. Чем выше температура насыщения, тем меньше воды и выше плотность состава.

Карбатолы — горячельющиеся ВВ, изготавливаются из низкотемпературной эвтектики аммиачной селитры и карбамида с тротилом. Эвтектическая смесь плавится и содержится в расплавленном состоянии до смешивания с тротилом, которую производят при температуре ниже его плавления (82 °С).

Акваналы А-10 — простейшие ВВВ, не содержащие тротила, представляют смесь насыщенного раствора аммиачной селитры с металлизированным алюминиевым порошком сухой фазы. ВВВ готовятся на стационарных пунктах горных предприятий, доставляются к месту заряжания транспортно-зарядными машинами или готовятся, доставляются и заряжаются смешительно-зарядными машинами типа «Акватол». ВВВ при заряжании в скважину, охлаждаясь, затвердевают.

Заряжание обводненных скважин осуществляется при теплоизоляции зарядов.

Недостатками ВВВ являются сложный рецептурный состав и технология изготовления, физическая нестабильность, проявляющаяся в расслоении и вымывании селитры до момента их затвердевания, высокая стоимость. Эти ВВВ, по-видимому, не получат широкого распространения и будут заменены более прогрессивными ВВ эмульсионного типа.

Эмульсионные ВВ — простейшие аммиачно-селитренные ВВ. В их составе жидкое горючее — мазут покрывает тонкой пленкой капли насыщенного раствора смеси аммиачной селитры с натриевой селитрой, образуя эмульсию. Процесс эмульсирования проводят в смесителях с использованием эмульгаторов. Эмульсионные ВВ типа порэмит готовятся на стационарных пунктах горных предприятий. Доставка и зарядка скважин осуществляется специальными машинами типа МЗ-20 (НИПИгормаш) и «Нитро Нобель» (Швеция). При закачке в скважину через шланг при температуре порядка 70 °С в эмульсию вводится газогенераторная добавка (ГГД), в качестве которой используется нитрат натрия. Такие добавки называют парофорами. Нитрат натрия, взаимодействуя с аммиачной селитрой, выделяет газообразный азот. Газовые пузырьки в эмульсии выполняют роль сенсibilизатора, являются «горячими точками», повышающими детонационную способность, в породах с крепостью по шкале проф. М. М. Протодяконова до 12. В более крепких породах в эти ВВ вводится алюминиевая пудра (порэмит 4А и порэмит 8А).

Эмульсионные ВВ впервые появились в США в 1964 г. Их широко применяют в зарубежных странах с 70-х годов под разными названиями: эмулиты (Швеция), кемиты (Финляндия), риочели (Испания) и др.

Тенденции развития промышленных ВВ, технологии взрывных работ, исключение перевозки ВВ заводского изготовления как опасных грузов, сокращение потребления дорогого дефицитного тротила, переход предприятий на хозрасчет позволяют утверждать, что в ближайшей перспективе (XIII, XIV пятилетки) основными для карьеров будут простейшие ВВ: игданит для легковзрываемых пород и скважин и эмульсионные ВВ, в том числе металлизированные, для пород любой обводненности и взрываемости. Следует отметить, что они и более перспективны в экологическом отношении.

В карьерах при методе шпуровых зарядов (при разделке негабарита, селективной выемке, при высоте уступов до 5 м) в качестве ВВ используют патронированный аммонит № 6ЖВ, состав и энергетические свойства которого подобны граммониту 79/21. Ранес аммонит № 6 широко применялся россыпью в порошкообразном виде для заряжания скважин. В настоящее время он заменен простейшими гранулированными ВВ и граммонитом 79/21.

При производстве взрывных работ в карьерах используют следующие средства инициирования: капсюли-детонаторы (КД), электродетонаторы (ЭД), огнепроводный шнур (ОШ), детонирующий шнур (ДШ), пиротехнические реле типа КЗДШ-69 и промежуточные детонаторы (ПД). Средства инициирования выбирают с учетом метода взрывных работ, допустимого и целесообразного способа взрывания, восприимчивости ВВ к начальному импульсу для обеспечения устойчивости детонации, требуемой последовательности взрывания и интервала времени между взрывами зарядов или их сериями.

Для возбуждения устойчивой детонации при гранулированных, водонаполненных и эмульсионных ВВ применяют прессованные шашки из тротила Т-400 и литые из сплава тротила с гексогеном ТГ-500 массой соответственно 400 и 500 г. Шашки выпускаются в виде цилиндров диаметром 70 мм, высотой 71 и 86 мм, с осевым каналом диаметром 14,5 мм и по 4 нити ДШ. Допустимое время нахождения в обводненных скважинах шашек Т-400 6 сут, шашек ТГ-500 не ограничено.

Почти повсеместное применение в карьерах при скважинной отбойке взрывания с помощью ДШ объясняется его надежностью, особенно при дублировании взрывных сетей и их кольцевании при многорядных схемах.

Характеристика ДШ приведена в табл. 6.

Таблица 6

Характеристика детонирующих шнуров

Наименование ДШ	Материал оболочки шнура	Масса ТЭНА на 1 м шнура, г	Допустимая температура эксплуатации, °С	Водостойкость, ч (при глубине погружения, м)
ДША ДШВ	Нитяная Полихлорвинило- вая	12,5±0,5 14±0,5	-28÷+50 -35÷+60	12 (0,5) 24 (1,0)
ДШЭ-6 ДШЭ-12	Полиэтиленовая Полиэтиленовая	6±0,5 12,5±0,5	-50÷+65 -50÷+65	30 (30) 30 (30)

Пиротехнические реле (замедлители) КЗДШ-69 предусматривают замедления 10, 20, 35, 50, 75, 100, 125, 175 и 200 мс.

Капсюли-детонаторы выпускаются в бумажной гильзе КД-8Б и в металлической КД-8С. Огнепроводный шнур бывает двух типов: ОША — асфальтированный и ОШЭ — экструзионный. Время горения ОШ при испытании отрезка длиной 60 см должно быть в пределах 60—70 с.

3.6. Взрываемость горных пород и расход ВВ

Взрываемость — сопротивляемость горных пород разрушению при взрывании — характеризуется расходом ВВ на 1 м³ массива, который зависит от двух групп факторов. К первой группе факторов следует отнести природные, горно-геологические, такие, как трещиноватость пород, направление основной системы трещин, крепость пород, их вязкость и хрупкость. Ко второй группе — требуемое качество дробления и характер приложения взрывных нагрузок (параметры зарядов, их взаимодействие в пространстве и во времени, длительность воздействия на массив, изменение форм работы взрыва и детонационных процессов).

Классификация горных пород по трещиноватости массивов, с учетом крепости пород и их плотности, позволяет установить эталонный удельный расход ВВ при дроблении массива до определенного размера куска. Только зная категорию породы по трещиноватости (табл. 7), с учетом крепости пород, можно технически грамотно обосновать такие параметры зарядов, как диаметр, тип ВВ, эффективную схему взаимодействия зарядов и т. д. Влияние этих параметров учитывается поправочными коэффициентами, корректирующими эталонный расход ВВ.

Показателем трещиноватости в классификации принято среднее расстояние между трещинами (средний размер отдельности в массиве) и обратная ей величина — удельная трещиноватость. Каждая категория пород характеризуется содержанием в массиве крупных отдельностей.

Зная размер негабаритного куска в зависимости от принятого оборудования, по данным табл. 8 для любой категории пород по трещиноватости устанавливается процент негабарита в массиве до взрыва.

Эталонный удельный расход ВВ в зависимости от категории пород по трещиноватости, а также от крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова приведен в табл. 8. За эталонное ВВ принят граммонит 79/21 при диаметре скважин 250 мм, высоте уступа 10—15 м, кондиционном куске 500 мм и плотности пород 2,6 т/м³. При определении расчетного удельного расхода ВВ вводятся поправки в эталонный удельный расход, учитывающие другой тип ВВ, размер кондиционного куска, диаметр скважин, плотность пород.

В табл. 8 приведен ориентировочный средний размер куска взорванной породы. Его можно ориентировочно определить для пород любой категории по трещиноватости, зная требуемый размер кондиционного куска и задавая выход негабарита после взрыва, по выражению

$$d_{\text{ср}} = 0,27 d_{\text{к}} \left(1 - \frac{V_{\text{н}}}{V_{\text{н. м}}} \right)^3,$$

Классификация пород по степени трещиноватости междуведомственной комиссии по взрывному делу

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость	Содержание, %, в массиве отдельных размеров, мм					
				+300	+500	+700	+1000	+1500	+2000
I	Чрезвычайно трещиноватые	До 0,1	Более 10	До 10	До 5	Близко к 0	Нет	Нет	Нет
II	Сильнотрещиноватые	0,1—0,5	2—10	10—70	5—40	До 30	До 5	Близко к нулю	Нет
III	Среднетрещиноватые	0,5—1	1—2	70—100	40—100	30—80	5—40	До 10	Близко к нулю
IV	Малотрещиноватые	1—1,5	0,65—1	100	100	80—100	40—100	10—50	До 10
V	Практически монолитные (исключительно крупные)	Более 1,5	Менее 0,65	100	100	1000	1000	Более 50	Более 10

где $d_{\text{ср}}$ — средний размер куска после взрыва, см; d_k — размер кондиционного куска, см; V_n — расчетный (заданный) выход негабарита, % (принимается 3—5 и до 15 % от содержания негабарита в массиве в зависимости от его размеров и категории пород по трещиноватости); $V_{n.m}$ — содержание негабарита в массиве до взрыва, % (принимается по табл. 7).

Таблица 8

Эталонный удельный расход ВВ для разных по трещиноватости и крепости горных пород

Категория трещиноватости пород	Взрываемость пород	Плотность пород, т/м ³	Коэффициент крепости по шкале М. М. Проготьяконова*	Удельный расход ВВ (кг/м ³) в зависимости от крепости пород			Ориентировочный средний размер куска взорванной породы, см
				2—5	6—10	11—20	
I	Легковзрываемые	2,4—2,7	3—20 (5—10)	0,3	0,35	0,45	10—15
II	Средневзрываемые	2,5—2,7	3—20 (5—10)	0,4	0,5	0,6	16—20
III	Трудновзрываемые	2,6—2,8	3—20 (8—14)	0,65	0,75	0,9	21—25
IV	Весьма трудновзрываемые	2,6—2,9	3—20 (11—16)	0,85	1	1,2	26—30
V	Исключительно трудновзрываемые	2,7—3	3—20 (14—20)	1	1,2	1,4	31—35

*В скобках указана наиболее распространенная крепость пород f .

3.7. Параметры скважинных зарядов при уступной отбойке

Скважины могут быть вертикальными и наклонными при однорядном или многорядном их расположении. Наклонные скважины обеспечивают лучшее дробление, лучшую проработку подошвы уступа, снижение расхода ВВ, меньшее нарушение пород в сторону массива, что в конечном итоге снижает стоимость единицы объема горной массы. Параметрами скважинных зарядов при уступной отбойке являются (рис. 3.3) высота уступа H_y , диаметр скважины d , линия сопротивления по подошве уступа (ЛСПП) W , глубина перебура $l_{\text{пер}}$, длина заряда l_z , длина забойки $l_{\text{заб}}$, расстояние между скважинами в ряду a , расстояние между рядами скважин b .

Диаметр скважин является наиболее важным параметром, так как он определяет элементы расположения скважин на уступе. Диаметр скважин принимают в зависимости от катего-

Таблица 9

Рекомендуемые параметры в зависимости от блочности массива

Блочность массива (категория трещиноватости)	Соотношение размеров максимальной отдельности и кондиционного куска	Требуемое воздействие взрыва на массив	Рекомендуемый диаметр скважины, мм	Коэффициент взрывной эффективности ВВ	Схема КЗВ
Мелкоблочный (I—II)	<1	Разделение отдельных частей практически без дробления	>250	0,9*	Порядная
Среднеблочный (III)	1—2	Дробление крупных отдельных частей минимум на две части	190—250	0,9—1,1	Врубовая и диагональная с увеличенным $m = a/W$
Крупноблочный (IV и V)	>2	Интенсивное дробление крупных отдельных частей	<190	>1,1	То же

* В мелкоблочных породах I и II категорий по трещиноватости при коэффициенте крепости пород более 15 целесообразен коэффициент взрывной эффективности ВВ не ниже 1,1—1,2.

рии пород по трещиноватости с учетом требуемого соотношения размеров максимальной отдельности в массиве и кондиционного куска (табл. 9). В табл. 9 также приведено требуемое воздействие взрыва на массив и целесообразные схемы короткозамедленного взрывания при многорядном расположении скважин.

В породах мелкоблочной структуры, особенно при большой мощности предприятий (более 10 млн м³ в год) целесообразно применение тяжелых буровых станков при диаметре скважин 320 мм и более.

В крупноблочных породах интенсивное дробление достигается применением скважин малого диаметра (120, 160 мм).

Перебур скважин необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа. Перебур принимается в зависимости от диаметра скважин [$l_{\text{пер}} = (10 \div 15)d$], от ЛСПП ($l_{\text{пер}} = 0,3 W$) или высоты уступа ($l_{\text{пер}} = 0,2 H_y$). При горизонтальном напластовании величина перебура может быть уменьшена против указанной на 50 %. Если подошва уступа сложена слабыми породами или пластом полезного ископаемого, то перебур не делают. Глубина скважины с перебуром $l_c = H_y + l_{\text{пер}}$, при наклонных скважинах $l_c = H_y / \sin \alpha + l_{\text{пер}}$, где α — угол наклона скважин, градус.

Забойка скважин повышает качество дробления, уменьшает выброс породы и величину ударной воздушной волны. Для забойки используют буровую мелочь, хвосты обогатительных фабрик, мелкую породу с размером кусков до 50 мм, песок.

Длину забойки принимают равной $0,75 W$, но не менее $20 d$. Иногда вместо забойки применяют взрывание с запирающим зарядом массой до 5 % основного заряда. Эталонный удельный расход ВВ принимается по данным табл. 8 в зависимости от категории пород по трещиноватости и их крепости.

Для условий, отличающихся от эталонных, определяется расчетный удельный расход ВВ (кг/м^3) путем введения поправок по зависимости

$$q = q_0 k_1 k_2 k_3 k_4 \gamma / 2,6,$$

где q_0 — эталонный расход ВВ, кг/м^3 (см. табл. 8); k_1 — поправочный коэффициент на размер кондиционных кусков, принимается по следующим данным:

Требуемый размер кондиционных кусков, мм	100	250	500	750	1000	1250	1500	2000
Поправочный коэффициент k_1	1,9	1,3	1	0,85	0,75	0,7	0,65	0,55

k_2 — поправочный коэффициент, учитывающий изменение диаметра скважины с ниже приведенными значениями:

Диаметр скважины, мм	100	200—250	300
Поправочный коэффициент k_2	0,8	1	1,2

k_3 — поправочный коэффициент на заданный процент выхода негабарита, определяется по зависимости $k_3 = 1 - V_n/V_{н.м}$, где V_n — задаваемый (расчетный) выход негабарита, %; $V_{н.м}$ — содержание негабаритных кусков в массиве, %; γ — плотность породы, т/м^3 ; k_4 — коэффициент относительной работоспособности.

Удельный расход ВВ может быть принят по практическим данным.

Тип ВВ принимается с учетом степени обводненности скважин, крепости пород, требуемого характера воздействия на массив в зависимости от его блочности, диаметра скважин, способа и средств механизированного заряжания.

Линия сопротивления по подошве (ЛСПП) (м) определяется по величине расчетного удельного расхода ВВ (или принятого из практики работы данного предприятия) и вместимости скважин (от их диаметра и плотности ВВ):

$$W = 0,9 \sqrt{p/(qm)},$$

где p — вместимость ВВ на 1 м скважин, кг ($p = 7,85 d^2 \Delta$); d — диаметр скважины, дм ; Δ — плотность ВВ, кг/дм^3 ; m — относительное расстояние между скважинами ($m = 0,8 \div 1,4$).

При определении ЛСПП по указанной зависимости величина перебуря принята равной 0,2 высоты уступа, величина забойки — $1/3$ длины заряда. Для наклонных скважин $W = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{p/(qm)}$.

Расчетная ЛСПП должна быть больше или равна допустимой по безопасности бурения первого ряда скважин, которая определяется по формуле:

$$W_6 = H_y \operatorname{ctg} \alpha + c,$$

где H_y — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, градус; $c = 3$ м — безопасное расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

Расстояния между скважинами в ряду Q и между рядами b принимаются:

$$a = mW; \quad b = (0,85 \div 1) W, \text{ при КЗВ } b = W.$$

Максимальное расстояние между рядами

$$b_{\max} = p(L_c - l_{\text{заб}})/(aH_yq).$$

Величину заряда в скважине определяют по формуле

$$Q = qH_yWa.$$

Для максимального выхода горной массы с 1 м скважины и в обводненных условиях применяют сплошные удлиненные заряды. Когда вместимость скважин используется не полностью (частично при взрывании по углю, слабым породам), при пересечении скважинной карстовых полостей, слабых или трудно-взрываемых пропластков применяют рассредоточенные заряды с воздушными или инертными промежутками. Заряды с воздушными промежутками улучшают качество дробления.

При высоте уступа до 20 м заряд рассредоточивают на две части: в нижнюю часть скважины помещают 0,6—0,7 расчетной величины заряда, а в верхнюю — оставшуюся. Высота воздушных промежутков составляют 0,17—0,35 общей длины заряда. Оптимальную длину промежутков для конкретных условий определяют экспериментально.

3.8. Порядок взрывания скважин

Взрывание зарядов в скважинах может быть мгновенным или короткозамедленным с интервалом замедления от 0,005 до 0,25 (практически в пределах 15—75 мс).

Наибольший эффект короткозамедленного взрывания достигается при многорядном расположении скважин.

При короткозамедленном взрывании (КЗВ) скважинных зарядов существенно улучшаются показатели взрывных работ: по-

вышается равномерность дробления, уменьшается нарушенность массива от предыдущего взрыва, сокращается выход негабарита, уменьшается расход ВВ на 10—15 %, сокращается ширина развала в 1,2—1,3 раза и зона разлета осколков, а также уменьшается сейсмический эффект.

При КЗВ важно правильно определить интервал замедления. При его увеличении повышается эффект взрыва, но может произойти подбой смежных скважин. Интервал замедления устанавливается обычно опытным путем. Ориентировочно интервал замедления (мс) принимают по следующей зависимости:

$$\tau = W k_{\tau},$$

где W — ЛСПП, м; k_{τ} — поправочный коэффициент в зависимости от категории пород по трещиноватости: I категория — 6; II категория — 5; III категория — 4; IV категория — 3 и V категория — 1,5—0,5.

При КЗВ применяют различные схемы инициирования зарядов, реализуемые в виде схем соединения (коммутации) скважин во взрывной сети.

При однорядном взрывании (рис. 3.3, а, б, в) применяют схемы: последовательную и волновую в средневзрываемых породах, схему инициирования через скважину в легковзрываемых породах.

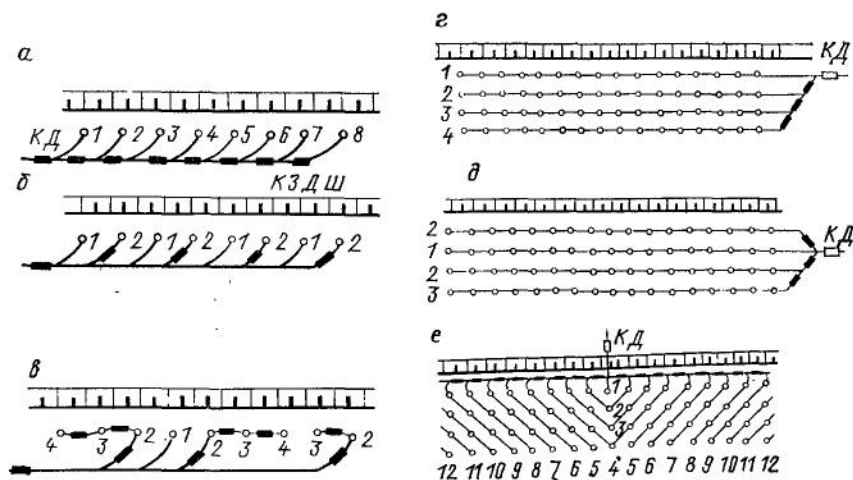


Рис. 3.3. Схемы коммутации зарядов ВВ при однорядном и многорядном короткозамедленном взрывании:

а — последовательная; б — через скважину; в — волновая; г — порядковая; д — с продольным врубом; е — с клиновым торцевым зубом; 1—12 — порядок взрывания рядов скважин

При многорядном короткозамедленном взрывании (рис. 3.3, *г, д, е*) применяются различные схемы: порядковые, диагональные, врубовые с поперечным врубом, клиновую, трапециевидную диагональную.

При порядковых схемах интервалы замедления между смежными рядами $\tau = 25 \div 75$ мс. Эти схемы целесообразны при повышенных величинах W и b , а также при взрывании пород I и II категории по трещиноватости и полезного ископаемого без переизмельчения.

Диагональные и врубовые схемы более совершенны, так как ведут к образованию дополнительных свободных поверхностей, в ряде случаев к дополнительному соударению породных кусков и направленному формированию развала; рекомендуются в породах III, IV и V категорий по трещиноватости.

Схемы с продольным врубом широко применяются при проведении траншей, а также на уступах для уменьшения ширины развала, что достигается удалением врубового ряда от их верхней бровки.

Величина перебура скважин врубового ряда на 1—2 м больше остальных. Данные схемы обеспечивают качественное дробление, но характеризуются выбросом породы в сторону массива, недостаточной проработкой подошвы и увеличением сейсмического действия взрыва.

Схемы с поперечным врубом обеспечивают сокращение ширины развала на 20—30 % и позволяют улучшить дробление.

3.9. Развал взорванной породы

Горная порода в массиве, имеющая форму заходки в результате разрыхления под действием взрыва, приобретает новую форму развала (рис. 3.4). Площадь развала в его поперечном сечении $S_{\text{раз}}$ больше площади заходки S_3 в массиве приблизительно на величину коэффициента разрыхления k_p породы:

$$S_{\text{раз}} \approx k_p S_3.$$

Размеры развала (ширина понизу B_p ,верху B_p' и высота развала) зависят от соотношения сил действия взрыва, сил сопротивления породы разрушению и схемы взрывания.

При однорядном взрывании уменьшенных зарядов с целью сотрясения породы, когда коэффициент разрыхления взорванной породы не превышает 1,1—1,2, ширина развала оказывается небольшой:

$$B_p = (1,2 \div 1,3) W.$$

При взрывании нормальных зарядов с целью дробления породы развал приобретает форму, близкую к треугольной, а ши-

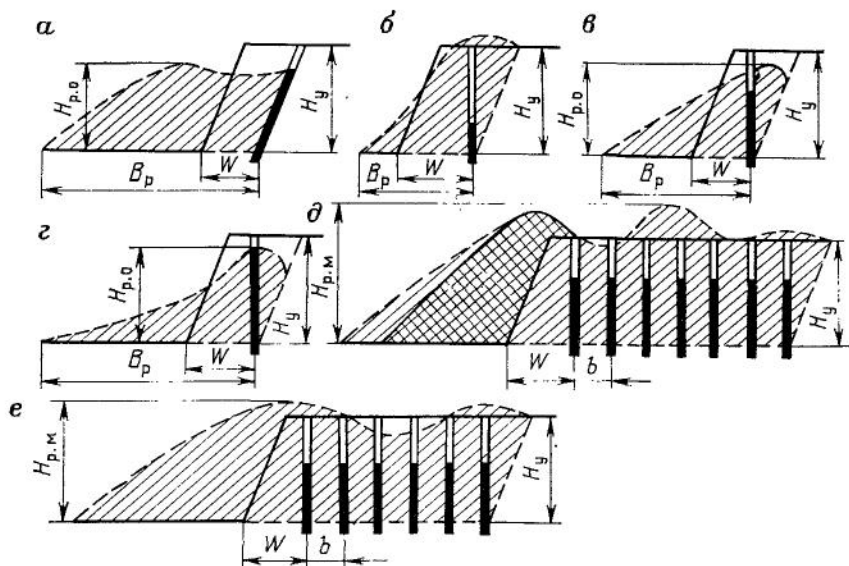


Рис. 3.4. Профиль и параметры развала:

a, б, в, г — при однородном взрывании соответственно наклонных, вертикальных уменьшенных, нормальных и усиленных зарядов; *д* — при многорядном взрывании при наличии подпорной стенки; *е* — то же, при отсутствии подпорной стенки; B_p — ширина развала; W — линия сопротивления на подопье уступа; *в* — расстояние между скважинами; $H_{p.o}$ — высота развала при однородном взрывании; $H_{p.m}$ — то же, при многорядном короткозамедленном взрывании; H_y — высота уступа

рину, равную $(2,5 \div 3) W$. При взрывании усиленных зарядов в породах высокой крепости ширина развала увеличивается до $B_p = (4 \div 6) W$ за счет отброса породы под действием взрыва.

При многорядном взрывании существенное значение имеет высота развала, которая превышает высоту уступа на 5—30 %, а при взрывании в зажатой среде (с подпорной стенкой) — на 15—40 %.

Регулировать ширину развала можно за счет изменения ширины заходки, линии наименьшего сопротивления, угла наклона скважин, сетки скважин, величины и конструкции заряда, диаметра скважины, типа ВВ, интервала замедления. При железнодорожном и конвейерном транспорте на рабочих уступах стремятся получить ширину развала, кратную шагу переукладки транспортной магистрали, так как это позволяет сократить требуемый объем трудоемких путепереукладочных работ.

Расчеты размеров развала производят по специальным методикам с учетом удельного расхода ВВ, высоты уступа и ширины взрывающей заходки, взрываемости породы и других факторов.

3.10. Вторичное дробление

Процесс вторичного дробления на рабочей площадке в карьере включает разрушение негабаритных кусков взрыванием, механическим и другими способами.

Взрывное разрушение негабаритных кусков осуществляется посредством взрывания шпуровых и накладных зарядов.

Шпуры диаметром 25—60 мм и глубиной 0,25—0,5 толщины негабарита бурят (обычно один шпур на кусок) перфораторами.

Удельный расход ВВ составляет 0,3—0,6 кг/м³. С целью уменьшения разлета осколков применяют малые заряды высокобризантного ВВ с гидрозабойкой.

Накладные заряды применяют при хрупких и легкодробимых породах. Удельный расход ВВ при накладных зарядах 1,3—2 кг/м³.

Более эффективны в качестве накладных зарядов кумулятивные шашки типа ЗКН-КЗ и ЗКП.

При механическом способе дробления негабарита используется сила тяжести падающего груза массой 1,5—5 т. Агрегат для дробления негабарита создается на подъемном кране. Кроме того, применяются гидравлические бутобои специальной конструкции, которые находят все более широкое применение.

3.11. Расчеты зарядов и параметров расположения скважин

Параметры буровзрывных работ взаимосвязаны, и поэтому расчет их представляет сложную многовариантную итерационную задачу, особенно в том случае, когда ставится цель достичь не только приемлемых технических результатов, но и наименьших расходов на подготовку горной массы к выемке и погрузке, а иногда также на весь процесс ее разработки.

Сложные расчеты БВР могут быть выполнены с достаточной степенью надежности лишь высококвалифицированными специалистами с достаточно полным учетом опытных данных.

В настоящее время эти расчеты выполняются с применением ЭВМ и автоматизированных банков данных. Благодаря автоматизированным системам в короткие сроки производятся не только сложные расчеты, но также изготавливается вся необходимая документация.

В практике применяются различные методики и алгоритмы как ручных, так и автоматизированных расчетов в зависимости от категории взрываемости и крепости пород для одиночных скважин, для однорядных и многорядных взрывов, для накладных зарядов, для взрывания в зажатой среде при проходке траншей и т. п. Обычно, принимая в качестве исходных ряд параметров для конкретных пород, производят расчеты не-

скольких вариантов и, таким образом, подбирают для заданных условий технически приемлемые, т. е. отвечающие взаимосвязям и ограничениям, а также экономически целесообразные основные элементы, параметры и показатели БВР.

В простейшем случае масса заряда Q_3 в одной скважине при заданных высоте уступа H_y , диаметре скважины d_c , типе ВВ и параметрах сетки скважин W и a определяется по формуле

$$Q_3 = qV_c = qaWH_y,$$

где q — удельный расход ВВ на единицу объема взрываваемой породы, кг/м^3 ; V_c — объем породы, взрываваемой одной скважиной, м^3 .

Полученное значение массы заряда в скважине должно быть проверено на вместимость:

$$Q_3 \leq Q_{\max} = p(l_c - l_3),$$

где l_c — глубина скважины с перебором, м; l_3 — длина забойки, м; p — вместимость 1 м скважины, кг/м ($p = 7,85 d_c^2 \Delta$).

Плотность заряжения при ручном заряжении составляет $0,9 \text{ кг/мм}^3$, при механизированном — 1 кг/дм^3 , а для водонаполненных ВВ — $1,2\text{--}1,4 \text{ кг/дм}^3$.

Если $Q_3 > Q_{\max}$, то необходимо уменьшить Q или увеличить d_c , а затем повторить расчет.

При планировании и проектировании взрывных работ обычно требуется для конкретных геологических условий и заданной степени дробления, а иногда и для заданных параметров развала определить не только массу заряда, но и параметры сетки скважин, конструкцию заряда, а также выбрать схему коммутации, тип ВВ, диаметр скважины, угол ее наклона, определить интервал замедления, ширину и высоту развала и т. д. Порядок расчетов при этом оказывается довольно сложным. Известны и применяются в практике различные методики расчетов.

Расчет параметров буровзрывных работ в условиях легко взрываемых пород при шнековом бурении скважин диаметром 125, 160 и 200 мм, например, на угольных карьерах, характерен тем, что параметры сетки скважин a и b обычно не рассчитываются, а принимаются на основе опыта практической работы с учетом того, что расстояние от первого ряда скважин до верхней бровки уступа должно быть не менее 3 м.

$$c = W - H_y \operatorname{ctg} \alpha,$$

где α — угол откоса уступа; W — линия сопротивления по подошве.

Методика расчета параметров БВР в крепких скальных породах при многорядном короткозамедленном взрывании, если заданы высота уступа H_y , категория пород по трещиноватости

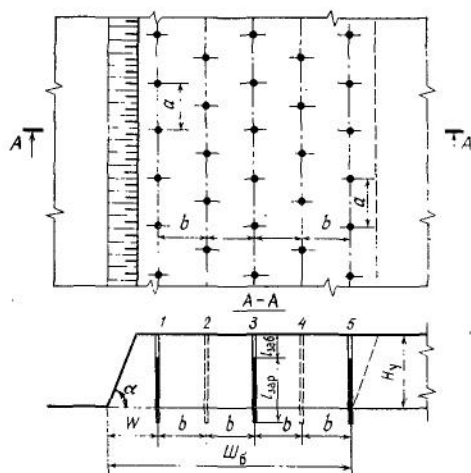


Рис. 3.5. Параметры за-
боя и расположение
скважин при короткоза-
медленном многорядном
взрывании

и крепость пород и если требуется иметь ширину развала B_p , вынимаемую экскаватором принятой модели за кратное число заходов n_3 , показана на следующем примере (рис. 3.5).

ПРИМЕР. Исходные данные: модель экскаватора ЭКГ-8И, вид транспорта — железнодорожный, коэффициент крепости пород $f=11$ (по классификации проф. Протодяконова), трещиноватость III категории, скважины обводненные, высота уступа $H_y=12$ м, угол откоса $\alpha=75^\circ$, длина взрываемого блока $L_0=200$ м.

1. Определяем требуемые параметры развала, вынимаемого за три заходки.

Ширина экскаваторной заходки

$$A = 1,7R_{ч. y} = 1,7 \cdot 11,9 = 20,2 \text{ м.}$$

Требуемая ширина развала

$$B_p = An_3 = 20,2 \cdot 3 = 60,6 \text{ м.}$$

Ожидаемая высота развала

$$h_p \approx (1,2 \div 1,25) H_y = (1,2 \div 1,25) 12 = 14 \div 15 \text{ м}$$

соответствует требованиям безопасности, так как

$$h_p < 1,5H_{ч \max} = 1,5 \cdot 12,5 = 18,7.$$

2. Определяем параметры скважинного заряда. Выбор диаметра скважины и типа ВВ.

Породы III категории по трещиноватости (см. табл. 7) относятся к среднетрещиноватым, в массиве имеются куски с размерами более 2 м. Для дробления таких массивов в соответствии с рекомендациями табл. 9 принимаем ВВ со средним коэффициентом взрывной эффективности при диаметре скважин 200 мм. С учетом обводненности скважин и крепости пород принимаем в качестве ВВ гранитол-1.

Размер кондиционного куска по вместимости ковша экскаватора

$$d_k = 0,75 \sqrt[3]{E} = 0,75 \sqrt[3]{8} = 1,5 \text{ м.}$$

Эталонный удельный расход ВВ принимаем по данным табл. 8 для пород III категории трещиноватости с коэффициентом крепости $f=11$: $q_0=0,9$ кг/м³.

Расчетный удельный расход ВВ для конкретных условий примера

$$q = q_0 k_1 k_4 = 0,9 \cdot 0,7 \cdot 1,03 = 0,65 \text{ кг/м}^3,$$

где k_1 — поправочный коэффициент на размер кондиционного куска 1500 мм, равен 0,7; k_4 — коэффициент относительной работоспособности для граи-тола-1;

$$k_4 = A_3/A;$$

A_3 и A — идеальная работа взрыва эталонного и принятого ВВ; $k_4=1,03$.

Вместимость 1 м скважины

$$p = 7,85 d^2 \Delta = 7,85 \cdot 2,0^2 \cdot 0,925 = 29 \text{ кг/м},$$

где d — диаметр скважины с учетом разбуривания, дм; Δ — плотность заряда в скважине, кг/дм³.

Линия сопротивления по подошве уступа

$$W = 0,9 \sqrt{p/q} = 0,9 \sqrt{29/0,65} = 6 \text{ м.}$$

ЛСПП по условиям безопасности при бурении 1-го ряда скважин

$$W_6 = H_y \operatorname{ctg} \alpha + c = 12 \operatorname{ctg} 75^\circ + 3 = 6,2 \text{ м.}$$

Условие $W \geq W_6$ не выполняется. Из условия безопасности расчетную ЛСПП принимаем $W_p=6,5$ м.

Расстояние между скважинами в ряду определяем исходя из принципа пропорциональности заряда объему разрушаемой породы:

$$a = 0,8 \frac{p}{q W_p} = 0,8 \frac{29}{0,65 \cdot 6,5} = 5,5 \text{ м.}$$

Относительное расстояние при принятых параметрах сетки скважин

$$m = a/W = 5,5/6,5 = 0,85,$$

что соответствует опыту работы в карьере ($m=0,8 \div 1,4$).

Расстояние между рядами скважин при многорядном КЗВ

$$b = W_p = 6,5 \text{ м.}$$

Глубину перебура скважин принимаем $h_{\text{пер}}=0,2 H_y=0,2 \cdot 12=2,4$ м.

Принятый перебур соответствует условию $h_{\text{пер}}=(10 \div 15) d=(10 \div 15) 0,2=2 \div 3$ м.

Глубина скважины $l_c = H_y + h_{\text{пер}} = 12 + 2,4 = 14,4$ м.

Масса заряда в скважине

$$Q_3 = q H_y W_p a = 0,65 \cdot 12 \cdot 6,5 \cdot 5,5 = 278 \text{ кг.}$$

Принимаем величину заряда в скважине 280 кг.

Длина заряда в скважине

$$l_{\text{зар}} = Q/p = 280/29 = 9,65 \text{ м.}$$

Длина забойки

$$l_{\text{заб}} = l_c - l_{\text{зар}} = 14,4 - 9,65 = 4,75 \text{ м,}$$

что соответствует условию $l_{\text{заб}} \geq 20 d = 20 \cdot 0,2 = 4$ м.

3. Определяем параметры блока и развала породы.

Ширина развала породы от первого ряда скважин (см. рис. 3.5)

$$B_{p1} = k_b k_{кз} \sqrt{q} H_y = 3 \cdot 0,9 \sqrt{0,65} \cdot 12 = 25,92 \text{ м},$$

где k_b — коэффициент взрываемости породы ($k_b = 3 \div 3,5$ для трудновзрывае-
мых, $k_b = 2,5 \div 3$ — для средневзрывае-
мых и $k_b = 2 \div 2,5$ для легковзрывае-
мых пород); $k_{кз}$ — коэффициент дальности отброса породы (при мгновенном
взрывании $k_{кз} = 1$, при интервале замедления 25 мс $k_{кз} = 0,9$).

Принимаем 26 м.

Ширина взрывае-
мого блока

$$Ш_6 = B_p - B_{p1} + W = 60,6 - 26 + 6,5 = 41,1 \text{ м}.$$

Расчетное число рядов скважин при $b=W$

$$n_p = Ш_6 / W = 41,1 / 6,5 = 6,32.$$

Принимаем $n_p = 6$ рядов.

Фактическая ширина взрывае-
мого блока

$$Ш_{д. ф} = n_p W = 6 \cdot 6,5 = 39 \text{ м}.$$

Фактическая ширина развала взорванной породы

$$B_{р. ф} = B_{p1} + (n - 1) b = 26 + (6 - 1) 6,5 = 58,5 \text{ м}.$$

Фактическая ширина экскаваторной заходки

$$A_{ф} = B_{р. ф} / n_3 = 58,5 / 3 = 19,5 \text{ м}.$$

Объем взрывае-
мого блока

$$V_6 = L_6 Ш_{д. ф} H_y = 200 \cdot 39 \cdot 12 = 93\,600 \text{ м}^3.$$

Суммарная длина скважины в блоке

$$\Sigma l_c = \frac{L_6}{a} n_p l_c = 200 / 55 \cdot 6 \cdot 14,4 = 36 \cdot 6 \cdot 14,4 = 3110,4.$$

Выход взорванной горной массы с 1 м скважины

$$q_{г. м} = \frac{V}{\Sigma l_c} = 93\,600 / 3110,4 = 30 \text{ т/м}^3.$$

Количество ВВ на взрыв блока

$$Q_6. ф = Q_3 L_6 / a n_p = 280 \cdot 200 / 5,5 \cdot 6 = 280 \cdot 36 \cdot 6 = 60\,480 \text{ кг}.$$

$$Q_6. ф = 60,48 \text{ т}.$$

Фактический удельный расход ВВ по блоку

$$q_{ф} = Q_6. ф / V = 60\,480 / 93\,600 = 0,646 \text{ кг/м}^3,$$

что практически совпадает с принятым удельным расходом ВВ при расчете
параметров: $q_p = 0,65 \text{ кг/м}^3$.

4. Объем негабарита по взрывному блоку.

Породы III категории трещиноватости (см. табл. 7) содержат в мас-
сиве до взрыва негабаритные куски (размером 1500 мм) до 10 %.

Объем негабарита до взрыва в массиве

$$V_n = 0,1 V = 0,1 \cdot 93\,600 = 9\,360 \text{ м}^3.$$

В эталонный удельный расход ВВ, а также в принятый расчетный зало-
жен выход негабарита не более 3 ÷ 5 % объема негабарита в массиве.

Объем негабарита после взрыва

$$V_{н. вз} = V_n \frac{(3 \div 5)}{100} = 9\,360 (0,03 \div 0,05) = 280 \div 468 \text{ м}^3.$$

Принимаем выход негабарита возможно максимальным (5 %) от содержания в массиве $V_{н\max} = 468 \text{ м}^3$.

5. Расход ВВ на разделку негабарита.

Принимаем удельный расход ВВ при разделке негабарита накладными зарядами $q_n = 1,5 \text{ кг/м}^3$.

Расход ВВ при этом

$$Q_n = q_n V_{н\max} = 1,5 \cdot 468 = 702.$$

6. Общий расход ВВ по блоку с разделкой негабарита

$$Q_{об} = Q_{с.ф} + Q_n = 60480 + 702 = 61182 \text{ кг}.$$

Общий удельный расход ВВ по блоку с разделкой негабарита

$$q_{об} = Q_{об}/V = 61182/93600 = 0,654 \text{ кг/м}^3.$$

Расчет параметров скважинных зарядов по данным предыдущего примера, но при условии, что порода поступает для дробления на щековую дробилку 1500×1200 , для которой максимальный размер куска составляет 1 м. Принимаем $d = 250 \text{ мм}$, так как при диаметре скважин 200 мм относительное расстояние будет менее 0,8, что нецелесообразно.

1. Эталонный удельный расход

$$q_э = 0,9 \text{ кг/м}^3.$$

2. Расчетный удельный расход ВВ

$$q_p = 0,9 \cdot 0,75 \cdot 1,03 = 0,7 \text{ кг/м}^3.$$

3. Вместимость 1 м скважины для гранитола-1

$$p = 7,85 \cdot 2,5^2 \cdot 0,925 = 45,4 \text{ кг/м}.$$

4. ЛСПП при $m=1$

$$W = 0,9 \cdot 45,4/0,7 = 8 \cdot 0,9 = 7,2.$$

5. ЛСПП по безопасности бурения

$$W_с = 12 \text{ ctg } 75^\circ + 3 = 6,2 \text{ м}.$$

6. Принимаем параметры сетки $a=b=W=7 \text{ м}$.

7. Масса заряда в скважине

$$Q_c = 0,7 \cdot 12 \cdot 7 \cdot 7 = 411,6 \text{ кг}.$$

Принимаем $Q_c = 400 \text{ кг}$.

8. Величина перебура $h_{пер} = 10 \text{ д} = 10 \cdot 0,25 = 2,5 \text{ м}$.

9. Глубина скважин $l_c = H_y + h_{пер} = 12 + 2,5 = 14,5 \text{ м}$.

10. Длина заряда в скважине

$$l_{зар} = 400/45,4 = 8,8 \text{ м}.$$

11. Длина забойки $l_{заб} = 14,5 - 8,8 = 5,7$.

Соотношения выполняются при

$$l_{заб} \geq 20d = 20 \cdot 0,25 = 5 \text{ м};$$

$$l_{заб} \geq 0,75W = 0,75 \cdot 7 = 5,25;$$

$$l_{заб} \geq \frac{1}{3} l_c = \frac{14,5}{3} = 4,8.$$

12. Негабарит в массиве до взрыва $d_n \geq 1000 \text{ мм}$ от 5 до 40 %, примем максимальный, равный 40 %. После взрыва остается 10 % от содержания в массиве, т. е. 4 %.

13. Ширина развала от первого ряда скважин

$$B_{p1} = 3 \cdot 0,9 \sqrt{0,7 \cdot 12} = 27 \text{ м.}$$

14. Ширина взрываемого блока

$$Ш_6 = B_p - B_{p1} = 60 - 27 + 7 = 40 \text{ м.}$$

15. Расчетное число рядов скважин $n_p = 40/7 = 5,7$.

Принимаем $n_p = 5$ рядом.

16. Фактическая ширина взрываемого блока

$$Ш_{6.ф} = 7 \cdot 5 = 35 \text{ м.}$$

17. Фактическая ширина развала

$$B_{p.ф} = B_{p1} + (5 - 1) 7 = 27 + 4 \cdot 7 = 27 + 28 = 55 \text{ м.}$$

18. Фактическая ширина экскаваторной заходки

$$A_{ф} = 55/3 = 18,3 \text{ м.}$$

19. Объем взрываемого блока

$$V_6 = L_6 Ш_6 H_y = 200 \cdot 35 \cdot 12 = 84\,000 \text{ м}^3.$$

20. Суммарная длина скважин в блоке

$$\Sigma l_c = 200/7 \cdot 5 \cdot 14,5 = 20 \cdot 5 \cdot 14,5 = 2030 \text{ м.}$$

21. Выход горной массы с 1 м скважины

$$q_{г.м} = 84\,000/2\,030 = 41,4 \text{ м}^3/\text{м.}$$

22. Расход ВВ на блок

$$Q_6 = 400 \cdot 28 \cdot 5 = 56\,000 \text{ кг.}$$

23. Фактический удельный расход ВВ

$$q_{ф} = 56\,000/84\,000 = 0,666 \text{ кг/м}^3,$$

что отличается от расчетного на 4,85 %.

24. Объем негабарита в массиве

$$V_{н.м} = 0,4 \cdot 84\,000 = 33\,600 \text{ м}^3.$$

25. Объем негабарита после взрыва

$$V_n = 0,1 V_{н.м} = 0,1 \cdot 33\,600 = 3\,360 \text{ м}^3.$$

26. Расход ВВ на разделку негабарита при $q_n = 1,5 \text{ кг/м}^3$

$$Q_n = 1,5 \cdot 3\,360 = 5\,040 \text{ кг.}$$

27. Общий расход ВВ $Q_{об} = 56 + 5,04 = 61,4 \text{ т.}$

28. Удельный расход ВВ на первичном и вторичном взрывании

$$q_{об} = 61\,400/84\,000 = 0,73 \text{ кг/м}^3.$$

29. Выход негабарита от объема блока

$$V_{н\%} = 3\,360/84\,000 \cdot 100 = 4 \text{ \%}.$$

3.12. Организация и безопасность взрывных работ

Взрывные работы должны проводиться в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах». На каждый отдельный массовый взрыв составляется техниче-

ский проект (расчет, паспорт), учитывающий конкретно задачи и условия производства данного взрыва. Этот проект утверждается главным инженером карьера. Взрывание шпуровыми и наклонными зарядами осуществляют по наряду-путевке.

Технологический проект массового взрыва содержит: массу зарядов в каждой скважине с разделением по сортам ВВ; конкретную схему взрывания; план расположения скважинных зарядов в масштабе 1:500 и выкопировку из плана горных работ в масштабе 1:2000 или 1:5000 с нанесением взрываемых блоков, границ опасной зоны и постов оцепления; перечень организационных мероприятий по проведению взрыва; акт приема — сдачи обуренного блока; перечень мероприятий по обеспечению безопасности взрыва; список ответственных лиц и подразделений, подлежащих оповещению, и другие документы.

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное горнотехническое образование или окончившие специальные курсы, дающие право ответственного ведения взрывных работ. Горные инженеры, горные техники, а также лица, окончившие специальные курсы, могут осуществлять руководство взрывными работами только при наличии у них «Единой книжки взрывника» с правами руководства, полученной после сдачи квалификационного экзамена по программе, утвержденной соответствующим министерством и согласованной с Госпромомнадзором СССР. На карьере руководителем взрывных работ является главный инженер или его заместитель. Одному лицу запрещается руководить взрывными работами и проводить их. К производству взрывных работ допускаются лица не моложе 19 лет, имеющие «Единую книжку взрывника» и стаж горных работ не менее одного года. Для вспомогательных работ (забойника скважин и т. п.) эпизодически могут привлекаться специально проинструктированные рабочие.

Границы опасных зон отмечаются специальными указателями, перед взрывом на этих границах выставляется оцепление.

После доставки взрывчатых материалов (ВМ) на взрываемый блок на расстоянии 50 м от границы блока выставляются ограждения из флажков. При использовании в качестве СВ детонирующего шнура вне пределов этой зоны возможна работа горного и транспортного оборудования.

Заряжают скважины взрывники под руководством горного мастера, проводящего при необходимости корректировку отдельных зарядов в сторону уменьшения. В процессе заряжания производятся замеры глубины скважин, положения заряда и забойки, которые заносятся в проект взрыва. Заряженный блок считается готовым к взрыву после удаления оборудования за пределы опасной зоны, демонтажа близлежащих линий электропередачи и проведения других мероприятий, обеспечивающих безопасность взрыва.

Взрывные работы на карьерах, как правило, проводят в определенные дни и часы. Для удаления людей за пределы опасной зоны дается предупредительный сигнал (обычно сирена). После проверки начальником взрывных работ готовности к взрыву дается боевой сигнал, по которому взрывники производят с безопасного расстояния взрывание электрическим способом или поджигают зажигательные трубки и удаляются в укрытие (блиндаж). После взрыва осматривают блоки и проверяют, нет ли отказов; затем подается сигнал отбоя. Время подготовки и проведения взрывов при хорошей организации в зависимости от величины массового взрыва составляет от 2—3 ч до нескольких суток, кроме того, определенное время занимает подготовка рабочих площадок, коммуникаций и пуск оборудования после взрыва.

К вспомогательным процессам относятся: погрузочно-разгрузочные работы на складах ВВ, подготовка компонентов и изготовление простейших ВВ, транспортирование ВВ к месту заряжания, зарядание и забойка взрывных скважин.

Доставка ВВ в карьер и зарядание осуществляются с помощью зарядных машин производительностью 15—20 т в смену.

Забойка скважин осуществляется с помощью забойных машин-бункеров, транспортирующих и засыпающих в скважину забойный материал. Производительность их до 150 скважин в смену.

При проведении взрывных работ определяют опасные зоны для людей, механизмов и сооружений от разлета осколков породы (не менее 200 м для людей и 100 м для механизмов), от сейсмического эффекта, от действия ударной воздушной волны.

Радиус опасного воздействия воздушной ударной волны взрыва на человека (м)

$$r_{в.ч} = (10 \div 15) \sqrt{Q_{з.о}},$$

где $Q_{з.о}$ — общая масса одновременно взрываемых зарядов ВВ, кг.

Радиус воздействия воздушной ударной волны на сооружения при полном отсутствии повреждений (м)

$$r_{в.с} = 200 \sqrt[3]{Q_{з.о}}.$$

Экономичность буровзрывных работ зависит от выбранного вида бурения, диаметра скважин, сетки их расположения, типа ВВ и организация работ, которые, в свою очередь, определяются буримостью пород, их взрываемостью и обводненностью. Планирование основных показателей буровзрывных работ должно производиться с учетом изменения характеристик пород в плане и по глубине карьера. Затраты на буровзрывные работы зави-

сят от затрат на бурение 1 м скважины, удельного расхода ВВ и заряжания, выхода горной массы с 1 м скважины и других факторов.

Контрольные вопросы

1. При соблюдении какого условия возможен и эффективен процесс разрушения плотных пород?

2. Какими соотношениями выражаются ограничения максимально допустимого линейного размера куска взорванной горной породы при экскаваторном способе разработки?

3. Какие виды буровых станков применяются на карьерах? Назовите рациональные условия их применения.

4. Какими факторами определяется производительность станка шарошечного бурения?

5. Какие виды взрывчатых веществ получили наибольшее распространение на карьерах?

6. В чем преимущества и условия рационального применения эмульсионных ВВ?

7. Какие ВВ пригодны для применения при производстве взрывных работ в обводненных породах?

8. Какие средства взрывания используют при производстве взрывных работ на карьерах?

9. Какими факторами определяется взрываемость горных пород?

10. Как определить величину заряда в скважине?

11. Какие требования предъявляются к размерам развала взорванной породы?

12. Каковы значения (приблизительно) удельного расхода ВВ для пород с различной категорией взрываемости?

13. Как определяется величина заряда в скважине по условию вместимости ВВ?

14. Какое значение линии сопротивления по подошве является наименьшим по условию безопасного бурения первого ряда скважин?

15. Какие условия ограничивают наименьшее допустимое значение длины забойки в скважине?

16. Как определить величину радиуса опасного воздействия воздушной ударной волны взрыва на человека?

4. ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

4.1. Экскавируемость горных пород

Процесс экскавации возможен и эффективен, если усилия копания P_k на режущей кромке ковша, развиваемые экскаватором с учетом режима его работы, превышают силы сопротивления копания менее чем на 10—20 %.

$$P_{k_2} \geq (1,1 \div 1,2) F_k,$$

где k_2 — коэффициент режима работы экскаватора, зависящий от степени загрузки его основных приводов, изменяющийся от

0,6—0,7 при облегченном режиме работы до 1,5—1,6 при режиме частичного стопорения.

Облегченный режим, когда нагрузки в основных рабочих приводах (подъема и напора) и усилия копания не превышают 60—70 % номинальных, допускается в течение нескольких часов работы экскаватора без перерыва.

Номинальный режим, когда нагрузки в приводах и усилие копания соответствуют номинальным ($k_3=0,8\div 1,2$), обеспечивает нормальную работу экскаватора с краткими перерывами. Усиленный режим, когда усилия копания в 1,25—1,4 раза превышают номинальные, допускается периодами по 1—2 ч со значительными перерывами между ними.

Режим частичного стопорения ($k_3=1,5\div 1,6$) допускается не более чем в течение 10—60 мин с перерывами. Паспортная производительность экскаватора и нормы выработки рассчитываются, исходя из его работы в номинальном режиме, и должны корректироваться соответственно условиям его работы в забое. При работе в рыхлых мягких породах, когда обеспечивается облегченный режим, производительность экскаватора должна быть выше на 10—30 %. При работе в полускальных породах без предварительного их рыхления или в скальных, но плохо взорванных, вынужденными являются усиленный режим ($k_3=1,25\div 1,4$) и снижение производительности экскаватора на 30—50 %. Режим работы с частичным стопорением применяется лишь как исключение при разборке плохо взорванных забоев. Экскавируемость горных пород характеризуется сопротивлением породы копанию, которое зависит от физико-технических свойств пород (плотности γ , предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, крепости f , сцепления в массиве c_m), а также от степени трещиноватости и направления трещин. При экскавации скальных взорванных пород большую роль играет их гранулометрический состав — средний размер куска, количество негабаритных кусков породы. При экскавации мягких пород большое значение имеют их влажность, степень налипания к поверхности режущего органа, а в зимнее время — глубина промерзания пород.

Сопротивление копанию приближенно определяется по формуле

$$F_k = k_p S_c = k_F b_c l_c,$$

где S_c — площадь поперечного сечения стружки, срезаемой экскаватором, m^2 ; k_F — удельное сопротивление копанию, которое зависит, главным образом, от физико-технических показателей породы, H/m^2 ; b_c — толщина стружки (глубина внедрения экскавирующего органа); l_c — длина стружки, равная ширине ковша, м.

Для выбора модели экскаватора и для сопоставления пород по экскавируемости может также использоваться относительный

показатель трудности экскавации породы P_3 (по В. В. Ржевскому).

По величине P_3 горные породы, экскавация которых возможна существующими и перспективными выемочными машинами, разделяются на десять классов. Мягкие породы характеризуются показателем $P_3=3\div 6$, плотные и полускальные сильнотрещиноватые — $P_3=9\div 12$, прочные плотные и скальные среднетрещиноватые — $P_3=12\div 15$ и $P_3=18\div 24$, полускальные монолитные и малопрочные скальные — $P_3=24\div 30$.

При экскавации скальных пород требуемое усилие экскаватора (у канатной мехлопаты подъемное) зависит прежде всего от кусковатости взорванной породы. Чем больше размер среднего куска и плотность пород, чем меньше коэффициент разрыхления, тем больше удельное сопротивление копанью.

Аналогично горным породам в массиве разрушенные породы по величине показателя трудности экскавации также делятся на десять классов.

К I—III классам с показателем трудности экскавации P_3 от 3 до 6—9 относятся в основном породы мелкой кусковатости, к IV—VI классам с P_3 от 9—12 до 15—18 — породы средней кусковатости, к VII—X классам с P_3 до 27—30 — породы крупной кусковатости.

4.2. Типы одноковшовых экскаваторов

Одноковшовые экскаваторы выпускают в различном конструктивном исполнении четырех типов: строительные, карьерные и вскрышные, механические лопаты, шагающие драглайны.

Строительные экскаваторы имеют в основном ковши небольшой вместимости (0,5—2,5 м³), универсальное рабочее оборудование (прямую или обратную мехлопату, драглайн и др.), дизельный или дизель-электрический двигатель, часто изготовляются на пневмоколесном ходу и отличаются значительной маневренностью. Они выпускаются с канатным или чаще с гидравлическим приводом.

В последнее время начато производство гидравлических строительных экскаваторов с ковшом вместимостью до 4 м³ и электрическим двигателем.

Небольшие экскаваторы строительного типа предназначены для погрузки, главным образом, мягких пород. Их преимущественно применяют на добыче песка, глин и на земляных работах в строительстве. Строительные экскаваторы с ковшом вместимостью 1,5—2 м³ применяют на небольших карьерах для выемки мелкоразрушенных скальных пород, а с ковшом вместимостью до 4 м³ — для погрузки взорванных скальных пород. На

Таблица 10

Техническая характеристика одноковшовых карьерных гусеничных экскаваторов

Показатели	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20А	ЭКГ-4у
Вместимость основного (сменного) ковша, м³	5,2	8 (6,3 и 10)	12,5 (16)	20 (16 и 25)	4 (5)
Длина стрелы, м	10,5	13,35	18	17	20,6
Наибольший радиус черпания, м	14,5	18,4	22,5	23,4	23,7
Радиус черпания на уровне стояния, м	9,04	12,2	14,8	15,1	14,5
Наибольшая высота черпания, м	10,3	14	10,1	17	22,2
Наибольшая высота разгрузки, м	6,7	9,2	7,6	11,5	17,5
Наибольший радиус разгрузки, м	12,65	16,3	19,9	20,9	22,1
Высота выгрузки при максимальном радиусе разгрузки, м	5,1	5,7	7,6	8	9,4
Радиус вращения кузова, м	5,25	7,78	10,025	10	7,78
Просвет под поворотной платформой, м	1,85	2,7	3,33	3,2	2,7
Усилие на блоке ковша, МН	0,49	0,78	1,225	1,76	0,44
Мощность сетевого двигателя, кВт	250	520	1250	2500	520
Давление на грунт, кПа	211	204	196	320	196
Допускаемый при экскавации уклон рабочей площадки, градус	3	3	3	3	3
Масса экскаватора конструктивная, т	157	338	638	900	336
Напряжение подводимого переменного тока при частоте 50 Гц, В	6000 или 3000	6000 или 3000	6000 —	6000 —	6000 или 3000
Расчетная продолжительность цикла, с	23	26	28	28	30
Цена экскаватора, тыс. руб.	184	349,7	697	1900	352,7
Завод-изготовитель	УЗТМ	Ижорский завод		УЗТМ	Ижорский завод

крупных карьерах экскаваторы строительного типа нередко применяют при раздельной выемке руд, для погрузки угля на конвейеры и вспомогательных работ.

Карьерные экскаваторы (канатные и гидравлические) имеют мощное рабочее оборудование в виде прямой мехлопаты с канатным или гидравлическим приводом и с ковшами вместимостью от 3—5 до 12,5—35 м³. Они предназначены для погрузки

(ЭКГ)

ЭКГ-4,6Б	ЭКГ-5у	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-8у	ЭКГ-8ус	ЭКГ-12ус	ЭКГ-15
4,6	5 (8)	6,3 (8)	8	8 (10; 12,5)	12,5	15
10,5	—	16,5	—	—	—	18
14,4	23,7	19,8	34	19,8	28	22,6
9,04	14,5	13,5	20,4	14,6	17,12	14,8
10,3	22,2	9,6	30	16,7	21,84	16,3
6,7	17,5	12,5	25	12	15,6	10,8
12,65	22,1	17,9	32	18,2	25,28	20
—	9,4	7,7	13,2	7,7	9,58	7,6
—	7,78	7,78	9,65	9,65	9,65	9,65
—	2,765	2,7	3,3	2,765	3,3	3,3
0,44	0,98	0,681	0,82	0,78	1,27	1,47
250	630	520	1250	630	1250	1250
—	226	206	211	236	216	206
3	3	3	3	3	3	3
163	395	340	710	405	685	639
6000	6000	6000	6000	6000	6000	6000
или	—	или	—	—	—	—
3000	30	3000	35	28	32	28
23	30	28	35	28	32	28
120,74	385	362	800	400	800	780
УЗТМ	Ижорский завод					

скальных и тяжелых руд и пород. Эти экскаваторы имеют электрический двигатель и гусеничный ход.

В конструкции выпускаемых мехлопат, как карьерных, так и строительных, в 70-е годы произошли существенные изменения. Вместо применявшегося ранее канатного привода рабочего оборудования широкое распространение получил гидравлический. При обычном канатном приводе подъемное усилие в об-

Техническая характеристика одноковшовых экскаваторов на шагающем ходу (ЭШ)

Показатели	ЭШ-6/16М	ЭШ-10/70А	ЭШ-13/50	ЭШ-15/97А	ЭШ-20/90	ЭШ-25/100Б	ЭШ-65/100	ЭШ-80/100	ЭШ-100/100	ЭШ-125/125
Вместимость ковша, м³	6	10	13	15	20	40	25	65	80; 90; 100	125; 165
Длина стрелы, м	45	70	50	90	90	85	100	100	100	125
Наибольший радиус черпания, м	42,5	66,5	46,5	83	83	82	94	97,6	97	120
Наибольший радиус разгрузки, м	43,5	66,5	46,5	83	83	82	94	97,6	97	120
Наибольшая глубина черпания, м	22	35	21	42,5	42,5	40	47	46	47	63
Наибольшая высота разгрузки, м	19,5	27,5	20,5	39,7	38,5	32	40	38,5	43	52
Угол наклона стрелы, радиус	25—35	30	35	32	32	32	32	43	35	38
Расчетная продолжительность цикла, с	До 42	До 54	До 40	60—72	65	60	65	65	65	65
Уклон при шагании, градус: продольный поперечный	До 8 До 3	До 10 До 3	До 10 До 3	До 7 До 3	До 7 До 3	До 7 До 3	До 7 До 2	До 7 До 2	До 5 До 2	До 5 До 2
Напряжение подводимого переменного тока при частоте 50 Гц, В (+5—10 %)	6000	6000	6000	6000	6000	10 000	6000	6 000	10 000	10 000
Масса экскаватора конструктивная, т	285	680	603	1600	1780	3 200	3060	6 910	10 250	16 000
Цена экскаватора, тыс. руб.	330	675	700	1260	2677	3 850	3290	12 000	15 000	21 000

щей кинематической схеме экскаватора уравнивается благодаря большой массе самого экскаватора, а также противовеса. В кинематической схеме гидравлического экскаватора значительная часть усилий замкнутая. Благодаря этому при одинаковой вместимости ковша масса гидравлического экскаватора в 1,8—2,2 раза меньше. В общем выпуске экскаваторов доля гидравлических непрерывно вырастает.

Вскрышные экскаваторы ЭКГ-4у, ЭКГ-6,3у, ЭКГ-8у, ЭКГ-12у и др. имеют удлиненную стрелу и рукоять.

Вместимость ковшей этих экскаваторов достигает в отдельных случаях 150 м³ и более. Вскрышные экскаваторы с ковшами вместимостью до 10—20 м³ применяют для погрузки породы в транспортные средства, расположенные выше уровня стояния экскаватора, а с ковшами большей вместимости — для перевалки породы при бестранспортных системах разработки.

В табл. 10 приведены технологические параметры механических лопат, выпускаемых и осваиваемых в СССР.

Шагающие драглайны отличаются гибкой канатной связью ковша с приводом. Они обычно имеют ковши вместимостью от 6—8 до 100 м³ и более и стрелу длиной от 60 до 150 м.

Драглайны предназначены для перевалки рыхлых или хорошо взорванных скальных пород и лишь в отдельных случаях при небольшой вместимости ковша (до 4—8 м³) могут применяться для погрузки породы в транспортные средства или бункера.

Техническая характеристика драглайнов приведена в табл. 11.

4.3. Забой механической лопаты с канатным приводом в мягких породах

Конфигурацию и размеры забоя определяют радиус и высота черпания и разгрузки, а также положение пунктов черпания и разгрузки (рис. 4.1).

Радиус черпания $R_{\text{ч}}$ — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Различают: максимальный радиус черпания $R_{\text{ч max}}$ — при максимально выдвинутой горизонтальной рукояти, минимальный радиус черпания $R_{\text{ч min}}$ — при подтянутой к гусеницам рукояти с ковшом на горизонте установки экскаватора, $R_{\text{ч.у}}$ — максимальный радиус черпания на горизонте установки экскаватора, а также радиус черпания при максимальной высоте черпания.

Высота черпания $H_{\text{ч}}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании. Максимальная высота черпания $H_{\text{ч max}}$ соответствует максимально поднятой рукояти. Различают также высоту черпания при максимальном радиусе черпания и максимальную

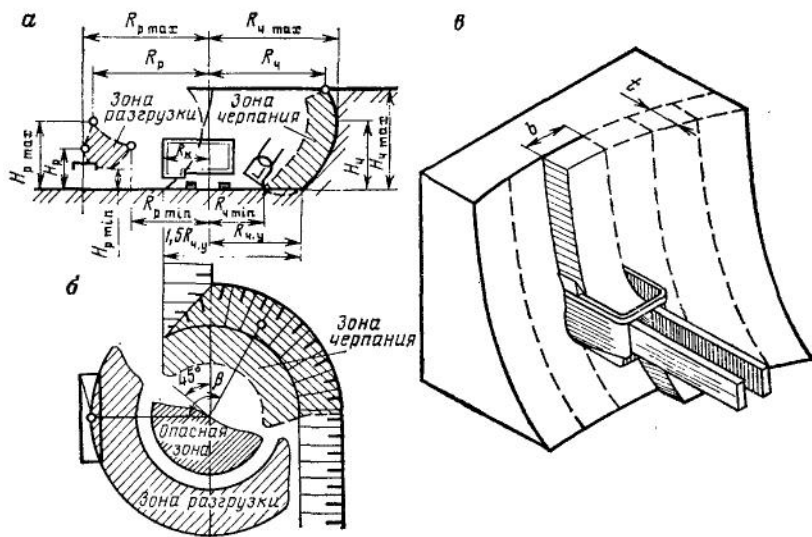


Рис. 4.1. Рабочие параметры мехлопаты в мягких породах:

a — поперечное сечение; $б$ — план; $в$ — схема копания; b — ширина стружки; t — толщина стружки

глубину черпания ниже горизонта установки экскаватора $h_ч$.

Радиус разгрузки R_p — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до оси ковша при разгрузке; максимальный радиус разгрузки $R_{p\max}$ соответствует максимально выдвинутой горизонтальной рукояти.

Высота разгрузки H_p — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого дна ковша; максимальная высота разгрузки $H_{p\max}$ соответствует максимально поднятой рукояти. Минимальные значения радиусов черпания и разгрузки не совпадают с соответствующими максимальными значениями высот разгрузки.

Сфера рабочего действия экскаватора определяется радиусами и высотой черпания и разгрузки. При этом обычно угол наклона стрелы $\alpha_c = 45^\circ$. У некоторых мехлопат угол α_c может изменяться в пределах 30 — 50° . С увеличением α_c увеличивается высота и уменьшаются радиусы действия экскаватора.

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения задней части кузова R_k , высотой экскаватора H_a (вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх несъемной его части), высотой кузова экскаватора h_k .

Скорость движения мехлопат на гусеничном ходу составляет $0,9$ — $3,7$ км/ч. Преодолеваемый подъем — 12° .

Продолжительность поворота экскаватора прямо пропорциональна его среднему углу поворота, который измеряется как угол между центром тяжести забоя и центром тяжести площади разгрузки. Чем меньше (до известного предела) ширина забоя, тем меньше средний угол поворота экскаватора и тем меньше продолжительность его рабочего цикла. При работе экскаватора ЭКГ-5 уменьшение среднего угла поворота на 15° позволяет сократить продолжительность рабочего цикла на 2 с и увеличить производительность работы примерно на 10 %. Однако ширину забоя применяют меньше максимальной лишь при автомобильном и конвейерном транспорте. При железнодорожном транспорте забой стремятся увеличить, чтобы сократить число переукладок рельсового пути и снизить объем трудоемких путевых работ.

Транспортные средства при погрузке должны находиться в зоне разгрузки ковша. Поэтому рельсовые пути располагают параллельно уступу на расстоянии $(0,8 \div 0,9) R_{p \max}$ от оси экскаватора.

Автосамосвалы могут располагаться не только сбоку экскаватора, но также позади него или несколько впереди. Поскольку перенос и устройство забойных автодорог не требуют больших затрат, для сокращения среднего угла поворота экскаватора и увеличения его производительности применяют узкие заходки шириной $(0,7 \div 1) R_{ч.у.}$, а также двустороннюю установку автосамосвалов в зоне погрузки. При использовании ленточных конвейеров их загрузка производится через бункер-питатель, который располагается сбоку или позади экскаватора.

При работе экскаватора в породах с недостаточной несущей способностью весьма сложно соблюдать проектные отметки подошвы уступа и передвигать экскаватор.

Наиболее распространенным мероприятием, позволяющим уменьшить давление экскаватора на грунт, является устройство настила из дерева или металлических щитов. Настил укладывают поперек каждой гусеницы. Щиты переносят и укладывают экскаватором с помощью канатов.

При выемке пород, способных к налипанию, значительно ухудшается разгрузка ковша. Для его очистки, особенно при пониженных температурах, необходимы специальные мероприятия (нагрев, механическая очистка и др.).

4.4. Выемка скальных пород мехлопатами с канатным приводом

На работу экскаватора в скальных породах (рис. 4.2) влияют: качество предварительного разрыхления пород буро-взрывным способом; значительные ударные нагрузки на рабочие органы экскаватора; сложность устройства ровных площадок для расположения экскаватора при плохо взорванном забое, вследствие чего появляются неравномерные нагрузки на ходовые устройства, часто приводящие к их излому; неодинаковая высота забоя (развала) в пределах одной заходки (см. рис. 4.2). Мелкораздробленная порода экскавируется без затруднений, так как ковш заполняется на небольшом участке, черпание можно производить толстой стружкой, а сыпучесть материала обеспечивает быструю и полную разгрузку ковша. При работе в плохо взорванном забое (неравномерное дробление, увеличенный размер кусков, негабаритные куски) значительно возрастают нагрузки на оборудование, приводящие к его износу и поломкам. Чтобы избежать аварии при погрузке породы в таком забое, необходимо снижать скорость черпания, что увеличивает длительность цикла работы экскаватора. Негабариты располагают у подошвы уступа для вторичного дробления.

Высота забоя зависит от кусковатости и связности взорванной породы. При одно- и двухрядном взрывании высота уступа в массиве крепких пород при разработке с применением взрывных работ не должна превышать более чем в 1,5 раза мак-

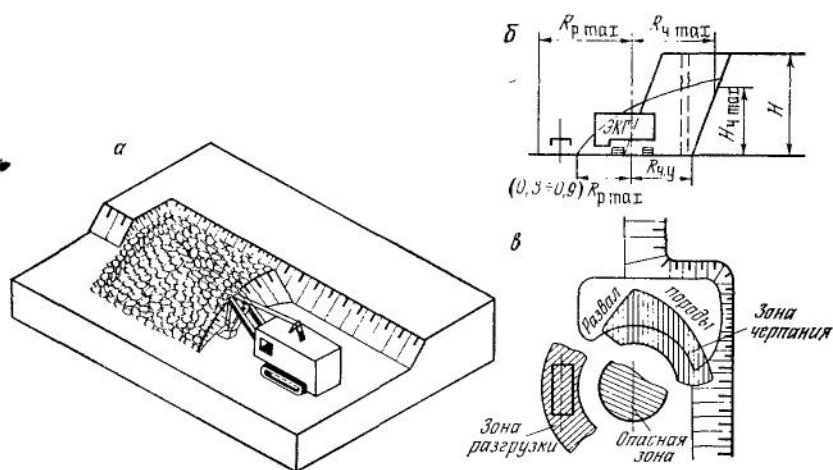


Рис. 4.2. Схемы забоя канатной мехлопаты в скальных породах: а — общий вид; б — поперечное сечение; в — план забоя

симальную высоту черпания экскаватора, т. е. должно соблюдаться следующее условие:

$$H_3 \leq 1,5H_{\text{ч max.}}$$

При многорядном взрывании высота развала крепких пород не должна более чем в 1,5 раза превышать высоту черпания экскаватора.

На практике при многорядном взрывании в связанных и крупнокусковых породах высота забоя принимается не более максимальной высоты черпания экскаватора, т. е.

$$H_3 \leq H_{\text{ч max.}}$$

В связно-сыпучих мелкозорванных и сыпучих породах средней крепости:

$$H_3 \leq (1,05 \div 1,15) H_{\text{ч max.}}$$

Однако в сыпучих мелкозорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения, с разрешения органов Госпроматомнадзора СССР высота забоя допускается до $(2,5 \div 2,7) H_{\text{ч max.}}$

Ширина забоя в скальных хорошо взорванных породах может быть несколько большей, чем в мягких породах, так как экскаватор при работе во внешней части забоя может подгрести ближе к себе разрыхленную породу, находящуюся на расстоянии более $0,7 R_{\text{ч. у.}}$. В этом случае ширина забоя обычно равна $(0,8 \div 0,9) R_{\text{ч. у.}} + R_{\text{ч. у.}}$, т. е. приблизительно $2 R_{\text{ч. у.}}$.

Ширина забоя при работе в скальных породах составляет для экскаваторов ЭКГ-45 16—18 м, ЭКГ-8—20—22 м, ЭКГ-12,5—29—30 м.

Ширина развала взорванных скальных пород на уступе должна отрабатываться за один или несколько проходов экскаватора, т. е. быть кратной $2 R_{\text{ч. у.}}$.

Практически на большинстве карьеров при одно- или двухрядном расположении скважин ширина развала составляет 20—40 м и отрабатывается за три-четыре прохода экскаватора.

Черпание в нижней части развала сопровождается периодическим обрушением породы из средней и верхней частей забоя. Угол откоса забоя в развале, определяющий конфигурацию поперечного сечения заходки в хорошо разрыхленных ($k_p = 1,5$) сыпучих с равномерной кусковатостью скальных породах, составляет $35\text{—}40^\circ$, а в неравномерно разрыхленных — $65\text{—}70^\circ$.

При сотрясательном взрывании плотных и сильнотрещиноватых полускальных пород и использовании железнодорожного транспорта развал должен быть таким, чтобы его можно было отработать одной заходкой.

При взрывании среднетрещиноватых полускальных пород без подпорной стенки развал обычно отрабатывают за две

заходки экскаватора. После отработки первой заходки путь переносят на новую трассу и отрабатывают вторую заходку, после чего взрывают новый блок. При взрывании сильно- и среднестрешиноватых скальных пород с подпорной стенкой на рудных карьерах выемку взорванных пород ведут двумя-четырьмя заходками также без предварительной разборки путей. Для ограждения путей на подошве уступа часто оставляют специальные породные валы.

При взрывании крупноблочных скальных пород без подпорной стенки ширина развала взорванных пород может достигать 50—70 м. Железнодорожные пути перед взрывом разбирают на звенья и переносят краном за ожидаемую границу развала или чаще вывозят на платформах за пределы взрываемого блока.

При автомобильном транспорте нет жесткой взаимосвязи между элементами забоя и положением транспортных коммуникаций на уступе. Поэтому параметры забоя во взорванных породах принимают, исходя из необходимости лучшего дробления пород, по условиям селективной выемки, для сокращения ширины рабочей площадки и т. п. Часто применяют поперечные или широкие продольные заходки, при которых развал при взрыве направлен вдоль, а не поперек рабочей площадки. Это позволяет уменьшить ширину рабочей площадки.

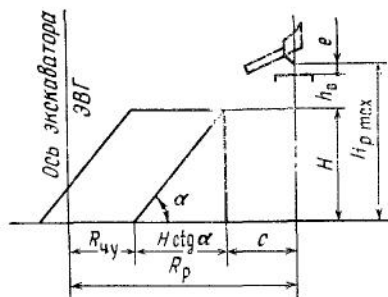
4.5. Выемка вскрышных пород мехлопатами с верхней погрузкой

Вскрышные экскаваторы (мехлопаты) с удлиненным оборудованием грузят горную массу в транспортные сосуды, расположенные выше уровня стояния экскаватора.

Работа вскрышного экскаватора с верхней погрузкой широко применяется при проведении траншей, нарезке новых горизонтов и отработке уступов, к которым затруднены транспортные подступы. Применение верхней погрузки значительно повышает скорость проведения траншей и улучшает использование горно-транспортного оборудования в тех случаях, когда при нижней погрузке необходима работа в тупиковом забое.

Однако работа экскаватора с верхней погрузкой имеет существенные недостатки, заключающиеся в том, что в условиях одного и того же карьера и при одинаковой вместимости ковша производительность экскаватора при верхней погрузке на 20—30 % меньше, а затраты на экскавацию приблизительно в 1,5 раза выше, чем при нижней погрузке. Меньшая производительность экскаваторов при верхней погрузке объясняется увеличением продолжительности рабочего цикла на 25—50 % по сравнению с нижней погрузкой. Увеличение затрат на экскавацию 1 м³ горной массы происходит за счет меньшей производительности экскаваторов с верхней погрузкой и значительных

Рис. 4.3. Параметры забоя вскрышного экскаватора с верхней погрузкой



амортизационных отчислений из-за более высокой стоимости таких экскаваторов. Поэтому применение экскаваторов с верхней погрузкой эффективно лишь в тех случаях, когда повышается эффективность производства горных работ на карьере в целом.

Параметры забоя при работе экскаватора с верхней погрузкой (рис. 4.3) устанавливаются в зависимости от его рабочих параметров и устойчивости уступа. Более полное использование экскаватора обеспечивается при максимальной высоте уступа, которая ограничивается максимальной высотой и максимальным радиусом разгрузки экскаватора. Максимальная высота забоя H (м) при условии использования максимальной высоты разгрузки $H_{p \max}$ определяется по следующей формуле:

$$H = H_{p \max} - h_b - e,$$

где h_b — расстояние до вагона или кузова автосамосвала от кровли уступа, м; e — безопасный зазор между кузовом и ковшом в момент разгрузки, м.

Максимальная высота (м) забоя при полном использовании радиуса разгрузки

$$H = (R_p - R_{ч.у} - c) \operatorname{tg} \alpha,$$

где R_p — радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки экскаватора, м; c — безопасное расстояние от оси путей верхней бровки уступа, м; α — угол откоса уступа, градус.

Таким образом, допустимая высота забоя для данной модели экскаватора зависит от угла откоса уступа, величина которого определяется устойчивостью пород. Чем больше угол откоса, тем большей может быть принята высота забоя.

В устойчивых породах, когда $\alpha = 60^\circ \div 70^\circ$, высота уступа ограничивается высотой разгрузки, а в мягких породах, когда $\alpha = 45^\circ$ и меньше, — радиусом разгрузки.

Максимальная высота уступа при $\alpha = 70^\circ$ для экскаватора ЭВГ-4И составляет 12 м, для ЭВГ-6И — 18 м и для ЭВГ-15 — 24 м.

Ширина забоя при верхней погрузке экскаватора определяется так же, как и при нижней, но отработка развала возможна только одной заходкой.

4.6. Выемка горных пород гидравлическими экскаваторами

Конструктивной особенностью гидравлических экскаваторов, определяющей их технологические параметры и технико-экономические показатели, является наличие трех пар мощных гидроцилиндров, соединенных между собой шарнирно, для управления стрелой, рукоятью и ковшом. Качающиеся стрела и рукоять, а также поворотный ковш позволяют благодаря гидроцилиндрам создать лучшую траекторию черпания, нежели у обычных канатных экскаваторов, и значительно большие усилия резания на зубьях ковша. У канатных экскаваторов ковш при черпании перемещается по криволинейной траектории, вследствие чего усилие резания ограничивается устойчивостью экскаватора, которая обеспечивается противовесом большой массы.

Гидравлические экскаваторы работают при прямолинейном внедрении ковша и его последующем повороте в конце черпания. При этом усилие внедрения ковша ограничивается силой сцепления ходовой части экскаватора с почвой забоя. Схемы работы в забое и технологические параметры гидравлического экскаватора (прямой и обратной мехлопаты) в сравнении со схемой работы мехлопаты с канатным приводом показаны на рис. 4.4.

При этом в хорошо разрыхленных породах черпание производится в нижней части забоя с использованием эффекта управляемого обрушения, в трещиноватых и плохо взорванных породах — в верхней и средней частях, в рыхлых и глинистых породах — сверху вниз горизонтальными слоями. Высота уступа в этом случае может составлять не более 0,5—0,6 максимальной высоты черпания экскаватора.

Благодаря лучшей кинематике рабочего органа гидравлические экскаваторы при одинаковой вместимости ковша по сравнению с канатными имеют рабочую массу в 1,8—2,2 раза меньшую, а усилие копания в 2—2,2 раза большее; расход электроэнергии уменьшается на 30 %, а эксплуатационные расходы на экскавацию горной массы — в 2—4 раза. Кроме того, могут быть снижены расходы на ремонт транспортных средств. Независимые движения напора, подъема и поворота ковша облегчают разборку подошвы забоя и селективную выемку. Благодаря уменьшению минимального и увеличению максимального радиусов на уровне черпания появляется возможность расширить забой экскаватора и значительно увеличить объем горной массы, вынимаемой экскаватором в забое с одного места стоя-

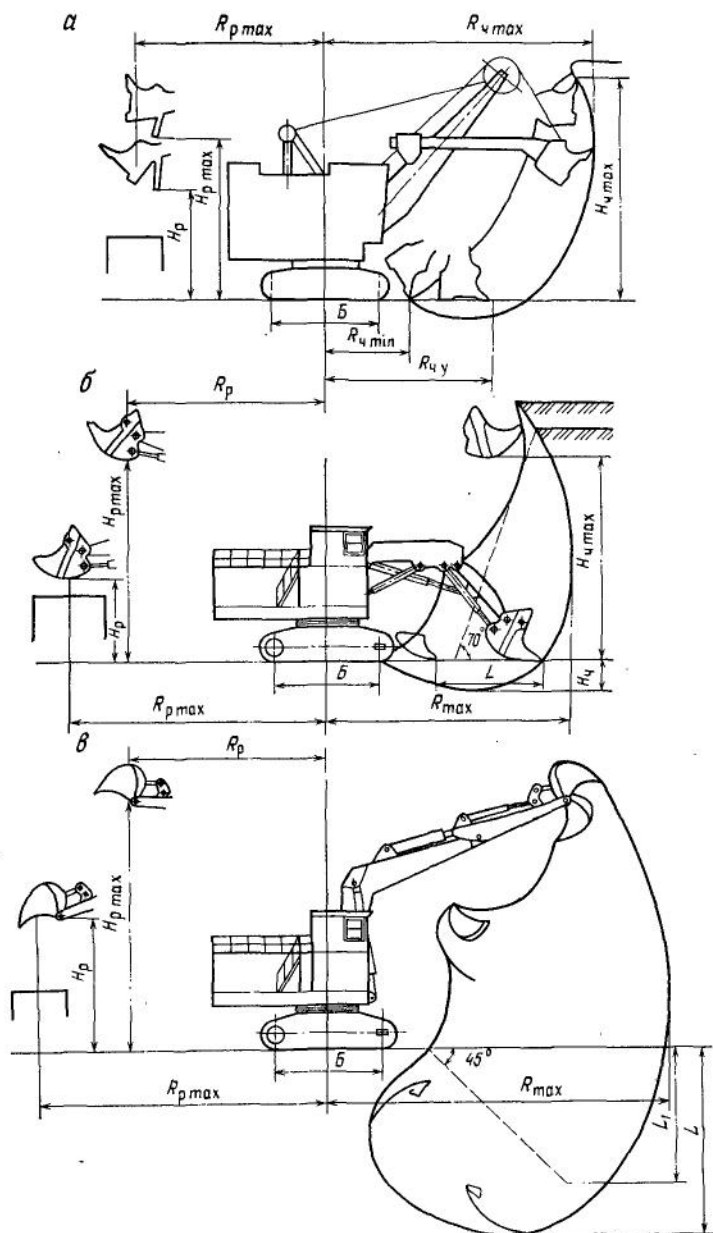


Рис. 4.4. Схема работы в забое и технологические параметры копанной (*a*) и гидравлической (*б* — прямой, *в* — обратной) мехлопаты

ния. Кроме того, увеличивается глубина черпания ниже уровня и улучшаются условия выгрузки породы из ковша.

Ковши могут разгружаться опрокидыванием вперед или, у некоторых моделей, через дно.

Размеры забоя гидравлического экскаватора определяются его параметрами, значения которых приведены в табл. 12 и 13.

Таблица 12

Характеристика одноковшовых гидравлических карьерных экскаваторов

Показатели	Прямая лопата			Обратная лопата	
	ЭГ-10	ЭГ-15	ЭГ-20	ЭГО-6	ЭГО-8
Вместимость ковша, м ³ :					
стандартная	10	15	20	6	8
для тяжелых работ	8	12	16	5	6
Радиус черпания R , м	14	16	21—23	—	—
Глубина черпания L , м	6,4	7,5	8,8	10	12
Максимальный радиус черпания $R_{\max}$, м	—	—	—	19	21,8
Радиус зачистки подошвы забоя, м	12	14	18	—	—
Высота черпания $H_{\max}$, м	14	16	19—21	15	16,7
Высота разгрузки $H_{1\max}$, м	11	13	15—16	10	12,5
Высота уступа при угле отработки 70° $H_{2\max}$, м	12,6	14,6	19—20	—	—
Радиус хвостовой части R_1	6,4	7,5	8,8	—	—
Глубина черпания при угле отработки откоса 45° L_1 , м	—	—	—	7,5	9
Длина планируемого участка L , м	5,6	7	9	—	—
База гусеничного хода B , м	6	7	8	6	7
Колея гусеничного хода, м	5	5,5	6,5	5	5,5
Скорость передвижения, км/ч	1,6	1,2	1	1,6	1,2
Среднее давление на грунт при передвижении, Па	16	16,7	22	16	16,7
Мощность привода, кВт	660	910	1660	660	910
Усилие копания, кН	1000	1300	1800	600	800
Преодолеваемый уклон, градус	12	12	12	12	12
Продолжительность цикла, с	24	26	28	24	26
Расчетная производительность экскаватора, млн м ³ /год	3,4	4,7	5,85	2	2,5
Масса экскаватора, т	250	350	600	240	350

Благодаря существенным преимуществам гидравлические экскаваторы получают все большее распространение и вытесняют традиционные канатные мехлопаты не только на земляных работах в строительстве, но и на мощных карьерах при разработке крепких скальных пород.

Таблица 13

Характеристика одноковшовых гидравлических строительных экскаваторов

Показатели	ЭО-331Д	ЭО-332З	ЭО-321Д	ЭО-322Г	ЭО-4112
Вместимость основного ковша, м ³	0,4	0,63	0,4; 0,45	0,63	1; 0,65
Вместимость сменного ковша, м ³	0,5	1,25	0,45	1,2	1
Глубина (радиус) черпания, м	5,3	4,62	4,2	4,5	5,8
Расчетная продолжительность рабочего цикла, с	15	16,5	15,7	17	22
Мощность двигателя, кВт	37	59	37	59	60
Масса экскаватора, т	12,4	13,8	13	14	25
Тип привода	М	Г	М	Г	М
Тип ходового устройства	Пневмоко- лесные		Гусеничные		

Показатели	ЭО-4125	ЭО-5116	ЭО-5124	ЭО-6122а	ЭО-6123-1
Вместимость основного ковша, м ³	1	1	1,6	2,5	3,2
Вместимость сменного ковша, м ³	2	1,25	3	4	5
Глубина (радиус) черпания, м	7,3	6,9	6,5	10,2	10,25
Расчетная продолжительность рабочего цикла, с	20	23	25	23	23
Мощность двигателя, кВт	95,6	90	125	182	186
Масса экскаватора, т	25,6	32,7	39	57,5	62
Тип привода	Г	ГМ	Г	Г	Г
Тип ходового устройства	Гусеничные				

Примечание. М — механический, Г — гидравлический, ГМ — гидромеханический привод.

4.7. Выемка мягких и скальных пород драглайнами

Драглайны применяют при разработке угольных, железорудных и других месторождений, главным образом, для перевалки мягких пород. Они широко используются на земляных работах при строительстве каналов, дорог, гидросооружений и т. д.

В отдельных случаях небольшие машины с ковшом вместимостью до 4—6 м³ применяют для погрузки породы в транспортные сосуды. Соотношение вместимости кузова транспортного средства и вместимости ковша должно быть не менее трех-четырех.

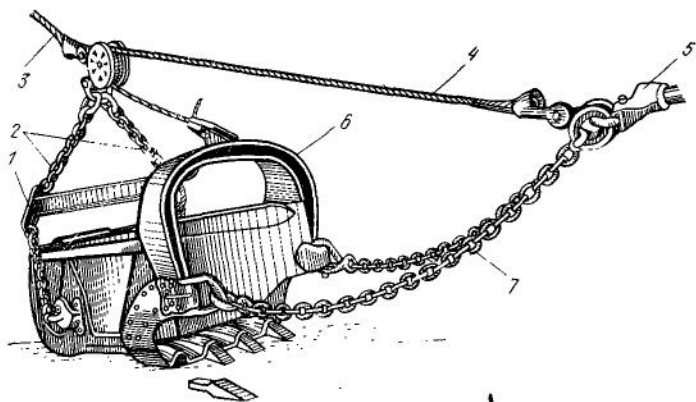


Рис. 4.5. Ковш драглайна

Драглайны с ковшем вместимостью более 10—15 м³ применяются для отработки полускальных и скальных хорошо разрыхленных пород.

Ковш драглайна не крепится жестко к рукояти, как у мехлопаты, а подвешен к стреле на стальных канатах. Рабочее оборудование драглайна состоит из ковша 6 (рис. 4.5), упряжи, подъемного 3, тягового 5 и разгрузочного 4 канатов. Ковш открыт спереди и сверху. Его боковые стенки соединены для жесткости аркой. Упряжь ковша, придавая ему рабочее положение, состоит из системы цепей и канатов. К обойме на подъемном канате подвешены две подъемные цепи 2, расперты коромыслом 1 для предотвращения трения о ковш. Цепи присоединены вторыми концами к боковым стенкам ковша. К передней, выступающей части боковых стенок прикреплены тяговые цепи 7, соединяющиеся с тяговым канатом. Разгрузочный канат 4, присоединенный к тяговому канату и к арке ковша, огибает блок обоймы.

Ковш по забою перемещается с помощью тягового и подъемного канатов, отделяет (срезает) стружку породы и заполняется, а затем поднимается к голове стрелы. Угол между горизонталью и днищем ковша при его подъеме должен составлять 15—20°. При большей или меньшей величине этого угла положение ковша становится неустойчивым. Данный угол регулируется изменением длины разгрузочного каната. Разгрузка ковша происходит при свободном опускании тягового каната.

Длительность черпания зависит в основном от крепости породы и толщины стружки, срезаемой драглайном. При увеличении толщины стружки сокращается путь, проходимый ковшем при черпании, но вследствие повышенного сопротивления резанию уменьшается скорость перемещения ковша.

Минимальная толщина стружки должна быть такой, чтобы ковш заполнялся за одно черпание. Толщину стружки регулируют изменением длины разгрузочного каната и места крепления тяговых цепей. С уменьшением длины разгрузочного каната и поднятием точки крепления тяговых цепей толщина срезаемой стружки или черпания ковша будет увеличиваться, но при этом увеличивается сопротивление грунта, что может привести к опрокидыванию ковша. Большая толщина стружки допускается в мягких грунтах, меньшая — в крепких.

Продолжительность поворота экскаватора зависит, главным образом, от места выгрузки породы. При перемещении породы в отвал ковш иногда разгружается на ходу, без остановки экскаватора, поворачивающегося на 360°. Продолжительность рабочего цикла при этом минимальная, так как разгрузка совмещается с поворотом и происходит без опускания ковша и остановки экскаватора для перемены направления движения.

При погрузке горной массы в кузов транспортного сосуда необходимы остановка и опускание ковша, что значительно увеличивает длительность всего цикла.

Данные о продолжительности рабочего цикла драглайнов приведены в табл. 12.

Основными рабочими параметрами драглайна являются (рис. 4.6): максимальный радиус черпания $R_{ч\max}$, минимальный радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, радиус разгрузки R_p , максимальная глубина черпания $H_{ч\max}$, максимальная высота разгрузки $H_{p\max}$.

Наклон стрелы драглайна составляет 20—35°. Ход мощных драглайнов — шагающий. Преодолеваемый продольный уклон составляет 5—7°, поперечный — не более 1°, давление на грунт — 0,1—0,2 МПа.

Работа драглайна разрешена при скорости ветра до 20 м/с.

Радиус разгрузки и радиус черпания мощных драглайнов с ковшом вместимостью более 10—15 м³ при погрузке породы в отвал могут увеличиваться на величину заброса ковша. Дальность заброса в зависимости от модели драглайна и опыта машиниста составляет около 1/4 длины стрелы; у драглайнов ЭШ-14/75, ЭШ-15/90 она изменяется от 15 до 20 м.

Схемы работы драглайнов с забросом ковша используют при проведении траншей с большой площадью сечения, при очистке уступа полезного ископаемого от породы и перевалке ее в выработанное пространство.

Глубина и радиус черпания драглайна могут быть увеличены путем уменьшения наклона стрелы.

Форма и размеры забоя драглайна определяются схемой его работы и рабочими параметрами. Драглайн, установленный на кровле уступа, обрабатывает его нижним черпанием, а драглайн,

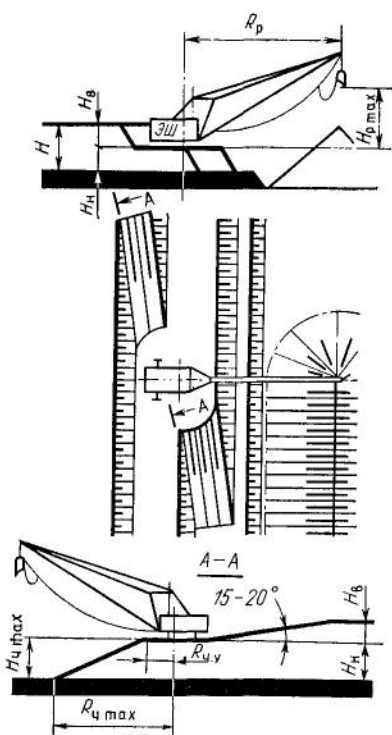


Рис. 4.6. Основные рабочие параметры драглайна при нижнем и верхнем черпании

установленный на промежуточном горизонте уступа, обрабатывает его верхним и нижним черпанием (см. рис. 4.6).

Забой драглайна обычно располагается с торца уступа и только в редких случаях — с бокового откоса. В зависимости от траектории движения ковша профиль забоя бывает прямолинейным или слегка вогнутым. Угол откоса забоя в рыхлых породах составляет 30—35°, а в мягких связных — 40—45°.

Высоту забоя при нижнем черпании H_n устанавливают по глубине черпания. При этом следует учитывать, что драглайн на кровле уступа должен находиться вне призмы обрушения.

Ширина забоя драглайна определяется способом его работы и радиусом черпания. Ее принимают с таким расчетом, чтобы углы разворота экскаватора в каждую сторону от его оси не превышали 30—45°. Ширина заходки драглайна ЭШ-6/60 составляет 29 м, а ЭШ-15/90 — 42 м.

Верхнее черпание эффективно только для мощных драглайнов с ковшом вместимостью 10—15 м³ и более. При этом производительность на 30 % ниже, чем при нижнем черпании. При верхнем черпании высота верхнего подступа H_v не должна превышать 0,3—0,4 высоты разгрузки драглайна. Угол откоса забоя верхнего подступа не должен превышать 20—25°, иначе возможно недостаточное наполнение или опрокидывание ковша.

Наиболее часто драглайны применяют при разработке горизонтальных и пологих залежей для непосредственной перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. Такие технологические схемы имеют ряд достоинств, связанных с тем, что драглайны могут работать как с нижним, так и с верхним черпанием, имеют большие радиусы черпания и разгрузки, могут быть установлены на свежетыпанных отвалах и поочередно использоваться для проведения вскрышных и добычных работ.

Применение драглайнов для экскавации скальных взорванных пород эффективно:

при использовании мощных машин с ковшами вместимостью более 10—15 м³;

при использовании усиленных и тяжелых ковшей специальной конструкции;

при улучшении качества дробления пород благодаря повышенному (до 0,7—1 кг/м³) расходу ВВ.

Драглайны ЭШ-15/90А успешно применяются для выемки скальных пород вскрыши на разрезах Кузбасса, Восточной Сибири и на сланцевых карьерах Эстонии. На разрезах скальные породы представлены известняками, конгломератом и песчаниками плотностью $\gamma = 2,5 \div 2,9$ м³/т и с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодыяконова $f = 5 \div 10$, на сланцевых карьерах — песчаниками и полукристаллическими и кристаллическими известняками $\gamma = 2,5 \div 2,9$ м³/т и $f = 8 \div 10$.

Выемка скальной вскрыши драглайнами производится обычно нижним черпанием на уступах высотой до 30—40 м, в заходках шириной 32—50 м. Длина фронта работ на один драглайн составляет 0,9—3 км, скорость продвижения фронта работ — 50—320 м/год.

На некоторых карьерах (эстонских, черемховских) драглайны располагаются на подступе и отрабатывают верхнюю часть уступа высотой до 10—12 м верхним черпанием.

Средняя производительность драглайнов ЭШ-15/90А при выемке скальных взорванных пород 150—250 тыс. м³/мес, или 1,8—2,8 млн. м³/год. Максимальная производительность экскаватора достигается в случае, когда размер куска взорванной горной массы не превышает 0,3—0,4 м, а коэффициент разрыхления горной массы составляет 1,4. Наибольшая фактическая производительность драглайнов при черпании скальных пород достигла 490—500 м³/мес, или 4,15—5 млн м³/год.

Себестоимость выемки горной массы колеблется от 15—18 до 54—60 коп/м³.

Полные капитальные затраты с учетом запчастей и монтажа составляют для ЭШ-6/45 328,7 тыс. руб., ЭШ-15/90 — 1575 тыс. руб., ЭШ-40/85 — 4536,6 тыс. руб.

4.8. Распределение времени, производительность и технико-экономические показатели работы однокосовых экскаваторов

Время работы экскаватора в течение смены делится на рабочее и простой. Рабочее время состоит из времени на погрузку породы и на замену груженых составов порожними. Таким образом, оно делится на время чистой работы (погрузки) и на регламентированное ожидание транспорта.

Простои экскаватора в течение смены делятся на неизбежные и устранимые. К первым относятся задержки и перерывы в работе, обусловленные технологическим процессом или конструктивными особенностями экскаватора, а также вспомогательными работами. Неизбежные простои включают также затраты времени на прием и сдачу смены, на мелкий ремонт и смазку экскаватора, на очистку ковша и т. д.

К устранимым относятся простои, вызванные организационными причинами: ожидание транспорта в течение более длительного времени, чем это предусмотрено, аварии, перебои в подаче электроэнергии и т. д. Эти простои при хорошей организации работы могут совершенно отсутствовать или могут быть сведены до минимума.

В соответствии с таким разделением времени вводится коэффициент использования сменного времени работы экскаватора $k_{ч.р.}$, учитывающий неизбежные внутрисменные задержки, вызываемые передвижками экскаватора по мере отработки забоя, сменой транспортных средств, передачей смены; он также учитывает устранимые потери — ожидание транспортных средств сверх технологической нормы, ожидание взрыва и т. д.

$$k_{ч.р.} = t_{ч.р.}/t \text{ или } k_{ч.р.} = k_{тр}k_b,$$

где $t_{ч.р.}$ — чистое время работы экскаватора на погрузке в течение смены; t — время смены, ч; $k_{тр}$ — коэффициент влияния транспорта; $k_b = (t - t_{пр})/t$ — коэффициент использования сменного времени; $t_{пр}$ — сменные простои по организационным причинам.

Значения $k_{ч.р.}$ в зависимости от условий работы колеблются в значительных пределах. При семичасовой рабочей смене $k_{ч.р.}$ при погрузке на железнодорожный транспорт составляет 0,5—0,6, на конвейерный и автомобильный транспорт — 0,75—0,8.

Распределение суточного времени зависит, главным образом, от числа рабочих смен. При семичасовой рабочей смене может быть принята трех- или двухсменная работа в сутки. Обычно для мощного оборудования принимают трехсменный режим, а для менее мощного при сложной технологии горных работ — двухсменный.

Годовое время экскаватора распределяется на рабочее время и простои в праздничные и выходные дни, из-за производства капитального, среднего и текущего ремонта, климатических условий, переводов экскаватора из одного забоя в другой. В среднем экскаваторы находятся в работе 240—270 дней в году.

Виды и продолжительность ремонта экскаваторов на карьерах регламентированы специальными нормативами. Капитальный ремонт должен производиться через

три-пять лет, средний — ежегодно, текущий — раз в три или четыре месяца. Кроме того, ежемесячно производится осмотр или крепежный ремонт. Продолжительность ремонта определяется в каждом отдельном случае в зависимости от состояния и модели экскаватора, а также от состояния ремонтной базы.

В среднем один экскаватор находится в ремонте в течение года 63 дня.

Выработка экскаватора за единицу времени называется его производительностью. Она определяется по объему горной массы в плотном теле, реже — по количеству горной массы и измеряется за час, смену, сутки, месяц и год ($\text{м}^3/\text{ч}$, $\text{т}/\text{ч}$, $\text{м}^3/\text{смену}$ и т. д.).

За исходную следует принимать часовую производительность экскаватора, так как, зная ее величину и число часов работы в смену, сутки и год, легко определить сменную, суточную и годовую производительность.

Различают теоретическую, техническую и эксплуатационную производительность экскаватора.

Теоретическая паспортная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q_0 = 60En,$$

где E — геометрическая вместимость ковша экскаватора, м^3 ; n — конструктивно-расчетное число циклов в минуту.

Так как $n = 60/t_{\text{ц.т}}$, где $t_{\text{ц.т}}$ — теоретическая продолжительность цикла, с, то

$$Q_0 = 3600E/t_{\text{ц.т}}$$

Теоретическая продолжительность цикла определяется расчетным путем, исходя из конструктивных данных экскаватора при высоте забоя, равной высоте напорного вала, угле поворота $\beta = 90^\circ$ и выгрузке породы в отвал. Значение $t_{\text{ц.т}}$ указывается в паспорте экскаватора.

Техническая производительность — это максимально возможная производительность экскаватора данной модели в конкретных условиях его работы.

Техническая производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$)

$$Q_{\text{т}} = 3600Ek_{\text{н}}/(t_{\text{ц}}k_{\text{р}}),$$

где $k_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша экскаватора; $t_{\text{ц}}$ — техническая продолжительность цикла; $k_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора (для мягких пород $k_{\text{р}} = 1,2 \div 1,4$; для скальных $k_{\text{р}} = 1,4 \div 1,6$).

Для драглайна, работающего в легких влажных песках, $k_{\text{н}} = 1,05 \div 0,9$, а в песчано-глинистых породах средней плотности $k_{\text{н}} = 0,7 \div 0,4$.

*Коэффициент наполнения ковша механической лопаты
при работе в различных породах*

Породы	k_n
Легкие влажные пески, суглинки	1,1—1
Песчано-глинистые породы средней плотности	0,8—0,6
Плотные песчано-глинистые породы с галькой и валунами	0,7—0,6
Удовлетворительно взорванные скальные породы	0,75—0,6
Плохо взорванные скальные породы	0,6—0,4

Техническая производительность экскаватора служит критерием для оценки работы экскаватора в данных условиях.

Эксплуатационная производительность экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется с учетом использования экскаватора во времени:

$$Q_э = \frac{3600E}{t_{ц}} \frac{k_n}{k_p} k_{ч.р.},$$

где $k_{ч.р.}$ — коэффициент использования чистого сменного времени работы экскаватора.

Сменная производительность экскаватора

$$Q_{см} = Q_э t,$$

где t — число часов сменного времени.

Суточная $Q_{сут}$, месячная Q_m и годовая Q_g производительности экскаватора определяются по следующим формулам:

$$Q_{сут} = Q_{см} n_{см};$$

$$Q_m = Q_{сут} n_c;$$

$$Q_g = Q_{сут} n_g,$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; n_c — число рабочих суток в месяце; n_g — число рабочих дней в году.

ПРИМЕР. Рассчитать производительность одноковшового экскаватора ЭКГ-5. Техническая продолжительность цикла $t_{ц} = 25$ с, коэффициент наполнения ковша $k_n = 0,8$, коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_p = 1,4$, коэффициент использования сменного времени $k_{ч.р.} = 0,58$.

Техническая производительность экскаватора в данных условиях

$$Q_т = \frac{3600/25}{5 \cdot 0,8/1,4} = 411 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Эксплуатационная производительность экскаватора

$$Q_э = \frac{3600/25}{5 \cdot 0,8/1,4} \cdot 0,58 = 239 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Сменная производительность экскаватора

$$Q_{см} = 239 \cdot 7 = 1673 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Суточная производительность экскаватора при трехсменной работе

$$Q_{сут} = 1673 \cdot 3 = 5019 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

Годовая производительность экскаватора при прерывной рабочей неделе (240 рабочих дней в году)

$$Q_r = 5019 \cdot 240 = 1205 \text{ тыс. м}^3/\text{год}$$

и при непрерывной рабочей неделе (292 рабочих дня)

$$Q_r = 5019 \cdot 292 = 1466 \text{ тыс. м}^3/\text{год.}$$

Средняя фактическая годовая производительность экскаватора на угольных разрезах Урала составляет: на вскрышных работах для ЭКГ-5А—1100—1400 тыс. м³; для ЭВГ-15—2850 тыс. м³; для ЭШ-14/75—3024 тыс. м³, а на добычных работах для ЭКГ-5А—700—1200 тыс. т угля.

На железорудных карьерах годовая производительность экскаваторов ЭКГ-5А составляет 1300—1450 тыс. т. Средняя годовая производительность экскаваторов на карьерах ежегодно возрастает на 3—5 %. Следует отметить, что максимальная годовая выработка экскаваторов значительно, иногда в 2—2,5 раза, превышает средние показатели. На зарубежных карьерах (США, Канада и др.) производительность экскаваторов в аналогичных горно-геологических условиях, как правило, выше.

В мелковзрывных породах и при хорошей организации работ эксплуатационная годовая производительность экскаваторов ЭКГ-5А может достигать 2,5—3 млн м³; ЭКГ-8—3,5—4 млн м³; ЭКГ-12,5—5,5—6 млн м³ и более.

Основные факторы, определяющие производительность экскаваторов, можно разделить на конструктивные, горно-геологические и организационно-технические.

Конструктивные параметры обычно не могут быть изменены непосредственно на карьере. Исключением является вместимость ковша: для некоторых моделей экскаваторов предусмотрена возможность навески ковшей различной вместимости.

К горно-геологическим факторам относятся крепость породы, качество разрыхления, обводненность пород и др. Обводненность породы затрудняет передвижение экскаватора, в зимнее время вызывает намерзание породы на ковш экскаватора и, как следствие, снижение производительности. Затруднена работа экскаватора в жирных глинах, так как они плохо выгружаются и необходима периодическая остановка экскаватора для очистки ковша от налипшей породы. Резко снижается производительность экскаватора при наличии крупных (негабаритных) кусков в скальных породах, а также при необходимости отдельной выемки полезного ископаемого.

К организационно-техническим факторам относятся размеры забоя, вид транспорта, организация работ на уступе и в карьере, квалификация машиниста экскаватора и др.

Влияние размеров забоя на продолжительность цикла экскаватора было рассмотрено выше. Здесь лишь отметим, что высота забоя механических лопат должна быть не ниже высоты напорного вала. При малой высоте забоя для наполнения ковша экскаватора требуется производить два-три черпания, что увеличивает продолжительность цикла. От ширины забоя зависит продолжительность поворота экскаватора, поэтому чем меньше (до известного предела) ширина забоя, тем меньше средний угол поворота экскаватора и меньше продолжительность цикла.

Продолжительность цикла экскаватора в значительной мере зависит от квалификации машиниста экскаватора. Совмещая отдельные операции цикла и соблюдая определенную последовательность в разработке забоя, можно значительно снизить продолжительность цикла и увеличить производительность экскаватора.

От организации работ зависит использование сменного и годового времени.

Вид транспорта является важнейшим фактором, определяющим продолжительность цикла экскаватора и его использование во времени, а следовательно, его производительность.

При соотношении вместимости кузова транспортных средств и ковша экскаватора меньше 4—5 требуется тщательная и точная установка ковша экскаватора над центром кузова, что увеличивает длительность разгрузки.

При железнодорожном транспорте коэффициент влияния транспорта

$$k_{\text{тр}} = t_{\text{пог}} / (t_{\text{пог}} + t_{\text{об}}) = 0,6 \div 0,7,$$

где $t_{\text{пог}}$ — время погрузки состава ($t_{\text{пог}} = 30 \div 50$ мин); $t_{\text{об}}$ — время обмена состава ($t_{\text{об}} = 15 \div 30$ мин).

При автомобильном и конвейерном транспорте этот коэффициент может быть близок к единице.

Эксплуатационные затраты на одну машино-смену у экскаваторов с ковшом вместимостью от 2 до 12,5 м³ изменяются от 80 до 200 руб., а удельные эксплуатационные затраты на выемочно-погрузочные работы одноковшовых экскаваторов с ковшом вместимостью 4—12,5 м³ — от 3 до 11 коп/м³.

Полные капитальные затраты с учетом запчастей и монтажа составляют: для ЭКГ-5А — 142 тыс. руб., ЭКГ-4у — 328 тыс. руб., ЭКГ-6,3у — 756 тыс. руб., ЭКГ-8И — 338,6 тыс. руб., ЭКГ-12,5 — 621,5 тыс. руб., ЭВГ-35/65 — 5133 тыс. руб.

Сменный расход электроэнергии составляет 700—900 кВт·ч у экскаватора ЭКГ-5А и 1200—1206 кВт·ч у ЭКГ-8И. Удельный расход электроэнергии изменяется от 0,2 до 0,5 кВт·ч.

4.9. Вспомогательные работы при использовании однокровшовых экскаваторов

К вспомогательным работам при выемке однокровшовыми экскаваторами относятся: планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов, очистка ковшей и ходовой части экскаваторов от намерзшей и налипшей породы, обеспечение проходимости экскаватора, зачистка кровли залежи от просыпей и недобора вскрыши, оборка откоса уступа, перемещение кабеля вслед за движущимся экскаватором, доставка запасных частей, мелкий ремонт и смазка машин. На вспомогательных работах задалживается до 20—30 % рабочих, занятых на выемке, а простои экскаваторов составляют 10—12 % общих простоев.

Очистка ковшей производится в основном механическим способом с помощью специальных скребков, отбойных молотков и т. п. Для работы в глинистых породах днище и заднюю стенку ковша драглайнов изготавливают из свободно висящих цепей, а также делают дополнительные откидные задние стенки; при этом производительность в зимний период увеличивается на 12—15 %. Для очистки используется местный нагрев пламенем, а также электрообогрев наружных стенок ковша. Расход электроэнергии для ковшей вместимостью 4—8 м³ составляет 20—50 кВт·ч/сут, потребляемая мощность нагревательных элементов — 8—10 кВт.

Для обеспечения проходимости экскаватора при выемке мягких пород с недостаточной несущей способностью обычно устраивают деревянные настилы (их укладывают поперек хода отдельно под каждую гусеницу) или используют металлические щиты, переносимые экскаватором с помощью канатных петель. Щиты перекрывают всю ширину хода (7×2 м) или только ширину одной гусеницы (2,5×1,5 м). В сильнообводненных породах применение щитов оказывается недостаточным, и на рабочую площадку подсыпают взорванную породу. Рядом с путями (дорогой) экскаватор сооружает приямок, куда разгружается сухая взорванная порода, привозимая с других уступов. Обводненную породу впереди экскаватора вычерпывают на глубину до 1 м, образовавшуюся выемку заполняют взорванной породой из приямка, утрамбовывают ее напорным движением ковша, а затем сверху укладывают щиты, на которые наезжает экскаватор.

Зачистку кровли залежи производят бульдозерами, скреперами, обратными лопатами и драглайнами с ковшами вместимостью 0,5—1 м³.

Планировку трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов осуществляют обычно бульдозерами, иногда колесными скреперами. «Пороги» скальных

и полускальных пород предварительно обруивают и взрывают.

Уборку породных просыпей при погрузке мехлопатами осуществляют отвальными плугами со специализированными лемехами или лопатами-скребками, надеваемыми на зубья экскаваторного ковша.

Нависи («козырьки») и заколы в экскаваторных забоях ликвидируют с помощью лопат-скребков различных конструкций или навесных установок к тракторам с различными рабочими органами.

Перемещение отключенного кабеля при перцепках производят на металлических саях или тележках бульдозерами, а на небольшое расстояние — самим экскаватором. Для этого на кабеле крепят эластичные петли, зацепляемые за зубья ковша. Разработан ряд конструкций навесных кабельных барабанов к одноковшовым экскаваторам.

Экскаваторы на ремонтную базу доставляют в разобранном (по отдельным узлам) или собранном виде. Строительные экскаваторы и небольшие модели карьерных мехлопат до 5 м³ перевозят на специальных платформах.

Контрольные вопросы

1. При каких соотношениях усилий черпания на режущей кромке ковша и сил сопротивления черпанию возможен и эффективен процесс экскавации?

2. Какими факторами определяется сила сопротивления черпанию рыхлых, плотных и скальных взорванных пород?

3. Какие типы и модели одноковшовых экскаваторов получили наибольшее распространение на различных карьерах?

4. Какие параметры механической лопаты ограничивают размеры ее зоны черпания и разгрузки, а также размеры забоя в мягких плотных и во взорванных скальных породах?

5. Как определить максимально допустимую высоту забоя при работе экскаватора с верхней погрузкой?

✓ 6. В чем состоят основные преимущества гидравлических экскаваторов? 7. Какими параметрами драглайнов определяются размеры его забоя при нижнем и верхнем черпании?

✓ 8. Как распределяется календарное годовое, суточное и сменное время работы экскаватора? Как можно повысить чистое время работы экскаватора на погрузке в течение смены?

✓ 9. Какие факторы определяют эксплуатационную часовую, сменную и годовую производительность экскаватора?

10. Какие виды работ относятся к вспомогательным при использовании одноковшовых экскаваторов?

5. ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД МНОГОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

5.1. Технологические параметры многоковшовых цепных и роторных экскаваторов

Многоковшовые экскаваторы — это машины непрерывного действия. Собственно экскаватор является головной машиной комплекса, в значительной мере определяющей эффективность работы связанного с ним оборудования. Перемещение породы внутри экскаватора осуществляется конвейером.

По сравнению с одноковшовыми многоковшовые экскаваторы более экономичны: расход энергии на экскавацию меньше, а производительность труда значительно выше.

Однако область применения многоковшовых экскаваторов ограничена. Они могут работать в основном только в мягких породах и в теплое время года. В последнее время созданы многоковшовые роторные экскаваторы с повышенными усилиями резания, приспособленные для разработки крепких углей и полускальных пород в районах Сибири и Казахстана.

Многоковшовые экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах на марганцевых карьерах (Никопольский марганцевый бассейн), железорудных (Керченский железорудный бассейн), буроугольных (месторождения Украины, Экибастузское, Канско-Ачинское и др.) при добыче нерудных полезных ископаемых и строительных материалов.

Большое распространение многоковшовые экскаваторы получили в ФРГ. Их применяют также в Чехословакии, США, Австралии и других странах.

По конструкции рабочего оборудования многоковшовые экскаваторы делятся на роторные и цепные.

Роторные экскаваторы (рис. 5.1) имеют рабочий орган в виде установленного на конце стрелы роторного колеса диаметром от 2,5 до 18 м с черпаками. При вращении ротора черпаки срезают в забое стружку породы и передают ее на конвейер, расположенный на стреле экскаватора сбоку от роторного колеса. Порода, перемещаемая стреловым конвейером, перегружается на разгрузочный конвейер, а с него — в транспортные средства.

Число ковшей на роторе изменяется от 6 до 12. Днища ковшей могут быть жесткими или гибкими. Первые применяются для сыпучих грунтов, вторые (цепные или кольчужные) — для вязких и липких пород. Вместимость ковшей изменяется от 200—800 до 4000—8000 л. Режущая кромка ковша снабжена четырьмя-шестью зубьями, которые армированы твердыми сплавами.

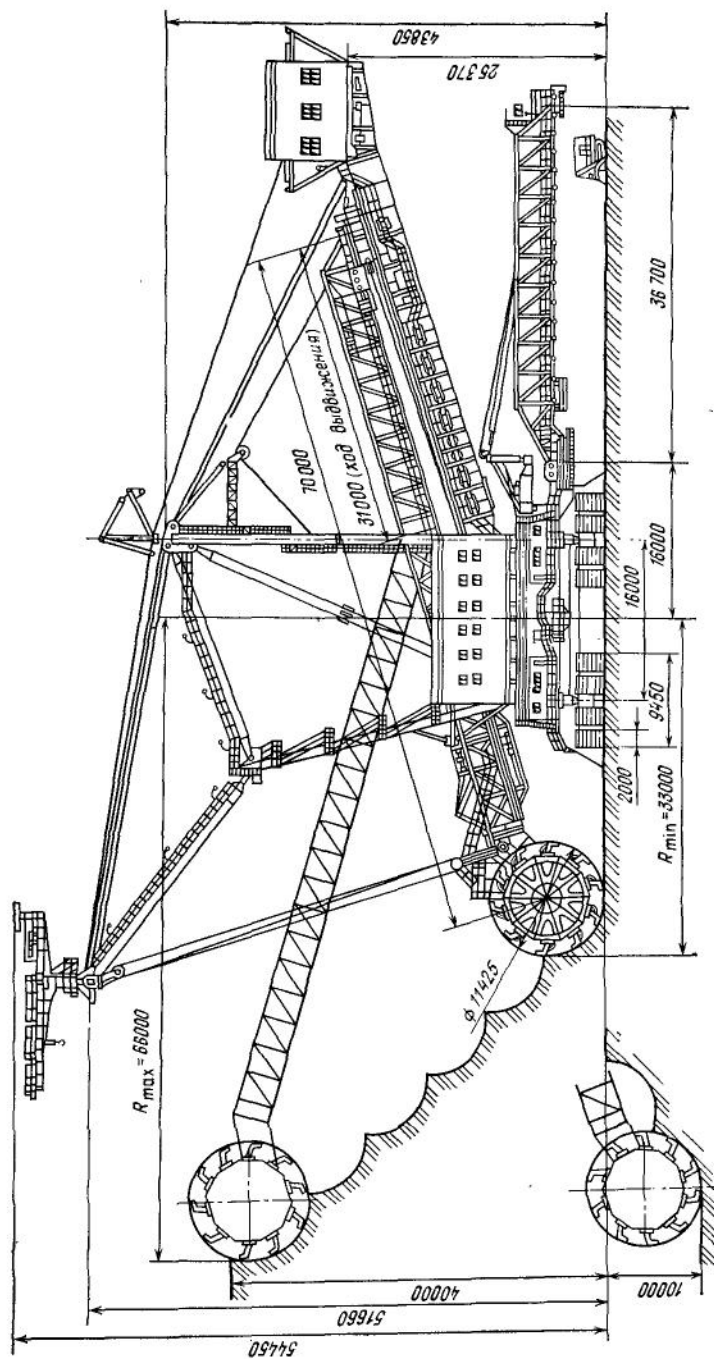


Рис. 5.1. Схема роторного экскаватора

Различают экскаваторы с обычным удельным усилием резания (до $0,5\text{--}0,6\text{ МН/м}^2$), с повышенным (более $0,7\text{ МН/м}^2$) и высоким (более $1,4\text{ МН/м}^2$). К первой группе относится большинство роторных экскаваторов отечественного и зарубежного производства, используемых для экскавации мягких пород и руд и бурого угля. Экскаваторы с повышенными и высокими удельными усилиями резания используются для экскавации каменного угля и полускальных, а также мерзлых пород.

Скорость вращения камерного роторного колеса крупных экскаваторов составляет $2,5\text{ м/с}$, бескамерного — $4,5\text{ м/с}$.

По способу разработки забоя различают экскаваторы верхнего черпания (с глубиной черпания ниже уровня стояния машины не более $1/2$ диаметра ротора) и нижнего черпания.

Неповоротные роторные экскаваторы работают в комплексе с транспортно-отвалными мостами и оснащаются колесным рельсовым ходом. Поворотные экскаваторы имеют гусеничный ход. Мощные экскаваторы устанавливают на многогусеничные ходовые устройства с трех- или четырехточечной опорной системой.

Давление гусениц на грунт при малых моделях экскаваторов составляет $0,05\text{--}0,08\text{ МПа}$, средних — $0,08\text{--}0,12\text{ МПа}$ и больших — $0,12\text{--}0,3\text{ МПа}$.

В Советском Союзе для роторных экскаваторов успешно применен шагающе-рельсовый тип ходового устройства. По сравнению с гусеничным ходом он позволяет повысить проходимость машины, улучшить ее маневренность благодаря возможности поворота на месте на любой угол.

Технологическими параметрами роторных экскаваторов, определяющими размеры забоев и схемы работы, являются: диаметр роторного колеса (от 2 до 18 м), высота и глубина черпания, максимальный радиус черпания, шаг телескопичности стрелы ротора, радиус и угол разгрузочной консоли.

В СССР карьерные роторные экскаваторы выпускаются Донецким машиностроительным заводом (ЭР-630, ЭР-1250, ЭРП-1250 и др.) для вскрышных и добычных работ с гравитационным и центробежным способом разгрузки ковшей, диаметром ротора $3,2\text{--}6,5\text{ м}$, числом ковшей $8\text{--}12$, вместимостью их $180\text{--}400\text{ л}$, производительностью $1500\text{--}3200\text{ т/ч}$ в целике и Новокраматорским машиностроительным заводом (ЭРП-2500, ЭРШР-12500, ЭРШРД-5000 и др.) с диаметром ротора $8\text{--}16\text{ м}$, числом ковшей $10\text{--}22$, производительностью до 7 тыс. т/ч в целике и массой до 5 тыс. т . Технические данные некоторых роторных экскаваторов приведены в табл. 14.

За рубежом роторные экскаваторы получили наибольшее распространение на буроугольных карьерах «Рейнбраун» в ФРГ, где используются самые мощные экскаваторы-гиганты фирмы «Маннесман-Демаг» производительностью 240 тыс. м^3

Таблица 14

Техническая характеристика некоторых роторных экскаваторов

Показатель	$\frac{17}{1,5} \frac{Д}{1,5}$ ЭР-1250	$\frac{9}{0,5}$ ЭРГВ-630	$\frac{16}{1}$ ЭРП-1250	ЭРП-2500	$\frac{30}{3}$ ЭРШРД-5000	$\frac{32}{4}$ ЭРШР-12 500
Теоретическая производительность (в разрыхленной горной массе, м ³ /ч)	1600	690—1100	1250—2500	1750—2500	5000	12 500
Удельное усилие черпания, Н/см ²	—	2,1—1,1	1,5—0,7	2—1,4	1,4	0,75
Высота черпания, м	17	9	16	21,4	30	32
Глубина черпания, м	1,5	0,5	1	1	3	4
Максимальный радиус, м:						
черпания	24,5	16,3	24,5	32,8	65,9	48,5
разгрузки	22,6	16,5	23,4	28,4	45	38,5
Диаметр ротора, м	6,5	3,2	6,5	8	13	18
Число ковшей	9	8	9+9	18	16	13
Вместимость ковша, л	300	140	400	330	1000	3200
Число разгрузок в минуту	76,5	272	76,5	90—126	56—80	50—65
Установленная мощность электродвигателей, кВт	639	880	1500	3000	5740	9200
Рабочая масса, т	675	290	1040	1450	470	5700

горной массы в сутки. Масса такого экскаватора 13 тыс. т. Фирма «Демаг-Лаугхаммер» освоила выпуск компактных роторных экскаваторов производительностью 2070 м³/ч в цикле при диаметре ротора 7,9 м и массе всего 360 т.

Цепные многочерпаковые экскаваторы имеют рабочий орган — ковшовую раму, которая служит для направления цепи с ковшами. Рама одним концом шарнирно закреплена на корпусе, а другой ее конец подвешен к укосу на полиспадах.

Выемка породы в забое производится ковшами, находящимися во время работы на нижней ветви ковшовой цепи, прижимаемой к забою весом рамы. Вместимость ковшей изменяется от 250 до 4500 л. Нагруженные ковши поднимают породу к верхнему барабану, огибая который они разгружают ее в бункер, откуда порода поступает в вагоны или на специальный разгрузочный конвейер.

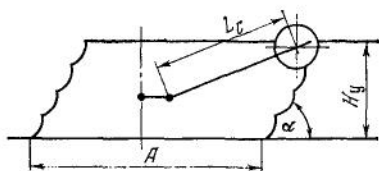


Рис. 5.2. Схема забоя роторного экскаватора:

L_c — длина стрелы; H_y — высота уступа; A — ширина заходки

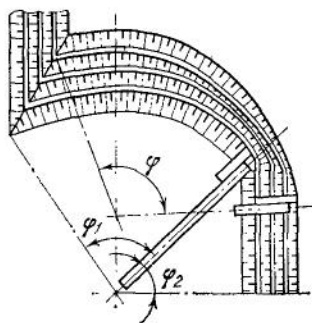
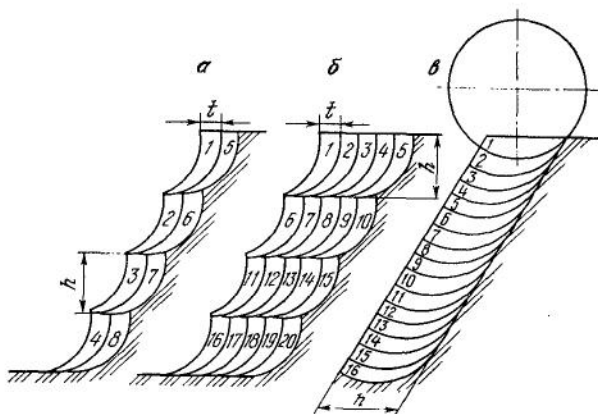


Рис. 5.3. Порядок выемки стружек:

a — однорядные вертикальные; b — многорядные вертикальные; $в$ — горизонтальные



Экскаваторы выпускают на рельсовом и гусеничном ходу. Рельсовые пути, состоящие из трех—восьми ниток рельсов, обычно укладывают на общих шпалах (длиной до 5—7 м) с путями для подвижного состава.

Теоретическая производительность цепных экскаваторов (в рыхлой массе) от 1000 до 12 тыс. м³/ч, высота черпания 17—33 м, глубина черпания 12—33 м, масса экскаватора 1100—4100 т.

Цепные многоковшовые экскаваторы получили широкое распространение на буроугольных разрезах ФРГ, где используются экскаваторы моделей DS-800, DS-2240, RS-560, RS-1600 и др.

Наиболее мощный экскаватор DS-4500 при высоте и глубине черпания 33 м имеет производительность по рыхлой массе 11 500 м³/ч.

5.2. Забой роторных экскаваторов

Забой роторного экскаватора (рис. 5.2) обычно располагается с торца уступа, реже — со стороны его откоса.

При расположении забоя с торца уступа экскаватор во время работы стоит на месте, а роторная стрела поворачивается вокруг оси экскаватора на угол $\varphi = 90 \div 135^\circ$; при этом забой разрабатывается при повороте роторной стрелы в прямом и обратном направлении. После отработки забоя на определенную ширину по всей высоте уступа экскаватор передвигается вдоль заходки на расстояние, равное величине подачи роторной стрелы на забой.

Угол поворота роторной стрелы в сторону уступа φ_2 зависит от высоты уступа и достигает 90° . Величина поворота роторной стрелы в сторону погрузки φ_1 определяется условиями полной отработки забоя в основании уступа и не превышает $45\text{—}50^\circ$.

Форма стружки (в плане), снимаемой экскаватором, зависит от конструкции роторной стрелы. Экскаватор с выдвижной стрелой снимает концентрические стружки. При невыдвижной стреле стружка имеет серповидную форму. В первом случае толщина стружки постоянна почти по всему периметру, за исключением небольших участков, во втором случае толщина стружки изменяется. При постоянной толщине стружки обеспечивается большая производительность экскаватора.

Выемка горной массы из забоя производится роторным экскаватором вертикальными или горизонтальными стружками.

При разработке вертикальными однорядными стружками вначале вынимается стружка толщиной t по всей ширине забоя (рис. 5.3). После этого, последовательно опускаясь вниз, ротор снимает стружку 2, 3 и 4. Затем ротор перемещается в исходное положение, и цикл повторяется (отрабатываются стружки 5, 6, 7 и 8).

Схема разработки вертикальными многорядными стружками отличается от предыдущей тем, что в этом случае в каждом горизонтальном слое снимается последовательно несколько стружек, порядок выемки которых показан цифрами 1—20.

Высоту слоя h при валовой выемке пород принимают равной 0,5 диаметра ротора; при раздельной выемке пород высота слоя определяется мощностью извлекаемых отдельно про-

слойков, но она не должна превышать 0,75 диаметра ротора.

При схеме разработки горизонтальными стружками ротор-колесо по всей ширине забоя вынимает стружку 1 толщиной l , затем 2 и т. д. После отработки последней полосы 16 по высоте уступа ротор переводят в исходное верхнее положение и приступают к разработке следующей полосы шириной h . Глубина захвата ротора $h=0,5 \div 0,75$ диаметра ротора.

Толщина снимаемой стружки зависит от мощности экскаватора; у средних экскаваторов она достигает 0,3—0,5 м, у мощных — до 1 м.

Энергоемкость выемки, динамика нагрузок на ротор и удельное сопротивление черпанию при выемке вертикальных стружек на 10—30 % меньше, чем при выемке горизонтальных. Однако выемка вертикальными стружками, особенно плотных глин, приводит к увеличению размера куска экскавируемой породы, что может существенно снизить производительность экскаватора.

Способ выемки влияет также на коэффициент использования экскаватора во времени из-за пересездов и перемещения стрелы после выемки каждой стружки. Затраты времени на эти операции разные у экскаваторов с выдвижной и псевдывдвижной стрелой, а также в различных горно-геологических условиях.

Выбор того или иного способа разработки забоя зависит от геологических условий месторождения и производственно-технических требований. Так, разработка вертикальными многорядными стружками приемлема для рыхлых и сыпучих пород, а также при раздельной выемке пород уступа; выемка горизонтальными стружками применима при разработке плотных пород валовым способом; комбинированный способ используют в забоях, сложенных слоями пород различной крепости.

Параметры забоя определяются линейными параметрами экскаватора (длиной роторной стрелы, высотой ее подвески, диаметром ротора и т. д.), а также физико-механическими свойствами разрабатываемых пород.

Высота забоя, в котором разработка ведется с верхним черпанием, при выемке вертикальными стружками ограничивается высотой черпания. При выемке горизонтальными стружками максимально допустимая высота забоя должна быть принята меньше, чем при выемке вертикальными стружками, на высоту первого слоя.

Углы откоса уступа α и забоя α_1 должны приниматься в соответствии с физико-механическими свойствами разрабатываемых пород. В Правилах технической эксплуатации рекомендуется принимать угол откоса уступа при работе роторного экскаватора не более 80° .

Для роторных экскаваторов при работе в торцовом забое максимальная ширина заходки

$$A = 1,5R_{ч\max} - H \operatorname{ctg} \alpha,$$

где $R_{ч\max}$ — максимальный радиус черпания экскаватора, м; H — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, градус.

Большой опыт применения роторных экскаваторов накоплен на вскрышных работах при разработке марганцеворудных месторождений на Украине и на добычных работах при разработке Экибастузского угольного месторождения. На разрезах ПО «Экибастузуголь» для планирования добычных работ, составления паспорта забоя с оптимальной схемой работы на каждую смену успешно применяют автоматизированные системы расчетов на ЭВМ.

5.3. Забои цепных экскаваторов

Различают два типа забоев цепных экскаваторов — фронтальный, в котором выемка производится с откоса уступа, и реже торцовый.

Формы и размеры забоя определяются конструкцией экскаватора, размером и профилем ковшовых рам, характером экскавации (валовая или раздельная).

Выемку с откоса уступа производят одиночными параллельными стружками, треугольными стружками в широкой заходке и многорядными параллельными стружками в широкой заходке.

Выемку одиночными параллельными стружками производят экскаваторами с ковшовой рамой, не имеющей планирующего звена. После отработки каждой стружки железнодорожные пути передвигают вслед за экскаватором в новое исходное положение. Шаг передвижки равен толщине стружки. Для передвижки рельсового пути применяют путепередвигатели непрерывного действия, обычно встроенные в экскаватор.

При выемке с откоса уступа треугольными стружками в широкой заходке (рис. 5.4) перед началом работы экскаватор устанавливают на расстоянии $S=6\div 8$ м от верхней бровки уступа. При этом ковшовая рама находится в горизонтальном положении. Затем рама опускается, экскаватор передвигается по рельсовым путям и срезает первую клинообразную стружку. После снятия стружки по всей длине уступа ковшовую раму вновь опускают на небольшую величину, и при обратном ходе экскаватора срезается вторая стружка. Этот процесс продолжается до тех пор, пока не будет отработана заходка шириной S и планирующее звено не будет установлено горизонтально. После этого рельсовые пути

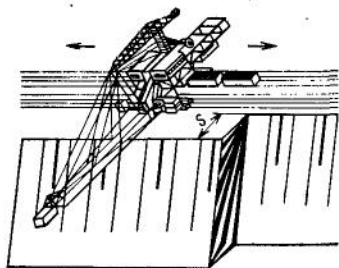


Рис. 5.4. Схема работы цепного экскаватора во фронтальном забое

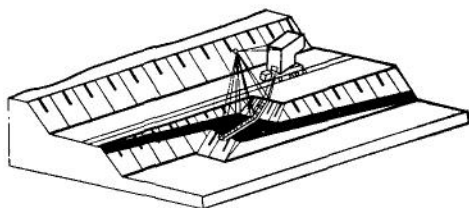


Рис. 5.5. Схема раздельной выемки сложного пласта полноповоротным многочерпковым цепным экскаватором

передвигают на расстояние S и начинают отработку новой заходки. Шаг передвижки определяется длиной планирующего звена.

Высота или глубина черпания многоковшовых экскаваторов определяются длиной ковшовой рамы и углом ее наклона и колеблются для различных типов экскаваторов от 5 до 40 м.

Величина угла наклона рамы определяется крепостью и устойчивостью разрабатываемых пород и обычно не превышает 45° .

Высота уступа принимается не больше высоты или глубины черпания, а угол откоса уступа — не более угла естественного откоса.

Многоковшовые цепные экскаваторы с многошарнирными рамами позволяют раздельно вынимать пласты сложного строения (рис. 5.5). Особенно эффективна раздельная выемка сложных пластов полноповоротными экскаваторами с многошарнирной выдвижной рамой.

5.4. Производительность многоковшовых экскаваторов и особенности их работы в зимнее время

Теоретическая производительность многоковшовых экскаваторов ($\text{м}^3/\text{ч}$) определяется геометрической вместимостью ковшей E и числом разгрузок их n_p в единицу времени:

$$Q_0 = 60En_p.$$

Конструктивно-расчетное число разгрузок ковшей в минуту указывается в технических характеристиках экскаваторов. У многоковшовых цепных экскаваторов оно составляет при разработке рыхлых пород 40—60, глинистых — 25—40; у роторных экскаваторов это число изменяется от 70 до 280.

Длительность рабочего сезона зависит от горно-геологических, климатических, технических и организационных факторов.

Рыхлые породы, легко экскавируемые многоковшовыми экскаваторами, при промерзании становятся очень прочными, особенно в поверхностном слое.

Обычно грунт приходит в устойчивое мерзлое состояние через 5—20 дней после наступления зимнего периода и остается в этом состоянии еще от 10 до 15 дней после его окончания.

В наибольшей степени обычно промерзают кровля и верхняя часть откоса уступа, не защищенная снегом, а в наименьшей — нижняя часть уступа. Доля мерзлого грунта при увеличении высоты и ширины забоя уменьшается. Если при работе экскаватора с вместимостью ковшей 25 л строительного типа доля мерзлого грунта составляет 57—78 %, то при работе экскаватора ЭРГ-1600 она уменьшается до 4,5—6 %.

Глубина промерзания грунтов на карьерах Украины 1—1,3 м, на Урале 1,5—2 м, на Дальнем Востоке 2,5—3 м. Остальная часть разрабатываемого уступа находится в талом состоянии. Однако талые грунты в зимнее время примерзают к черпакам, конвейерам, гусеницам и т. д., что резко сокращает производительность экскаватора. В связи с этим вскрышные многоковшовые экскаваторы на карьерах СССР в зимнее время, как правило, не работают. Часть зимнего периода используется для ремонта экскаваторов и горнотранспортного оборудования. На добыче угля роторные экскаваторы работают круглый год.

При выборе модели экскаватора исходят из необходимых удельных усилий резания для разработки пород с данными физико-механическими свойствами. Для резания мерзлых грунтов удельные усилия резания, развиваемые экскаваторами, ориентировочно должны составлять для карьеров Южного Урала 0,9—1 МН/м², Сибири — 1—1,2 МН/м².

Бескамерная конструкция роторного колеса уменьшает прилипание и примерзание пород. Этому же способствует замена задних стенок ковшей цепями.

Для предотвращения примерзания породы к ковшам роторных колес производят обогрев ковшей электричеством или газом, сжигаемым в огнемете, который устанавливают с наружной стороны колеса.

Большую роль в увеличении эффективности работы многоковшовых экскаваторов в зимнее время играет первоочередная разработка участков с большой влажностью и с более крепкими породами в летнее время. Таким образом, для разработки в зимний период остаются лучше осушенные и менее крепкие породы.

Фронт работы роторного экскаватора желательно располагать на северной или северо-восточной стороне карьера, где уступы больше нагреваются солнцем и меньше промерзают. За счет этого продолжительность сезона может быть увеличена на 20—25 дней. Кроме того, желательно располагать фронт работы с подветренной стороны.

Длина выемочного блока должна быть сравнительно небольшой, чтобы за время его отработки глубина промерзания уступа была меньше предельно допустимой. Из этого условия длина экскаваторного блока (м)

$$L_6 = h_d \Pi_3 / (vS),$$

где h_d — допустимая глубина промерзания, см; Π_3 — эксплуатационная производительность роторного экскаватора, м³/сут; v — средняя скорость промерзания грунта, которая при температуре —20 °С составляет 0,04—0,06 м/сут; S — площадь поперечного сечения забоя, м².

Эффективность работы в зимнее время зависит также от способа разработки уступа. Минимальное промерзание обеспечивается при выемке вертикальных стружек, хотя при этом часто приходится передвигать роторную стрелу и весь экскаватор.

Чтобы обеспечить эффективность работы роторных экскаваторов в зимнее время, применяют меры по предохранению грунтов от промерзания рыхлением мерзлого слоя (на глубину до 0,4—0,6 м) в осеннее время и перед экскавацией.

Фактическая производительность роторных экскаваторов на карьерах Украины, работающих в комплексе с конвейерным транспортом, составляет 3—4 млн м³/год (ЭРГ-400) и 9—11 млн м³/год (ЭРГ-1600).

При разработке крепких каменных углей Экибастузского месторождения производительность роторных экскаваторов ЭРП-1250 составляет 3—5 млн т в год. На Красноярских угольных разрезах годовая производительность экскаваторов ЭРП-1250 составляет 3 млн т в год.

Полные капитальные затраты на приобретение экскаваторов ЭРГ-400 составляют 350 тыс. руб., ЭРП-1250 — 960 тыс. руб., ЭРГ-1600 — 2 млн руб. Затраты на одну машино-смену мощных роторных экскаваторов равны 2000—10 000 руб. Удельные затраты на выемку 1 м³ достигают 6—9 коп.

Контрольные вопросы

1. Какие группы роторных экскаваторов различают по величине удельного усилия резания?
2. Какие технологические параметры роторных экскаваторов определяют размеры их забоев и схемы работы?
3. Как определить максимальную ширину заходки роторного экскаватора?

4. Какие типы забоев различают при использовании цепных экскаваторов?

5. Какие условия определяют эффективную работу многоковшовых экскаваторов в зимнее время?

6. Какие модели роторных экскаваторов получили наибольшее распространение на открытых разработках?

6. ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД ЗЕМЛЕРОЙНО-ТРАНСПОРТНЫМИ МАШИНАМИ

6.1. Технологические параметры и схемы работы колесных скреперов

Колесные скреперы предназначены для послойной срезки породы, перемещения и укладки ее в отвал.

Колесный скрепер работает следующим образом (рис. 6.1). При приближении скрепера к месту выемки породы переднюю его стенку (заслонку) 3 поднимают при помощи гидравлического управления, а ковш 2 опускают. При дальнейшем движении скрепера его ковш врезается в породу, срезает ее. При этом происходит заполнение ковша. Толщина срезаемой стружки в мягких и песчаных породах составляет 20—30 см, в плотных и разрушенных — 10—15 см. Ковш загружается на участке длиной 20—40 м. Когда ковш наполнится породой, его поднимают и закрывают заслонкой, и в этом положении породу транспортируют к месту разгрузки. На отвале ковш опускается, заслонка поднимается, а задняя стенка 1 перемещается вдоль ковша к передней его части, выталкивая породу. Как только ковш будет полностью освобожден от породы, его поднимают, задняя стенка передвигается в исходное положение, заслонка опускается и скрепер оказывается готовым для транспортирования к месту загрузки, и рабочий цикл повторяется. Разгрузка ковша происходит на участке длиной 10—15 м.

Мощные скреперы имеют ковши вместимостью от 15 до 40 м³, гидравлическую систему управления, гидромеханическую или электрическую (у самых мощных моделей) транс-

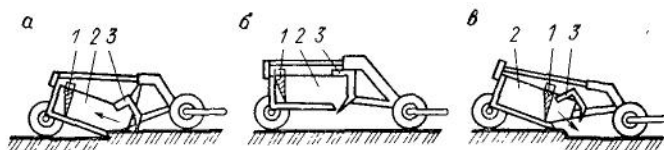


Рис. 6.1. Схемы работы колесного скрепера:

а — загрузка ковша; б — транспортное положение скрепера; в — разгрузка ковша

миссию, принудительную разгрузку (выдвижением задней стенки ковша).

На карьерах и строительных земляных работах применяются три типа скреперов: прицепные гусеничные (ДЗ-33, ДЗ-111, ДЗ-20), полуприцепные пневмокошесные (ДЗ-87-1 и ДЗ-74) и самоходные пневмокошесные (ДЗ-11П, ДЗ-13, ДЗ-115, ДЗ-107-1).

Техническая характеристика некоторых колесных скреперов приведена в табл. 15.

Таблица 15

Техническая характеристика колесных скреперов

Показатели	Самоходные			Прицепные		
	Д-392	ДЗ-67	Д-337П	Д-498	Д-77	ДЗ-79
Вместимость ковша, м³:						
геометрическая	15	25	8	7	8	15
с шапкой	18	29	10	9	10	18
Базовый тягач	БелАЗ-531	—	МоАЗ-546П	T-100МЗ	T-130	T-330
Мощность привода, кВт	265	625	158	79,5	118	243
Заглубление, мм	200	250	200	150	200	200
Ширина захвата, мм	2820	3570	2820	2620	2600	3112
Максимальная скорость движения, км/ч	45	40	40	—	—	—
Габариты, м:						
длина	12,8	16,8	11,01	8,55	9,82	11,6
высота	3,6	4,3	3,25	2,56	2,68	3,6
ширина	3,4	4,45	3,24	3,15	3,14	3,56
Масса, т	34	64	20	7	9,2	18

При разработке плотных пород применение скреперов эффективно в комплексе с тракторами-толкачами и рыхлителями. Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород, а толкачи — для увеличения тягового усилия. Один трактор-толкач может обслуживать на месте загрузки три-четыре скрепера, благодаря чему их производительность может быть увеличена на 15—30 %.

На открытых горных работах скреперы используют для зачистки кровли пласта, понижения высоты вскрышных уступов, съема плодородного слоя пород, проведения разрезных траншей, а также для выполнения основных вскрышных работ на верхних горизонтах. Колесные скреперы применяют при строительстве карьеров, возведении насыпей, строительстве дорог.

Обычно колесными скреперами разрабатывают мягкие и рыхлые породы при расстоянии транспортирования до 1—2 км.

Выемка породы производится горизонтальными или наклонными слоями. При выемке под уклон время загрузки ковша сокращается на 20—30 %, так как наполнение его происходит быстрее благодаря увеличению толщины стружки и захвату части призмы волочения. Длина наклонного забоя принимается кратной длине загрузки скрепера и составляет 20—40 м. Уклон не должен превышать 6—8° для песчано-глинистых и 10—12° для плотных пород. Оптимальный уклон по условиям загрузки составляет 5—6°.

Средняя эксплуатационная скорость современных скреперов в карьерах составляет при движении в грузовом направлении около 15 км/ч, в порожняковом — 25—30 км/ч.

Продолжительность цикла колесного скрепера зависит от принятой схемы движения, которую выбирают из условия обеспечения наименьшего расстояния хода и минимально возможного числа поворотов и подъемов груженого скрепера. На открытых работах наиболее приемлемыми схемами работы колесных скреперов являются «вытянутое кольцо» и «восьмерка».

Техническая производительность колесных скреперов зависит, главным образом, от дальности транспортирования, вместимости ковша и мощности двигателя тягача и составляет у мощных скреперов с вместимостью ковша 25 м³ около 200 м³/ч при дальности транспортирования 250 м и около 80—100 м³/ч при дальности 2000 м. Производительность скрепера с ковшем вместимостью 10 м³ составляет соответственно 70 и 30 м³/ч.

Эксплуатационная производительность скреперов определяется с учетом коэффициента использования сменного времени, равного 0,7—0,85, и длительности сезона, который в условиях Урала и Сибири составляет 170—185 дней и продолжается с середины апреля до конца октября.

По основным показателям работы скреперы в определенных условиях значительно превосходят экскаваторы, работающие с погрузкой в транспортные средства. При этом эффективность работы скреперов может быть повышена установлением рациональных параметров технологических схем: оптимальных уклонов выездов на отвалы, выездных траншей и расстояний между ними, параметров отвалов и т. д.

Стоимость полуприцепных и прицепных скреперов при увеличении вместимости ковша с 4,5 до 15 м³ изменяется соответственно с 13—38 до 5—50 тыс. руб., затраты на одну машиносмену составляют 17—90 руб. Удельные затраты при скреперной выемке равны 0,1—1 руб/м³.

6.2. Применение бульдозеров на горных работах

Бульдозеры на карьерах применяют для зачистки кровли пласта, планировки рабочих площадок, устройства насыпей для железнодорожных путей, подгребания взорванной горной массы, понижения высоты вскрышных уступов, уборки камней, расчистки снега и т. д., а также для отвальных работ.

Техническая характеристика бульдозеров, используемых в карьерах, приведена в табл. 16.

Рабочий цикл бульдозера состоит из зарезки слоя выемки, набора призмы волочения и ее перемещения к месту разгрузки. Разгрузка производится обычно под откос уступа послойно с последующим выравниванием или штабелированием породы.

У мощных и сверхмощных бульдозеров толщина стружки равна 0,5—0,7 м, площадь поперечного сечения стружки изменяется от 0,6 до 1 м², объем призмы волочения — от 7 до 15 м³. Длина участка, на котором набирается порода, составляет 12—16 м, а время набора — 20—25 с.

Для уменьшения потерь породы при транспортировании бульдозер многократно проходит по одной полосе шириной 3—3,5 м, формируя по краям полосы валики шириной 0,7—1 м, препятствующие растеканию воды. Глубина образующейся траншеи составляет 0,6—0,7 м. В мягких породах бульдозеры иногда работают спаренно, при этом производительность их увеличивается на 30—50 %.

С увеличением расстояния транспортирования породы до 50—100 м весь участок перемещения разбивают на две-три части. В конце каждой части участка породу штабелируют в виде промежуточного вала, последовательно перемещаемого к месту разгрузки. Продолжительность цикла при этом увеличивается, но производительность бульдозера возрастает на 30—40 % за счет уменьшения потерь и улучшения набора породы.

Максимальные уклоны при работе бульдозера, %

<i>Ход</i>	<i>Подъем</i>	<i>Спуск</i>	<i>Поперечный уклон</i>
Груженный	15—18	45	30
Порожний	35—40	45	30

Забоем бульдозера может быть площадка, пологий откос или развал.

При производстве вскрышных работ, проходке котлованов и траншей применяют две основные схемы. При небольшой глубине котлована рациональна параллельная схема с выполаживанием бортов, при глубине котлована более 3—4 м — веерная схема с выездными траншеями.

При перемещении породы под уклон производительность бульдозеров возрастает, при увеличении доли крупных

Т а б л и ц а 16

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	ДЗ-34С	ДЗ-94С	ДЗ-141ХЛ	ДЗ (Т-800)	Д-355А	Д-455А	Д8	Д9	Д10	Д11*
Тип трактора	ДЭТ-250	Т-330	Т-500	Т-800	Коману		Катерпиллер			
Мощность трактора, кВт	220	250	368	604	302	456	250	353	515	567
Габариты отвала, мм:										
ширина	4310	4730	4500	5600	4315	5025	4500	4540	5486	6400
высота	1550	1750	1980	2300	1875	2280	1760	1888	2159	2310
Подъем отвала над опорной поверхностью при погруженных грунтозацепах, мм	835	1620	1670	—	—	—	1290	1435	1520	1500
Опускание отвала ниже опорной поверхности при нарушенных грунтозацепах, мм	515	870	720	—	—	—	614	628	711	757
Масса бульдозера, т	34,8	47,4	56,9	103,5	50,2	77,1	—	—	—	—

* В испытании.

кусков — снижается. Например, если выход крупных кусков возрастает до 15 %, то производительность бульдозеров снижается на 30 %.

Капитальные затраты с учетом стоимости запчастей, транспортных затрат и других составляют на приобретение бульдозера Д-521А 22,2 тыс. руб., Д-572 — 47,9 тыс. руб. Годовые эксплуатационные затраты составляют соответственно 6—7 и 12—15 тыс. руб., а на одну машино-смену от 25 до 120 руб. Удельные затраты на выемку 1 м³ пород составляют 6—20 коп.

Производительность бульдозера с мощностью двигателя 250—300 кВт в рыхлых породах составляет 2—2,5 тыс. м³ в смену при расстоянии транспортирования 10 м и 550—650 м³/смену при расстоянии 30 м.

6.3. Горные работы с применением одноковшовых погрузчиков

Одноковшовый погрузчик представляет собой колесное или гусеничное самоходное шасси с опускающейся стрелой, на конце которой шарнирно закреплен ковш (рис. 6.2). Современные погрузчики имеют надежные и простые по конструкции гидравлические приводы подъема стрелы и опрокидывания ковша.

Резание горных пород и загрузка ковша происходят при опущенной стреле под действием ходового механизма шасси.

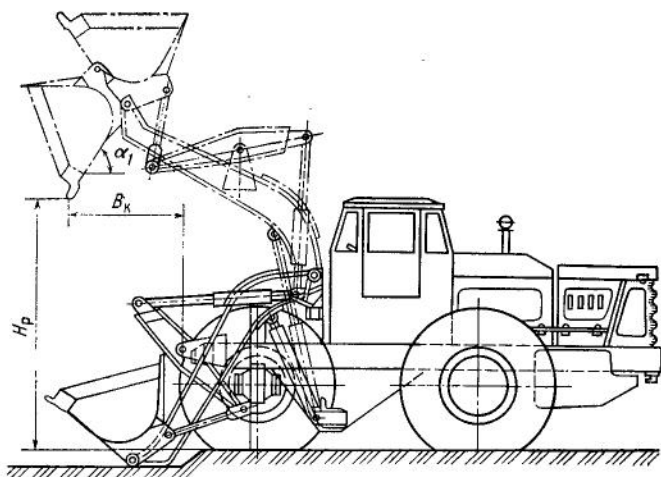


Рис. 6.2. Основные технологические параметры погрузчика

После загрузки ковша стрела слегка поднимается, и погрузчик перемещается к месту выгрузки, например, к транспортному сосуду. Здесь стрелу поднимают на необходимую высоту, и при опрокидывании ковша из него выгружается порода.

Основные технологические параметры погрузчиков: грузоподъемность, вместимость ковша и его ширина, удельное усилие резания, высота разгрузки ковша, вылет ковша, угол опрокидывания и радиус поворота.

Грузоподъемность погрузчика при движении в 2—2,5 раза меньше, чем в стационарном положении. Номинальная грузоподъемность, измеряемая в движении, составляет от 2—5 до 30—50 т, в стационарном положении она достигает 80 т.

Удельное усилие резания у современных мощных погрузчиков достигает 980—1176 Н/см режущей кромки ковша, т. е. оно не меньше, а иногда и больше, чем у карьерных одноковшовых экскаваторов.

Высота разгрузки H_p характеризует возможности погрузчика загружать транспортные средства. У мощных погрузчиков она достигает 5 м.

Вылет ковша при разгрузке B_k — это расстояние между кромкой ковша и наиболее выступающей частью погрузчика (шины передних колес). Этот параметр не превышает 2,5 м.

Угол опрокидывания ковша α_1 при разгрузке составляет 45—65°.

Радиус поворота погрузчика наряду со скоростью передвижения характеризует мобильность машины. У современных колесных погрузчиков радиусы поворота составляют 7,5—13 м.

Для погрузчиков применяются два типа шасси — с жесткой рамой для малых и средних моделей и с шарнирно-сочлененной рамой для мощных машин на пневмоколесном ходу. При шарнирно-сочлененной раме переднюю часть ее можно поворачивать на 35—45°, что значительно облегчает маневрирование погрузчика в забое при разгрузке ковша.

Последние модели погрузчиков представляют собой агрегаты, сходные с погрузчиком и механической лопатой, сочетающие достоинства тех и других, имеют поворотную платформу и иногда напорный механизм.

Техническая характеристика некоторых погрузчиков приведена в табл. 17.

За рубежом получили распространение погрузчики моделей «Катерпиллер», «Мичиган», «Вабко», «Супер» (США), «Комацу» (Япония) и др. Некоторые модели имеют сменные ковши различной вместимости и предназначены для черпания различных пород в разных условиях. Мощный погрузчик «Катерпиллер-992С» массой 86,8 т имеет 5 сменных ковшей вместимостью до 9,56 м³. Он загружает автосамосвал грузоподъемностью 45 т за три рабочих цикла.

Техническая характеристика погрузчиков

Показатели	Отечественные			Зарубежные			
	ПГ-10	ПК-15	ПК-25	«Катерпилер-988»	«Катерпилер-992С»	«Интернейшнл хорвастер Н-580»	«Мичиган-675»
Номинальная грузоподъемность, т	10	15	25	8,2	17	24,9	32,7
Вместимость основного ковша с «шапкой», м³	6*	7,5*	14,25	4,6	9,6	16,05	18,35
Ширина режущей кромки ковша, мм	—	—	—	3270	4 242	5 486	5 664
Максимальная высота разгрузки ковша, мм	4 100	4500	5 460	3251	4 724	5 182	5 461
Мощность двигателя, кВт	265	463	882	239	507	813	968
Габариты (при опущенном на грунт ковше), мм:							
длина	10 770	—	15 460	8534	11 074	14 580	15 418
высота	3 350	—	5 630	3700	4 500	5 359	6 502
ширина	3 400	—	5 140	3213	3 988	5 486	5 461
Максимальный радиус поворота, м	7,5	—	13	7,85	10,8	12,37	13,23
Масса, т	36,1	55	125	30,8	187	123,38	176,22

* Номинальная геометрическая вместимость ковша.

Мощный погрузчик «Мичиган-675» имеет два дизельных двигателя мощностью 467 кВт каждый и ковш шириной 5640 мм. 100-тонный автосамосвал загружается тремя ковшами. Мощный погрузчик «Супер» имеет ковш вместимостью 15,3—22,9 м³.

Существенной задачей является защита шин карьерных погрузчиков, для чего применяются защитные цепи различных моделей, увеличивающие срок службы шин с 2 до 10 тыс. ч.

Быстрое и широкое распространение одноковшовых погрузчиков объясняется следующими преимуществами их по сравнению с экскаваторами:

небольшая масса (в 6—8 раз меньше, чем у экскаваторов с той же вместимостью ковша), более простая конструкция и вследствие этого в 2—3 раза меньшая цена;

высокая маневренность, обеспечивающая эффективную работу в разнообразных сложных условиях на небольших площадках;

большая скорость перемещения, благодаря чему можно осуществлять не только погрузку, но и транспортирование горной массы, а также легко обеспечить многозабойное обслуживание;

сравнительно небольшие эксплуатационные расходы, которые в 3—4 раза меньше, чем при экскаваторной погрузке.

При этом погрузчики имеют относительно большую вместимость ковша (5—33 м³) и высокую производительность (300—1000 т/ч).

К недостаткам погрузчиков можно отнести:

небольшие линейные параметры рабочего оборудования, которые ограничивают высоту уступа (она не должна превышать 10—11 м);

относительно небольшое напорное усилие (у моделей средней и малой мощности), недостаточное для разработки плохо взорванной скальной горной массы.

Условия применения погрузчиков разнообразны. Они могут быть использованы как основное выемочно-погрузочное или погрузочно-транспортное оборудование или как дополнительное оборудование к мощным экскаваторам.

Применение погрузчиков на карьерах с годовым объемом работ до 3 млн т при расстоянии транспортирования 0,3—0,5 км эффективнее, чем экскаваторов и автосамосвалов. Они могут конкурировать с экскаваторами и автосамосвалами на карьерах с годовым объемом работ свыше 5 млн т при расстоянии транспортирования более 0,7 км.

На небольших карьерах погрузчики используются как основное выемочно-погрузочное, а иногда при малых расстояниях откатки (до 500—1000 м) — как транспортное оборудование. Эффективно их применение в комплексе с тракторными рыхлителями и бульдозерами.

В качестве погрузочно-транспортного оборудования погрузчики целесообразно применять в карьерах с комбинированной схемой транспортирования для выемки руды и доставки ее на короткие расстояния (до 500—700 м) к перегрузочным устройствам скиповых или конвейерных подъемников, к внутри-карьерным дробилкам или усреднительным складам, к рудоспускам. Чем меньше дальность транспортирования руды внутри карьера, тем эффективнее использование погрузчиков вместо экскаваторов и автосамосвалов.

На крупных карьерах и при многозабойной разработке многосортных руд погрузчики работают в сочетании с мощными экскаваторами и используются для раздельной выемки руд, разработки руд на стесненных участках, погрузки в транспортные средства горной массы из навалов, образуемых мощными драглайнами, а также для работы на перегрузочных и усреднительных рудных складах.

Распространению одноковшовых погрузчиков на карьерах СССР немало способствовали научные труды чл.-кор. АН СССР К. Н. Трубецкого.

Черпание горной массы погрузчиками производится за счет напорного усилия машины и при помощи механизмов поворота ковша и подъема стрелы.

Различают следующие способы выемки: раздельный, совмещенный, экскавационный и послойный (рис. 6.3).

При раздельном способе выемки ковш, режущая кромка которого находится на уровне почвы забоя, благодаря поступательному движению погрузчика внедряется в разрыхленную породу и тем самым заполняется. Погрузчик останавли-

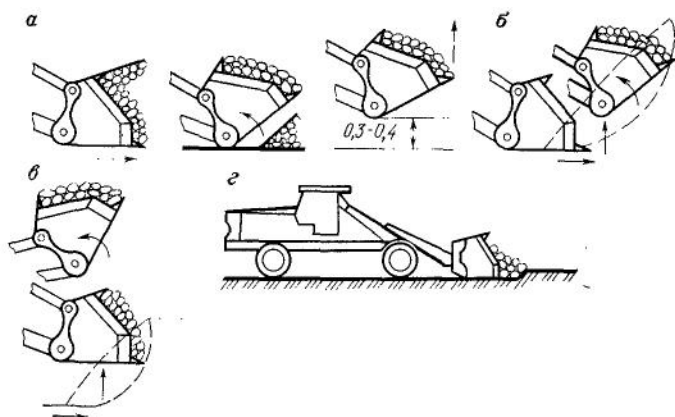


Рис. 6.3. Способы выемки погрузчиками:

а — раздельный; б — совмещенный; в — экскавационный; г — послойный

ливают, ковш поворачивают на себя до отказа, затем поднимают в транспортное положение (на высоту 0,3—0,4 м), и погрузчик задним ходом отъезжает от забоя. Подъезд к месту разгрузки совмещают с подъемом ковша на высоту, необходимую для выгрузки горной массы.

Внедрение ковша в забой производится при движении погрузчика на пониженной передаче.

Раздельный способ применяют обычно при выемке легких сыпучих материалов (песка, угля и т. п.).

При совмещенном способе выемки расположенный горизонтально ковш напорным усилием погрузчика внедряют в забой на глубину от 0,2 до 0,5 длины ковша, затем постепенно поворачивают на себя с одновременным подъемом стрелы при непрерывном поступательном движении погрузчика.

В трудных для экскавации породах применяют экскавационный способ выемки.

При послойном способе выемки грунт срезают слоями при движении погрузчика на 1-й или 2-й передаче.

Основные схемы работы погрузчиков на рабочей площадке челночная и с разворотом (рис. 6.4). Другие схемы являются по существу разнообразными вариантами этих двух схем.

Схема работы определяет продолжительность рабочего цикла погрузчика и, следовательно, его производительность, а также ширину рабочей площадки.

При челночной схеме погрузчик 1 после загрузки ковша отъезжает задним ходом по прямой на расстояние 6—10 м, достаточное для подъезда автосамосвала 2, который устанавливают под ковш погрузчика. После разгрузки ковша автосамосвал отъезжает, освобождая погрузчику проезд к забою для наполнения ковша.

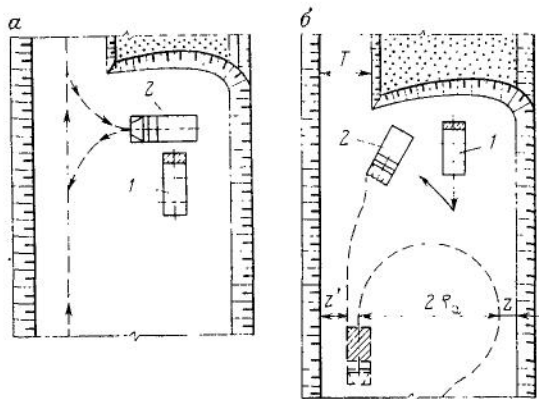
При этой схеме не требуется разворот погрузчика, что особенно важно для машин на гусеничном ходу, но необходима четкая слаженность в работе машиниста погрузчика и водителей автосамосвалов.

При схеме с частичным разворотом погрузчика при подъезде к автосамосвалу, который устанавливается примерно под углом 10—20° к фронту забоя, расстояние передвижения погрузчика с жесткой рамой минимально и составляет 10—15 м. Пневмоколесный погрузчик с шарнирно-расчлененной рамой перемещается задним ходом всего лишь на 3—5 м. Затем с поворотом передней части рамы на 35—45° погрузчик подъезжает на 1,5—2 м передним ходом к автосамосвалу и разгружает ковш в его кузов.

Проведение траншей с использованием погрузчиков производится послойно. Угол наклона слоя не должен превышать 20°. При работе на наклонном слое производительность по-

Рис. 6.4. Схемы работы погрузчика в забое:

а — челночная; *б* — с частичным разворотом



грузчика может быть выше, чем на горизонтальной площадке, так как здесь напорное усилие возрастает благодаря движению погрузчика при черпании под уклон. С наполненным ковшом погрузчик выезжает из траншеи.

Высота уступа по условиям безопасности в мягких породах должна быть не больше высоты черпания H_c (см. рис. 6.2), т. е. 4—7 м, а в сыпучих и хорошо разрыхленных скальных породах — 10—15 м.

На зарубежных карьерах с применением погрузчиков отрабатывают уступы высотой от 2 до 20 м. Наиболее распространенная высота уступа 8—15 м.

Ширина заходки принимается возможно большей (12—15 м), чтобы обеспечить наибольшую производительность оборудования. Минимальная ширина заходки складывается из ширины ковша и зазора между погрузчиком и нижней бровкой навала (0,4—1 м) и составляет 5,5—6 м.

Ширина рабочей площадки определяется прежде всего из условия удобства разворота автосамосвала и в соответствии с рациональной схемой работы погрузчика.

В число элементов, слагающих ширину рабочей площадки, входят ширина развала, ширина транспортной полосы T , радиус поворота автосамосвала, безопасные зазоры z' и z , ширина и длина автосамосвала.

Ширина рабочей площадки при погрузке в автосамосвалы составляет для погрузчиков с жесткой рамой 25—28 м, с шарнирно-сочлененной рамой 21—23 м. Если погрузчик используется для транспортирования и выезжает из забоя задним ходом, то ширина площадки может быть уменьшена до 5—8 м.

Продолжительность рабочего цикла погрузчика включает время наполнения ковша (5—12 мин), время разгрузки ковша (3—5 мин) и время груженого и холостого хода.

Скорости движения погрузчиков следующие: от забоя к месту разгрузки (на расстояние не более 20—30 м) и обратно — от 3,5—6 до 8—11 км/ч; при перевозке горной массы на расстояние более 50—100 м по дорогам с твердым покрытием — 10—15 км/ч, при перегонке на большие расстояния — до 40 км/ч.

Производительность погрузчиков зависит прежде всего от крепости пород, среднего размера куска экскавируемой породы при использовании их в качестве погрузочно-транспортных машин и от дальности транспортирования. Сменная производительность одноковшовых погрузчиков с ковшами вместимостью 4,6—5,4 и 7,5—9,2 м³ при погрузке в автосамосвалы приведена в табл. 18.

Таблица 18

Сменная производительность одноковшовых погрузчиков при погрузке в автосамосвалы, т (по К. Н. Трубецкому)

Породы	Грузоподъемность погрузчика, т	
	8,2—10	13,6—16,3
Сыпучие (песок, гравий, щебень)	2060—2630	2710—3190
Скальные взорванные с размером среднего куска, мм:		
100—200	1640—2090	2530—2970
200—300	1160—1470	2020—2370
300—400	1020—1290	1780—2080

Сменная производительность погрузчиков, применяемых для погрузки горной массы, достигает 4000 т при вместимости ковша 4,6 м³ и 4380 т при вместимости ковша 7,65 м³.

При использовании в качестве погрузочно-транспортных машин с доставкой горной массы на расстояние 200—250 м погрузчиков их сменная производительность достигает 1400—1500 т при вместимости ковша 4,6 м³ и 1700—1800 т при вместимости ковша 7,65 м³.

Контрольные вопросы

1. Для каких видов работ и при каких условиях рационально применять колесные скреперы и бульдозеры?
2. От чего зависит техническая производительность колесных скреперов и бульдозеров?
3. В чем состоят основные преимущества одноковшовых погрузчиков по сравнению с экскаваторами?
4. Для каких видов работ и в каких условиях рационально применение одноковшовых погрузчиков?
5. Какие способы выемки породы из забоя и какие схемы работы на рабочей площадке применяют при использовании одноковшовых погрузчиков?

7. КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

7.1. Значение, особенности и виды карьерного транспорта

Карьерный транспорт является связующим звеном в общем технологическом процессе. Затраты на транспортирование и связанные с ним вспомогательные работы составляют 45—50 %, а в отдельных случаях 65—70 % общих затрат на добычу полезного ископаемого.

К особенностям карьерного транспорта, определяемым спецификой открытых разработок, относятся:

- значительная мощность грузопотоков, составляющая десятки миллионов тонн в год, и длительные сроки их функционирования (от нескольких лет до 20—30 и более);

- относительно небольшие расстояния транспортирования (от нескольких сотен метров до 10—15 км, в среднем 2—4 км);

- движение в грузовом направлении происходит, как правило, при крутом (часто предельном по техническим возможностям данного транспортного средства) подъеме;

- значительная часть транспортных коммуникаций, пункты погрузки и разгрузки, как правило, периодически передвигаются;

- значительная плотность (от 1 до 5 т/м³), повышенная прочность и абразивность, неоднородная кусковатость перемещаемой горной массы, ударные воздействия при погрузке и разгрузке.

На открытых горных работах применяется железнодорожный, автомобильный и конвейерный транспорт. В ограниченных условиях эффективно используются скиповые подъемники, канатно-подвесные дороги, гидравлический трубопроводный транспорт, конвейерные поезда, трубопроводный пневмотранспорт, вертолеты и др.

В глубоких карьерах наибольшее распространение получили комбинированный автомобильно-железнодорожный и автомобильно-конвейерный транспорт, когда одновременно используются два вида транспорта: обычно на нижних горизонтах в рабочей зоне карьера — автомобильный, а после перегрузки для подъема горной массы из карьера — железнодорожный или конвейерный.

По мере развития карьера за весь длительный срок разработки месторождения используются последовательно или одновременно различные виды транспорта и различные модели транспортных средств.

При строительстве карьера обычно используют автомобильный транспорт, который позднее применяется для подготовки новых горизонтов или в комбинации с железнодорожным и конвейерным в качестве внутрикарьерного. Для отработки верхних

горизонтов глубоких карьеров, как правило, целесообразнее использовать железнодорожный транспорт, а для нижних глубоких горизонтов — конвейерные или скиповые подъемники.

Вследствие физического и морального износа срок службы транспортных средств невелик (автосамосвалов, например, 4—5 лет) и поэтому в течение длительного периода эксплуатации карьера (20—40 лет) будут использованы их различные модели.

Железнодорожный транспорт экономичен, главным образом, в карьерах средней и большой производственной мощности по горной массе (10—100 млн т в год и более) глубиной до 150—350 м при расстояниях транспортирования от карьера более 2—3 км. При использовании новейших тяговых агрегатов и уклонах путей до 60‰ глубина применения железнодорожного транспорта увеличивается до 300—350 м.

Достоинства железнодорожного транспорта: небольшой расход энергии вследствие малого удельного сопротивления движению подвижного состава по рельсовым путям (20—25 Н/т массы поезда); возможность достижения практически любой производственной мощности карьера при любом расстоянии перевозок за счет большой пропускной способности путей и увеличения массы поезда до 1500 т и более; возможность автоматизации движения транспортных средств и управления транспортными операциями; надежность работы в любых климатических и горно-геологических условиях; весьма низкая себестоимость 1 т·км перевозки (меньше, чем при автомобильном и конвейерном транспорте, в 4—6 раз).

Однако при железнодорожном транспорте предъявляются наибольшие требования к плану и профилю пути. Необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 300—500 м), кривые большого радиуса (не менее 100—120 м для широкой колеи), небольшие подъемы и уклоны путей (до 25—30, реже 40—60‰). Резко возрастают длина и объемы наклонных траншей, снижается маневренность транспортных средств и производительность экскаваторов при отдельной выемке. Весьма трудосмки перемещение и содержание путей.

Автомобильный транспорт применяют, главным образом, на карьерах малой и средней производственной мощности с грузооборотом до 15 млн т в год, а на более крупных карьерах — в основном в комплексе с другими видами транспорта. При автосамосвалах большой грузоподъемности (80—180 т) применение автотранспорта эффективно при грузообороте карьера 25—70 млн т в год и более.

Достоинства автотранспорта: гибкость, маневренность и взаимная независимость работы автосамосвалов, что упрощает схемы движения; допускаются радиусы разворота 15—25 м, подъем и уклоны до 80—100‰; меньше по сравнению с железнодорожным транспортом объемы наклонных траншей и

горно-строительных работ (на 40—50 %), а следовательно, меньшие сроки и затраты (на 20—25 %) на строительство карьеров. Отсутствие рельсовых путей и контактной сети упрощает организацию работ, производительность экскаваторов возрастает на 20—25 % по сравнению с их производительностью при железнодорожном транспорте. Увеличивается возможный темп углубления горных работ и скорость подвигания забоев.

Автотранспорт эффективен при строительстве карьеров, при разработке залежей сложных форм, малых размерах карьерных полей, сложной топографии поверхности. Он успешно применяется при раздельной выемке сложно-структурных залежей; может использоваться как вспомогательный и дополнительный к другим видам транспорта, особенно при горноподготовительных работах.

Основные недостатки автотранспорта: высокая стоимость большегрузных автомашин, а также большие эксплуатационные расходы, следствием чего являются высокие затраты на транспортирование 1 т горной массы; жесткая зависимость от климатических условий и состояния автодорог; снижение производительности в период снегопадов, распутицы, дождей, туманов и гололеда; загазованность атмосферы карьеров при большой интенсивности перевозок, дефицитность топлива.

Конвейерный транспорт применяется преимущественно для перемещения мягких вскрышных пород (Никополь-марганецкий бассейн, КМА), угля, на песчано-гравийных карьерах, карьерах огнеупорных глин и др. Практически конвейерами можно перемещать все породы в мелкораздробленном состоянии.

Достоинства конвейерного транспорта: непрерывность и ритмичность перемещения грузов; возможность повышения производительности выемочно-погрузочного (на 25—30 % по сравнению с железнодорожным транспортом) и отвального оборудования; улучшение условий и повышение безопасности труда; благоприятные условия для автоматизации и централизованного управления; высокая производительность конвейерной установки, возможность использования при пересеченном рельефе местности.

Конвейерный транспорт наиболее эффективен при грузообороте 20—30 млн т в год на карьерах с мощной толщей покрывающих мягких пород, а при выемке взорванных пород — на карьерах глубиной более 150 м при расстоянии транспортирования горной массы до 2,5—3 км (при пересеченной местности 10—20 км и более) и мощных грузопотоках.

Основные недостатки конвейерного транспорта: большая зависимость от суровых климатических условий (низкие температуры, осадки); при транспортировании скальных пород необходимость их предварительного дробления до кусков размером

150—250 мм; значительные технические затруднения и, как правило, экономическая нецелесообразность раздельной выемки и раздельного транспортирования, что делает нецелесообразным применение конвейерного транспорта при разработке многосортных руд.

При комбинированном транспорте последовательно используются для перемещения одного и того же груза (в одном грузопотоке) различные виды транспорта.

В глубоких карьерах, разрабатывающих скальные породы, чаще всего рационально использовать в качестве сборочного звена автосамосвалы, а для подъема горной массы из карьера — железнодорожный транспорт, конвейерные или скиповые подъемники.

Основное достоинство состоит в том, что каждый из применяемых видов транспорта используется в наилучших для него условиях и поэтому дает наилучшие экономические результаты.

Основной недостаток — необходимость перегрузки горной массы из одних транспортных средств в другие. Для этого приходится создавать дорогостоящие перегрузочные пункты, которые занимают большие участки в рабочей зоне карьера и ограничивают производство горных работ на рабочих бортах. Чтобы выдержать оптимальное соотношение по дальности откатки между комбинируемыми видами транспорта, необходимо, по мере углубки карьера, своевременно переносить перегрузочные пункты в новое положение (обычно через 2—4 уступа).

7.2. Рельсовые пути и подвижной состав железнодорожного транспорта

Рельсовые пути делятся на стационарные (на поверхности, транспортных бермах и в капитальных траншеях) и временные, периодически перемещаемые (на уступах и отвалах).

Колея стандартная шириной 1524 мм. Минимальный радиус кривых при ширине колеи 1524 мм должен быть не менее 200 м на постоянных путях и 100—120 м на временных.

Максимальный подъем пути в грузовом направлении называется руководящим подъемом i_p . Для железнодорожного электрифицированного транспорта он составляет 40 ‰ при однократной тяге с использованием электровозов и 60 ‰ при использовании тяговых агрегатов.

Для соединения или разветвления путей служит стрелочный перевод, характеризующийся тангенсом угла его крестовины (маркой крестовины). На постоянных путях устанавливаются стрелочные переводы с маркой крестовины 1/9 и 1/7.

Железнодорожный путь (рис. 7.1) состоит из земляного полотна и верхнего строения. Верхнее строение пути состоит из балласта, шпал, рельсов со скреплениями и противоугонов. Нан-

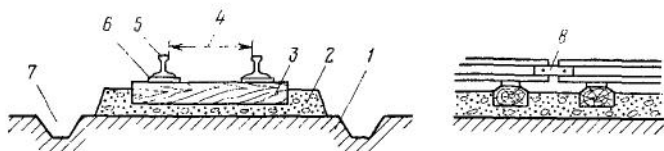


Рис. 7.1. Схема строения железнодорожного пути:

1 — земляное полотно; 2 — балласт; 3 — шпала; 4 — ширина колеи; 5 — рельс; 6 — подкладка; 7 — водоотводная канава; 8 — накладка

лучшим материалом для балласта служит щебень крупностью 20—79 мм. Толщина балластного слоя должна быть равна 15—20 и 25—40 см соответственно на временных и стационарных путях. Расход балласта составляет до 1000 м³/км на временных путях и до 2000 м³/км на постоянных.

Шпалы служат для соединения рельсов в железнодорожный путь и для передачи давления от подвижного состава на балласт. Наибольшее применение получили деревянные (сосновые) шпалы. Стандартная длина шпалы 270 см. Для увеличения срока службы шпалы пропитываются антисептиком (хлористый цинк, креозот и др.).

Число шпал на 1 км пути в зависимости от нагрузки на ось и интенсивности движения поездов составляет 1440—2000. Расстояние между шпалами принимается равным не менее 25 см.

Стандартная длина рельса 12,5 и 25 м. На постоянных путях применяется сварка рельсов в длинные плети. На криволинейных участках используются короткие отрезки рельсов требуемой длины.

Тип рельсов выбирается в зависимости от нагрузки на ось подвижного состава, назначения пути и интенсивности движения. Основным типом рельсов являются Р-65 и Р-75 (масса 1 м рельса соответственно 65 и 75 кг). При осевых нагрузках 300—350 кН используются рельсы Р-75. При тяжелых рельсах воздействие подвижного состава на верхнее строение передается более равномерно.

К шпалам рельсы прикрепляют костылями, реже шурупами и болтами. Болтовое крепление, при котором используются сквозные болты, является наиболее прочным. Концы рельсов соединяются между собой стыковыми накладками и болтами. Скорость движения на стационарных и временных путях составляет соответственно 30—40 и 15—20 км/ч.

Технологический подвижной состав на карьерах состоит из вагонов и локомотивов.

Для перевозки горной массы в карьерах применяют саморазгружающиеся вагоны — думпкары с двусторонней боковой разгрузкой. Длительность разгрузки 1,5—2 мин. Думпкары харак-

теризуются такими параметрами, как грузоподъемность, вместимость вагона, коэффициент тары (табл. 19). Масса вагона колеблется в пределах 50—80 т, нагрузка на 1 м пути около 8 т, срок службы вагона 15 лет, срок до первого капитального ремонта 4—7 лет.

При погрузке с «шапкой» объем перевозимого насыпного груза может на 10—15 % превышать вместимость вагона, если

Таблица 19

Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6BC-60	2BC-105	ТВС-145	2BC-105	BC-170	BC-200
Грузоподъемность, т	60	105	145	105	170	200
Вместимость кузова, м ³	26,3	50	60	50	70	80
Коэффициент тары	0,44	0,47	0,54	0,53	0,44	0,4
Нагрузка на ось, кН	223	269,9	273,2	268	306	337,1
Длина по осям автосцепок, мм	11 720	14 900	17 600	14 900	—	—
Цена, тыс. руб.	—	32	45	40	55	65,3

при этом масса груза не превышает паспортную грузоподъемность вагона.

Степень использования грузоподъемности вагона и его емкости зависит от плотности перевозимой породы.

Масса перевозимого груза в вагоне (Q_v)

$$Q_v = E_v \gamma_{п} k_3,$$

где E_v — вместимость вагона, м³; $\gamma_{п}$ — плотность насыпной породы в вагоне, т/м³ ($\gamma_{п} = \gamma_{ц}/k_p$); $\gamma_{ц}$ — плотность породы в целике, т/м³; k_p — коэффициент разрыхления породы в кузове; k_3 — коэффициент загрузки вагона.

Коэффициент тары вагона k_t равен отношению массы q_t вагона к его грузоподъемности $q_{п}$:

$$k_t = q_t/q_{п}.$$

Чем меньше коэффициент тары, тем экономичнее перевозки.

Часть общей массы вагона (тара и полезная масса), приходящаяся на каждую ось, характеризует нагрузку на ось, которая составляет от 220 до 350 кН и определяет требования к верхнему строению пути.

Нагрузка на 1 м пути равна отношению веса вагона к его длине. Она составляет около 80 кН и характеризует воз-

возможность проезда по искусственным сооружениям (мостам, путепроводам и др.).

В качестве локомотивов на карьерах применяются электро-
возы, тепловозы и тяговые агрегаты. Наибольшее применение
на карьерах получила электрическая тяга при напряжении
в контактной сети 1500 и 3000 В постоянного тока и 10 кВ пере-
менного тока (табл. 20).

Т а б л и ц а 20

Техническая характеристика некоторых современных электро-
возов и тепловозов

Показатели	ЕЛ-21	ЕЛ-22	ТЭМ-7
Сцепной вес, кН	1 600	1 600	1 800
Осевая нагрузка, кН	267	267	225
Число осей	6	6	8
Длина, мм	21 320	21 320	21 500
Допустимый уклон, %	40	60	40
Минимальный радиус кривой, м	80	80	80
Максимальная скорость, км/ч	65	65	100
Напряжение в контактной сети, кВ	1,5	1,5/3	—
Сила тяги при трогании, кН	480	510	594
Мощность дизеля, кВт	—	—	1472
Параметры часового режима:			
сила тяги, кН	247	300	350
мощность, кВт	2100	1200/2400	—
скорость, км/ч	29,7	13,7/27,5	10,3

Основным элементом контактной сети является медный кон-
тактный провод сечением 65, 85 и 100 мм². Для подвески кон-
тактного провода применяются деревянные, металлические и
железобетонные опоры.

Т е п л о в о з ы исключают необходимость устройства контак-
тной сети, стоимость которой составляет 12—15 % общих затрат
на транспортирование, обладают высоким к. п. д., равным 24—
26 %, и способны преодолевать значительные подъемы до 30 %.
Однако применяемые в настоящее время на карьерах тепловозы
МПС не отвечают специфическим особенностям работы карьер-
ного транспорта; резко снижают скорость при движении на
подъем.

Т я г о в ы е а г р е г а т ы представляют сочетание электро-
воза управления, секции автономного питания (дизельная секция) и
нескольких моторных думпкаров, которые, будучи в составе
тягового агрегата, значительно увеличивают сцепной вес, а сле-
довательно, и полезную массу поезда (в 2—2,5 раза по сравне-
нию с электро-возами) или руководящий подъем (до 60 %).

Техническая характеристика тяговых агрегатов

Показатели	Постоянного тока			Переменного тока				
	ПЭ-2У	ПЭ-2М	ПЭ-3Т	ЕЛ-10	ОПЭ-1Б	ОПЭ-1АМ	ОПЭ-2М	ОПЭ-1
Состав агрегата	ЭУ-12МД	ЭУ-2МД	ЭУ-ДС+МД	ЭУ-2МД	ЭУ-ДС+МД	Э-Т+МД	Э+2МД	Э+Т+МД
Масса, т	327	368	372	366	372	368	336	366
Напряжение контактной сети, кВ	1,5/3	1,5/3	1,5/3	10	10	10	10	10
Грузоподъемность моторного думпкара, т	32	45,5	45,5	55	44	44	36	40
Тяговое усилие при часовом режиме, кН	667	694	662	681	664	662	598	—
Мощность дизеля автономного питания, кВт	—	—	2000	550	2000	1500	—	200
Длина агрегата по осям автосцепок, мм	51 306	51 306	52 300	54 606	51 306	51 306	51 506	57 800

Примечание. ЭУ — электровоз управления, ДС — дизельная секция, МД — моторный думпкара.

Дизельная секция в составе тягового агрегата устраняет потребность в контактной сети на передвижных путях.

В настоящее время тяговые агрегаты успешно эксплуатируются на ряде карьеров страны. Область их применения в будущем будет расширяться. Технические характеристики некоторых тяговых агрегатов приведены в табл. 21.

Осевая нагрузка на ось у тяговых агрегатов 270—310 кН, скорость в часовом режиме около 30 км/ч, минимальный радиус кривых 80 м, допустимый уклон 60 %.

Локомотивы характеризуются сцепным весом, силой тяги, мощностью, давлением на ось и проходимостью по кривым.

Сцепным весом $P_{\text{сч}}$ локомотива называется часть его расчетного веса P_r , приходящегося на ведущие оси.

У электровозов и тепловозов обычно все оси ведущие, т. е. $P_{\text{сч}} = P_r$.

Сила тяги F (кН) и мощность локомотива N_d (кВт) находятся в прямо пропорциональной зависимости:

$$N_d = Fv/367,$$

где v — скорость движения, км/ч.

Максимальная сила тяги (кН) по условиям сцепления колес с рельсами ограничивается условием

$$F_{\text{сч}} = 1000P_{\text{сч}}\varphi g,$$

где $P_{\text{сч}}$ — сцепной вес локомотива, кН; φ — коэффициент сцепления движущихся колес с рельсами ($\varphi = 0,18 \div 0,34$); g — ускорение свободного падения.

7.3. Схемы развития железнодорожных путей на карьерах

На карьерах протяженность железнодорожных путей достигает многих десятков, а иногда и сотен километров.

Карьерные железнодорожные пути (рис. 7.2) подразделяются на следующие виды:

забойные и отвальные временные пути, периодически перемещаемые по мере продвижения фронта работ;

соединительные пути, связывающие забойные и отвальные пути с постоянными путями в капитальных траншеях и на поверхности;

пути капитальных траншей и съездов, связывающие рабочие горизонты в карьере с путями на поверхности;

откаточные, главные, цеховые и хозяйственные пути на поверхности;

магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС.

Раздельными пунктами (РП) железнодорожный путь делится на отдельные участки (перегоны), что обеспечивает необходимую безопасность движения поездов и увеличивает про-

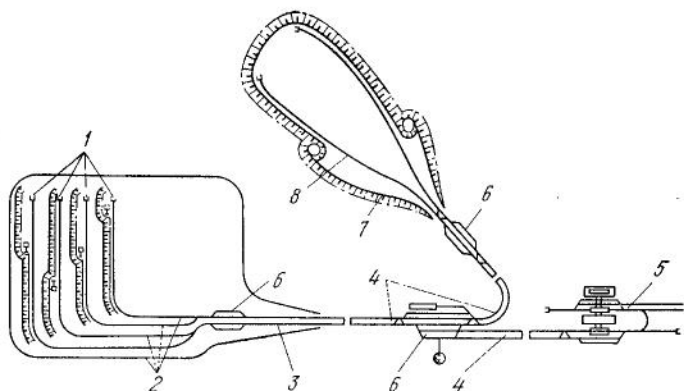


Рис. 7.2. Схема развития железнодорожных путей на карьере:

1 — временные забойные пути; 2 — соединительные пути; 3 — пути капитальных траншей и съездов; 4 — поверхностные пути; 5 — магистральные пути, соединяющие карьер с путями МПС; 6 — раздельные пути; 7 — отвал; 8 — временные отвальные пути

пускную способность пути. В зависимости от назначения и сложности путевого развития раздельные пункты делятся на посты, разъезды и станции.

Пост — это раздельный пункт, не имеющий путевого развития и предназначенный для регулирования на прилегающем перегоне движения поездов путем их остановки или пропуска. Согласно правилам безопасности на перегоне может находиться только один поезд. Разделение больших перегонов постами на более короткие обеспечивает возможность одновременного движения большего числа поездов, что ведет к увеличению пропускной способности пути. Обычно посты располагаются на подходах к карьру или отвалу, а также в пунктах примыкания забойных путей к стационарным. При автоблокировке посты заменяют проходными автоматическими светофорами.

Разъезд предназначен для скрещения (встречи), обгона и обмена поездов, располагается в непосредственной близости от карьера или отвала для быстрого обмена поездов. При значительной длине перегона разъезды устраиваются и для увеличения пропускной способности пути. В простейшем случае разъезд, кроме главного пути, имеет один приемно-отправочный путь.

Станция — это раздельный пункт, имеющий сложное путевое развитие и предназначенный для обгона, скрещения, приема и отправления поездов, маневровой работы, технического осмотра и мелкого ремонта, экипировки локомотивов, формирования и расформирования поездов. На станциях обычно располагаются диспетчерские посты, где осуществляется управление движением поездов от забоев до мест разгрузки.

Эффективное использование горного и транспортного оборудования в определенной степени зависит от схемы развития путей и организации обменных операций на уступах.

Путевая схема должна быть простой, иметь минимальное число путей и стрелочных переводов.

В зависимости от числа транспортных выходов с уступа движение поездов в его пределах может быть организовано по маятниково-тупиковой (один выход) и поточно-сквозной (два выхода) схемам.

Сквозные схемы увеличивают производительность как погрузочного, так и транспортного оборудования, однако их применение требует дополнительного строительства транспортных коммуникаций и затруднено на нижних горизонтах глубоких карьеров.

7.4. Автодороги и подвижной состав карьерного автомобильного транспорта

Стационарные автодороги, сооружаемые в капитальных траншеях, на поверхности и на соединительных транспортных бермах на длительный срок, имеют, как правило, дорожное покрытие и двухполосное движение.

Временные дороги, сооружаемые на уступах и отвалах, периодически перемещаются вслед за продвижением фронта работ и не имеют дорожного покрытия.

Ширина проезжей части автодорог зависит от габаритов подвижного состава, скорости и числа полос движения.

Ширина проезжей части двухполосных дорог для автосамосвалов грузоподъемностью 27—40 и 75—120 т составляет 9,5—11 и 14—15 м соответственно. На кривых малого радиуса ширина проезжей части увеличивается на 0,5—2,1 м в зависимости от радиуса кривой. Ширина обочин составляет 1—2 м. В обычных условиях дороги имеют двухскатный профиль с уклоном 2—5 %. На косогорах с кривизной более 30 % поперечное сечение имеет односкатный профиль с уклоном 2 % в сторону косогора. На кривых малого радиуса дорога устраивается с односкатным профилем и уклоном 2—6 % к центру кривой.

Автодороги, расположенные на бортах карьеров, для предотвращения падения автосамосвала под откос в случае аварийной ситуации согласно правилам безопасности должны иметь ограждения в виде вала из скальной горной породы или предохранительной оградительной стенки, для размещения которых требуется увеличивать ширину транспортных площадок. Как показали практика и экспериментальные исследования, для удержания автосамосвалов грузоподъемностью более 40—75 т необходимо строительство железобетонных ограждений высотой не менее 0,75 диаметра колеса, так как необходимые размеры

вала для автосамосвалов большой грузоподъемности требуют увеличения ширины транспортной площадки на 6—8 м и более. Для размещения железобетонной ограждающей стенки требуется полоса шириной всего лишь 1—1,5 м. Стоимость строительства железобетонных ограждений конструкции Свердловского горного института, как показывает практика уральских карьеров цветной металлургии (Учалинский, Сибайский и др.), составляет около 800 руб. за 1 м.

На мощных карьерах (при интенсивности движения 2000—3000 автосамосвалов в сутки) на постоянных дорогах применяют цементно-бетонное покрытие. При меньшей интенсивности движения (1000—1500 автосамосвалов в сутки) используют щебеночное покрытие с пропиткой и поверхностной обработкой или покрытие, обработанное по способу смешения. Временные дороги при рыхлом основании имеют грунтовое покрытие, улучшенное щебеночными добавками.

Эксплуатация дорог с покрытием высокого качества позволяет значительно сократить затраты на ремонт подвижного состава и шин, топливо, смазку и прочее, что при большой интенсивности движения быстро приводит к окупаемости строительно-дорожных расходов.

Стоимость 1 км дороги с цементно-бетонным покрытием 300—400 тыс. руб., с щебеночным — 50—100 тыс. руб.

Подвижной состав карьерного автотранспорта можно разделить на две основные группы: автосамосвалы и полуприцепы (табл. 22).

Основными параметрами карьерных автосамосвалов являются грузоподъемность, мощность двигателя, вместимость кузова, колесная формула и минимальный радиус поворота.

Колесной формулой называется цифровое обозначение числа колес автосамосвала (например, 4×2). Первая цифра колесной формулы показывает общее число колес, вторая — число ведущих колес.

На карьерах наибольшее применение получили автосамосвалы типа БелАЗ грузоподъемностью от 27 до 110 т.

В качестве тягачей для полуприцепов используются базовые модели автосамосвалов соответствующей мощности.

Для транспортирования угля созданы автосамосвалы и полуприцепы-углевозы грузоподъемностью от 40 до 120—360 т; некоторые из них с донной разгрузкой.

Для эксплуатации в суровых климатических условиях выпускаются специальные модели автосамосвалов, которые могут работать при температуре до -60°C .

Создаются автосамосвалы грузоподъемностью 250 т.

Техническая характеристика подвижного состава автомобильного транспорта

Показатели	Автосамосвалы						Полуприцепы		
	КрАЗ-256Б	БелАЗ-640А	БелАЗ-648А	БелАЗ-549	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521	БелАЗ-540В-5271	БелАЗ-548В-5272	БелАЗ-549В-5275
Колесная формула	6×4	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2	6×2	6×2	6×4
Грузоподъемность, т	12	27	40	75	110	180	45	65	120
Вместимость кузова, м	6	15,3	21,7	41	44	90	23,4	34	59,5
Максимальная скорость движения, км/ч	68	55	57	60	52	50	55	57	60
Размеры автосамосвала, м: ширина длина высота	2,64 8,1 2,79	3,48 7,25 3,58	3,7 8,17 3,79	4,9 9,7 4,4	6,1 11,3 5,13	7,64 13,6 6,1	3,48 10,9 3,65	4 12,54 3,95	5,4 13,86 4,68
Минимальный радиус поворота, м	10,5	8,3	9,5	9,5	12	15	8,5	10	9,5
Расход топлива на 100 км пути, л	60	125	200	350	620	1150	220	270	400
Мощность двигателя, кВт	176	260	382	770	955	1690	330	360	880
Стоимость автомобиля, тыс. руб.	8,9	26,2	37	145	206	290	37	51,7	180

7.5. Расчет карьерного автотранспорта и организация его работы

Число автосамосвалов, которые можно эффективно использовать в комплексе с одним экскаватором, определяется по следующей формуле:

$$N_p = T_p / t_{\Pi},$$

где T_p — время рейса, мин ($T_p = t_{\Pi} + t_{\text{дв}} + t_{\text{в}} + t_{\text{м}}$); t_{Π} , $t_{\text{дв}}$, $t_{\text{р}}$, $t_{\text{м}}$ — время соответственно погрузки, движения, разгрузки и маневров, мин.

Время погрузки

$$t_{\Pi} = n_k t_{\text{ц}},$$

где n_k — число ковшей, разгружаемых экскаватором в кузов автосамосвала; $t_{\text{ц}}$ — продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

В зависимости от соотношения плотности перевозимой породы γ_n , грузоподъемности автосамосвала q_a , вместимости его кузова V_a число ковшей может ограничиться либо емкостью кузова, либо грузоподъемностью автосамосвала:

$$n_k = V_a / (E k_n) \quad \text{или}$$

$$n_k = q_a k_p / (E k_n \gamma_n),$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м^3 ; k_n — коэффициент наполнения ковша экскаватора; k_p — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора.

В табл. 23 приведены значения средних скоростей движения автосамосвалов на карьерах.

Время разгрузки автосамосвала $t_{\text{р}}$ включает время подъема кузова и время его опускания. Для автосамосвалов грузоподъемностью до 40 т оно составляет 60 с, при большей грузоподъемности автосамосвалов — 70—90 с.

Время маневров $t_{\text{м}}$ при погрузке автосамосвала зависит в основном от схемы подъезда и находится в пределах 0—10, 20—25, 50—60 с соответственно для сквозной, петлевой и тупиковой схем.

Общее число рабочих автосамосвалов

$$N_{\text{р. а}} = k_{\text{нр}} W_{\text{с}} / (P_{\text{а. см}} n_{\text{см}}),$$

где $k_{\text{нр}}$ — коэффициент неравномерности работы ($k_{\text{нр}} = 1,1 \div 1,15$); $W_{\text{с}}$ — суточный грузооборот карьера, т; $n_{\text{см}}$ — число смен в сутки; $P_{\text{а. см}}$ — сменная эксплуатационная производительность автосамосвала, т.

$$P_{\text{а. см}} = q_a k_q \frac{T_{\text{см}}}{T_{\text{р}}} k_{\text{в}};$$

k_q — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; T_p — время рейса, ч; k_B — коэффициент использования автосамосвала во времени ($k_B = 0,7 \div 0,8$).

Так как часть автосамосвалов постоянно находится в ремонте и проходит техническое обслуживание, то инвентарное число автосамосвалов

$$N_{a. и} = N_{p. а} / \tau_r,$$

где τ_r — коэффициент технической готовности парка ($\tau_r = 0,7 \div 0,8$).

Т а б л и ц а 23

Значения скоростей движения дизель-электрических автосамосвалов в условиях железорудных карьеров, км/ч

Модель (удельная мощность, кВт)	Продольный уклон, %				
	4	6	8	10	12
БелАЗ-549 (5,7)	20,8	17,2	14,5	12,8	11,8
	33	31,3	28	24,5	20
БелАЗ-7519Б (4,2)	18,6	13,8	10,6	8,5	7,3
	31,3	29,8	27	23,4	19,5
БелАЗ-7519 (4,9)	19,8	15,5	12,3	10,2	9
	31,3	29,8	27	23,4	19,5
БелАЗ-7521 (5,2)	20,7	17	14,3	12	11
	28,3	27,3	22,5	22,5	19,8

Примечание. В числителе — при движении с грузом на подъем, в знаменателе — при движении порожняком на спуск.

Техническая готовность автосамосвалов уменьшается по мере увеличения срока их эксплуатации.

Пропускная и провозная способности автодороги при движении автосамосвалов в одном направлении (часовая)

$$N = 60/t_m = 1000vk'_n/L,$$

где t_m — интервал времени между машинами, мин; v — скорость движения, км/ч; $k'_n = 0,5 \div 0,8$ — коэффициент неравномерности движения; L — безопасное расстояние между следующими друг за другом автосамосвалами, м.

Безопасное расстояние между автосамосвалами складывается из длины тормозного пути и длины автосамосвала; оно должно быть, как правило, не менее 50 м.

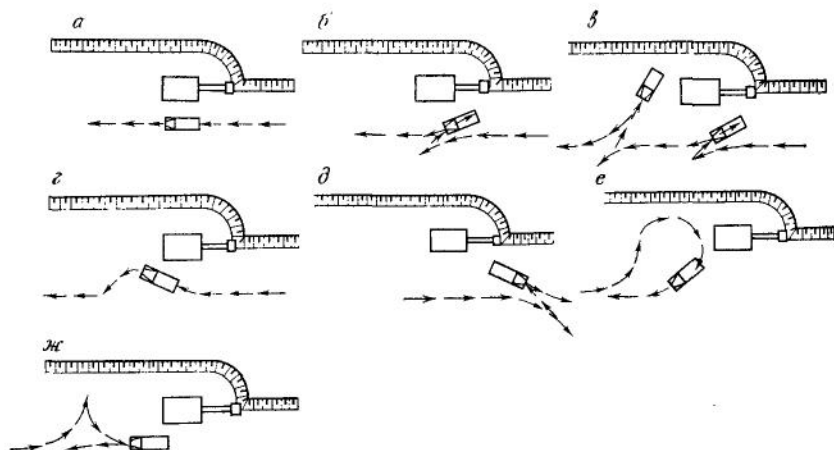


Рис. 7.3. Схемы подъезда автосамосвалов к экскаваторам:

а, г — сквозной подъезд; б, в, д, ж — подъезд с тупиковым разворотом; е — подъезд с петлевым разворотом

Дорожные условия эксплуатации автосамосвала на большинстве рудных карьеров характеризуются следующими данными: средневзвешенным расстоянием транспортирования 1,8—2,3 км, средневзвешенным уклоном 3—4,5 %, шириной проезжей части дорог 10—14 м, числом поворотов на трассе 4—7, среднетехнической скоростью движения 18—22 км/ч.

Эффективность использования автотранспорта на карьерах в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвала к забою (рис. 7.3) и установки его у экскаватора. В зависимости от способа вскрытия рабочих горизонтов, размеров рабочих площадок и условий работы экскаваторов возможны сквозной подъезд автосамосвалов к экскаватору, подъезд с петлевым и тупиковым разворотом.

Автосамосвалы следует устанавливать так, чтобы обеспечить минимальный угол поворота экскаватора при погрузке, что позволяет повысить его производительность. Подъезд с тупиковым разворотом используют в стесненных условиях, когда невозможно осуществить петлевой разворот. При подъезде с тупиковым разворотом производительность автосамосвалов снижается на 10—15 % (по сравнению с другими схемами подъезда).

В зависимости от числа автосамосвалов, находящихся одновременно в забое, применяют одиночную или спаренную установку их под погрузку. Спаренная установка автосамосвалов обеспечивает более высокую производительность экскаваторов.

Рациональное отношение вместимости кузова автосамосвала V_a к вместимости ковша экскаватора E находится в пределах 4—6.

На отечественных карьерах с автотранспортом затраты на 1 т·км изменяются от 7 до 12 коп. При увеличении грузоподъемности автосамосвалов показатели их работы улучшаются (табл. 24).

Таблица 24

Технико-экономические показатели работы карьерного автотранспорта

Автосамосвал	Грузоподъемность, т	Переменные расходы, руб.		Производительность автосамосвала, т, при расстоянии транспортирования 2 км	
		на 1 ч работы	на 100 км пробега	часовая	сменная
КрАЗ-256Б	12	1,53	315	30—40	250—300
БелАЗ-540А	27	1,68	759	60—70	550—600
БелАЗ-548А	40	1,7	1105	80—90	750—800
БелАЗ-549	75	2,11	2157	140—160	1200—1300
БелАЗ-7420	120	2,14	3129	220—240	2800—3000

Автосамосвал	Срок службы до списания, лет	Пробег до списания, тыс. км	Расход* топлива на 100 км пробега, л	
			летом	зимой
КрАЗ-256Б	4,5—5	180—200	55—237	61—261
БелАЗ-540А	5—6	200—220	155—175	125—447
БелАЗ-548А	5—6	200—220	138—544	166—654
БелАЗ-549	6—7	250—300	260—930	290—1020
БелАЗ-7420	5—6	200—220	—	—

* Расход топлива зависит от высоты подъема и дальности транспортирования.

Из общих затрат на автотранспорт на амортизационные отчисления и заработную плату приходится 30—40 и 20—30 % соответственно.

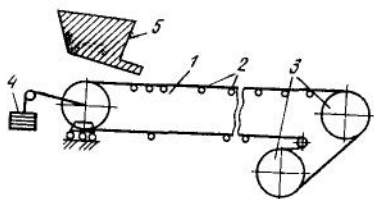
Срок службы автосамосвалов до списания 5—6 лет, их пробег за это время составляет 180—220 тыс. км.

Средние показатели работы автосамосвалов БелАЗ-540 (на одну работающую машину): годовая выработка на 1 т грузоподъемности 10—16 тыс. т, среднесуточный пробег 180—240 км, коэффициент использования грузоподъемности 0,94—0,99.

7.6. Конвейерный транспорт

На карьерах наибольшее применение получили ленточные конвейеры. Техническая характеристика некоторых карьерных конвейеров приведена в табл. 25.

Рис. 7.4. Схема ленточного конвейера



Ленточный конвейер (рис. 7.4) состоит из ленты 1, роликовых опор 2, смонтированных на металлической конструкции, приводных барабанов 3, устройства для натяжения ленты 4, загрузочного устройства 5. Конвейерная лента является одновременно и грузонесущим, и тяговым органом. На открытых горных работах наибольшее применение получили резиноканевые ленты.

Ткани для лент изготавливаются в основном из полиамидного (капрон, анид), синтетического (винилон) или полиэфирного (лавсан) волокна. Для конвейеров с небольшой нагрузкой используют хлопчатобумажные (бельтинговые) и комбинированные ткани. Для мощных стационарных конвейеров, как правило, применяют резиноканевые ленты, в которых вместо прокладок используются стальные тросы диаметром 2,5—10 мм.

Ширина ленты конвейера зависит от его производительности и кусковатости транспортируемых пород и изменяется от 400 до 3600 мм. Транспортирование крупных кусков тяжелых пород быстро выводит из строя конвейерную ленту, поэтому размер кусков не должен превышать 500 мм. Скорость движения конвейерной ленты выбирается с учетом физико-механических свойств транспортируемых пород, ширины ленты и составляет 2—6 м/с.

Допустимый угол подъема конвейера зависит от физико-механических свойств транспортируемых пород и составляет 20—22, 16—18 и 13—15° соответственно для песков, разрыхленных

Таблица 25

Техническая характеристика карьерных конвейеров

Показатели	КЛЗ-800-2М	С160160	С200200	КМЗ
Ширина ленты, мм	1200	1600	2000	1800
Скорость движения ленты, м/с	1,85—4,6	1,6—3,15	1,6—3,15	4,35
Производительность, м ³ /ч	1750	1600—3150	2560—4960	4500
Мощность привода, кВт	2×250	400—800	630—1250	1050
Максимальная длина става, м	800	800—1000	800—1400	600

скальных пород и гравия. Допустимый угол при спуске конвейера на $2-3^\circ$ меньше допустимого угла при его подъеме.

Длина става конвейера с одним приводом составляет 400—1500 м.

Ролики, поддерживающие нижнюю ветвь, имеют специальную конструкцию, приспособленную для уменьшения налипания на них породы. При транспортировании очень вязких пород используют устройства для переворота обратной ветви нити на 180° (чистой стороной вниз) и возвращения ее в исходное положение перед концевым барабаном. Это почти полностью исключает заштыбовку конвейера.

Приводная станция служит для передачи конвейерной ленте тягового усилия. Основным элементом приводной станции является приводной барабан, который приводится во вращение электродвигателем через редуктор. Приводные станции мощных конвейеров имеют несколько приводных барабанов. Для повышения сцепления барабана с лентой его поверхность покрывают специальным эластичным материалом.

Натяжная станция служит для создания начального натяжения ленты, которое необходимо для надежной передачи тягового усилия приводными барабанами ленте и для компенсации ее вытяжки в процессе эксплуатации. Основным элементом натяжного устройства является барабан, подвижно укрепленный на раме.

Загрузочные устройства устанавливаются в местах поступления груза на конвейер. Они должны обеспечивать подачу груза на ленту без завала и просыпания, а также придать грузу скорость, равную по величине и направлению скорости движения ленты.

Часовая техническая производительность ленточных конвейеров (м^3) зависит от ширины ленты, формы поперечного сечения навала размещенной на ленте породы и ее физико-механических свойств, скорости движения ленты и определяется по следующей формуле:

$$P_{\text{к. тех}} = 3600 F v k_3,$$

где F — площадь поперечного сечения навала породы, размещенной на ленте, м^2 ; v — скорость движения конвейерной ленты, м/с ; k_3 — коэффициент загрузки ленты ($k_3 = 0,8 \div 1$).

Площадь поперечного сечения (м^2) размещенного на ленте навала породы определяется по формуле А. О. Спиваковского:

$$F = B k_n k_{\text{пр}} (0,9B - 0,05)^2,$$

где B — ширина ленты, м ; k_n — коэффициент, учитывающий угол наклона конвейера; $k_{\text{пр}}$ — коэффициент, учитывающий конструкцию роlikоопоры (для однороликковой опоры $k_{\text{пр}} = 0,13 \div 0,17$).

Угол наклона конвейера, градус	До 10	12	14	16	18	20
$k_{\text{н}}$	1	0,97	0,95	0,92	0,89	0,85

Затраты на 1 т·км при конвейерном транспорте изменяются от 3 до 10 коп.

7.7. Комбинированный транспорт

При комбинированном транспорте на отдельных звеньях транспортной системы применяются различные виды и средства транспорта, что позволяет достигнуть более высоких технико-экономических показателей его работы в целом, так как каждый из входящих в комбинацию видов транспорта эксплуатируется в наиболее благоприятных для него условиях. Транспорт первого звена (внутрикарьерный) непосредственно обслуживает добычные забои. Он должен обладать большой маневренностью для обеспечения высокой производительности добычных машин, полноты выемки и требуемого качества полезного ископаемого. Транспорт второго звена должен обеспечить перемещение по кратчайшим наклонным участкам пути. Транспорт третьего звена (на поверхности) характеризуется транспортированием горной массы на большое расстояние по относительно горизонтальным участкам пути.

Как показала практика, для транспортирования горной массы в карьере наиболее целесообразно использовать автосамосвалы различной грузоподъемности. Для подъема горной массы наиболее высокие технико-экономические показатели достигаются при использовании конвейерных и скиповых подъемников. Для транспортирования горной массы на поверхности лучшие результаты дает железнодорожный транспорт.

Наибольшее распространение получила комбинация автомобильно-железнодорожного транспорта, при которой горная масса доставляется автотранспортом от забоев до перегрузочных пунктов, а затем железнодорожным транспортом на поверхность до отвалов или дробильно-обогательной фабрики (ДОФ). Железнодорожный транспорт работает в наиболее благоприятных для него условиях: в основном на постоянных путях, с наименьшими простоями под погрузкой, с наименьшим числом маневров состава и имеет большую скорость движения. Автотранспорт также используется весьма эффективно: при коротком расстоянии откатки, в стесненных условиях нижних горизонтов, при подготовке новых уступов, при селективной разработке многосортных руд и т. д., он имеет лучшие, по сравнению с другими видами транспорта, технико-экономические показатели.

Вследствие этого, несмотря на дополнительные затраты, связанные с перегрузкой горной массы, достигается лучшая эффективность транспортной схемы.

Перегрузка горной массы производится экскаваторами или на эстакадах при непосредственной разгрузке автосамосвалов в вагоны.

Основное достоинство этой схемы: низкие затраты на перевозку 1 т горной массы и большая провозная способность транспортной сети.

Основной недостаток состоит в том, что размещение перегрузочных пунктов, имеющих довольно значительные размеры (до 500—600 м и более), приводит к сокращению рабочей зоны и к консервации рабочих уступов на длительное время, что осложняет горные работы.

Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт с внутрикарьерной перегрузкой горной массы эффективен на нижних уступах при глубине 120—150 м (иногда 40—70 м) и при большой производственной мощности карьеров в тех случаях, когда на верхних горизонтах используется железнодорожный транспорт. Расстояние транспортирования автосамосвалами при этом обычно не превышает 0,7—0,9 км (иногда достигает 1,2—1,5 км).

Автомобильно-железнодорожный транспорт применяется в основном на крупных карьерах (Соколовском, Сарбайском железнодорожном, Баженовских асбестовых и др.).

Комбинация автомобильного транспорта с конвейерными или скиповыми подъемниками применяется на глубоких горизонтах карьера, расположенных ниже 120—150 м от поверхности. При этой схеме подъемники выдают горную массу на поверхность по кратчайшему пути и, следовательно, с наименьшими затратами. Комбинация автомобильного транспорта с рудоспусками, подвесными канатными дорогами применяется на высокогорных карьерах, где спуск горной массы при перепаде высот 200—800 м другими средствами затруднен, небезопасен и требует слишком больших затрат.

7.8. Путьевые работы на карьерах

Путьевые работы — основные в комплексе вспомогательных работ при железнодорожном транспорте. К ним относятся: возведение и планировка земляного полотна; сборка рельсошпальной решетки; укладка и перемещение путей; балластировка путей и очистка шпальных ящиков; выправление, рихтовка, текущее содержание и ремонт пути; вспомогательные работы, связанные с монтажом, переносом и текущим содержанием контактной сети,

Характер путевых работ на карьерах и средства их механизации зависят от вида и типа погрузочного и транспортного оборудования, мощности предприятия и природных условий.

Возведение и планировка земляного полотна путей на уступах осуществляются в процессе основной работы выемочными и отвальными машинами по маркшейдерским пикетам. При подготовке трассы путей экскаваторы подсыпают земляное полотно, выравнивают его, нарезают кюветы и т. д. Окончательную планировку осуществляют бульдозерами. Средняя производительность бульдозеров при планировке составляет 0,6—0,8 км/ч.

Сборка и ремонт рельсошпальных решеток на карьерах часто выполняются непосредственно на трассе пути. На крупных карьерах создаются централизованные звеносборочные площадки и базы, где производятся разборка звеньев, ремонт путевых материалов, сборка звеньев и стрелочных переводов с использованием механизации трудоемких работ.

Производительность звеносборочных агрегатов (полуавтоматических звеносборочных станков и линий) составляет 300—500 м готовых звеньев пути в смену при работе бригад из 8—14 чел.

Укладка рельсошпальных решеток на карьерах чаще всего производится краном с платформы. Могут также использоваться рельсоукладчики для укладки отдельных элементов звеньев, а также путеукладочные поезда.

Балластировка железнодорожных путей включает: доставку и разгрузку балласта, разравнивание балластного слоя, подъемку пути на балласт, подбивку и подштопку шпал, рихтовку и выправку пути.

Для перевозки, механизированной разгрузки, дозировки и разравнивания балласта (щебень или гравий крупностью до 150 мм) используют вагоны-дозаторы. Расход балласта составляет до 1570 м³/км.

Подбивка балласта под шпалы осуществляется ручными электрическими шпалоподбойниками, а также самоходными шпалоподбивочными машинами вибрационного действия ШПМ-02.

Перемещение рельсошпальной решетки временных путей является большой по объему и трудоемкой работой. В среднем на 100 тыс. м³ породы, разрабатываемой в карьерах и разгружаемой на отвалах, перемещается соответственно 0,8—1 и 0,4—0,6 км путей.

Различают два основных способа перемещения временных путей на новую трассу: передвижку пути без его разборки и перекладку (перенос) пути отдельными звеньями.

Для передвижки пути без разборки звеньев могут использоваться путепередвигатели циклического действия, которые ранее были широко распространены на карьерах. Передвижку

пути производят участками по 10—15 м. Шаг передвижки пути 0,7—0,9 м. Производительность путепередвигателя 450—550 м²/ч чистой работы. В настоящее время для передвижки пути без разборки на звенья применяются турнодозеры.

Турнодозер (колесный или гусеничный трактор) имеет кран с подвешенным роликовым захватом, который шарнирно соединен также с рамой. Передвижка путей с помощью турнодозеров осуществляется следующим образом. Рельсозахватное приспособление, накладываемое на головку рельсов, приподнимает путь. Затем турнодозер отъезжает на 1—2 м (требуемый разовый шаг передвижки) и, двигаясь вдоль пути по челноковой схеме, перемещает его в новое положение. После окончания передвижки турнодозер делает еще два-четыре прохода вдоль пути для его рихтовки. После перемещения пути производят ремонт путевой решетки с заменой шпал, подачу, разгрузку и дозировку балласта, подъем пути на балласт, выправку пути в плане и профиле, подбивку шпал (уплотнение балласта).

Производительность турнодозера в несколько раз выше, чем путепередвигателя циклического действия, и достигает 5—7 тыс. м²/ч.

Объем подготовительных работ при использовании турнодозеров меньше, чем при использовании путепередвигателя, в 5—10 раз. Преимуществами турнодозеров являются также небольшой износ пути, высокая их маневренность и универсальность (могут применяться при любой ширине колеи), возможность передвижки концов пути в тупиках, перемещения пути через канавы шириной до 0,8 м и на насыпи высотой до 0,7 м, значительное облегчение передвижки примерзших путей и участков со стрелочными переводами.

Переукладка путей после подготовки новой трассы включает: подготовку пути к переукладке (отрыв рельсового пути путеподемником от балластного основания, разъединение стыков рельсов, расшивка подстыковых шпал, демонтаж контактной сети); собственно переукладку звеньев путевой решетки; устройство пути на новой трассе (сболчивание стыков, установку подстыковых шпал, черновую подъемку пути, засыпку шпальных ящиков балластом, выправку и подбивку шпал); монтаж контактной сети.

В зимнее время на многих карьерах размораживание шпальных ящиков производят с помощью турбореактивных снегоочистителей и поливкой горячей водой.

Собственно переукладка звеньев путевой решетки производится железнодорожными или гусеничными кранами, тракторными путепереукладочными машинами.

Крановая переукладка широко распространена на карьерах при работе одноковшовых экскаваторов.

Необходимый вылет стрелы крана определяется шагом переукладки пути (шириной экскаваторной заходки). Шаг переукладки пути при использовании экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 в карьере соответственно равен 14—16 и 19—21 м, а при использовании экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 на отвалах — 20—22,5 и 25—30 м. Требуемая грузоподъемность крана определяется массой звена решетки длиной 12,5 м, которая составляет 3—3,5 т. В зимнее время вследствие примерзания породы к шпалам масса звена увеличивается до 4—5 т.

В зависимости от требуемого шага переукладки и схемы путевого развития на уступе применяют непосредственную переукладку пути со старой трассы на новую, кратную переукладку, переукладку с перевозкой рельсовых звеньев.

Непосредственная переукладка пути на новую трассу производится при отступающем или наступающем ходе крана.

При переукладке наступающим ходом (рис. 7.5, а) кран движется по настилаемому пути. Преимущество схемы — возможность врезки экскаватора в новую заходку при небольшом объеме путевых работ. Основной недостаток схемы — низкая производительность крана (200—300 м/смену) из-за необходимости чернового ремонта пути.

Работа крана отступающим ходом (рис. 7.5, б) производительна (500—700 м/смену). Однако до врезки экскаватора в новую заходку у пункта примыкания необходимо переуложить весь путь, произвести его выправку, баллаستировку и ремонт не менее чем на длину локомотивосостава (150—250 м). При длине фронта работ уступа 1500—2000 м переукладка пути отступающим ходом обычно занимает 2—3 дня. Одновременно производят перегон экскаватора к началу заходки и его профилактический ремонт.

При отработке экскаватором заходки отступающим ходом от тупика к въездной стрелке путь переукладывают на новую трассу одновременно с выемкой, не дожидаясь ее окончания. При врезке в новую заходку экскаватор простаивает только

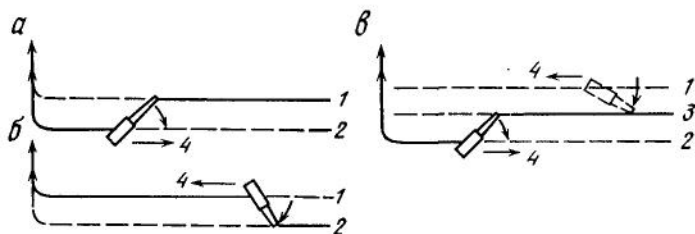


Рис. 7.5. Схема переукладки пути наступающим ходом, отступающим ходом в два приема:

1, 2, 3 — соответственно старое, новое и промежуточное положения пути; 4 — направление перемещения крана

одну смену, когда участок пути переукладывают на длину состава.

Кратная переукладка пути кранами с переброской звеньев на промежуточную трассу применяется при несоответствии общего шага переукладки вылету стрелы крана (обычно на отвалах, рис. 7.5, в).

Крановая переукладка характеризуется значительными трудоемкостью и затратами вследствие большого удельного веса ручного труда при подготовке звеньев к переносу и ремонта пути после переукладки. Путевая бригада состоит из 8—12 чел., включая машиниста крана и его помощника. Переукладка рельсовых звеньев длиной 25 м на шаг 18—28 м позволяет увеличить производительность труда при крановой переукладке на 60—75 %, уменьшить ее трудоемкость на 30—40 % и затраты на 15—30 %. Это возможно при использовании железнодорожных кранов с вылетом выдвижной стрелы на 30—33 м.

При расположении между старой и новой трассами переукладываемого пути других действующих путей, линий электропередачи контактной сети и связи (обычно при работе на уступе двух-трех экскаваторов) рельсовые звенья перевозят путевкладочными поездами.

На ряде карьеров небольшие объемы путепереукладочных работ при значительном шаге перемещения выполняют тракторными путепереукладчиками — кранами-бульдозерами, оборудованными подъемными рельсозахватными каретками. Производительность этих переукладчиков обычно не превышает 200—250 м/смену.

Укладочные краны типа УК в комплекте с эшелонной платформой, оборудованных рольгангом, чаще всего используются для строительства и переукладки отвальных путей. Работы отличаются высоким уровнем механизированного труда. Производительность укладки прямолинейных железнодорожных путей достигает 1000—1200 м/смену.

Контрольные вопросы

1. В чем состоят особенности карьерного транспорта, определяемые спецификой открытых разработок?

2. В чем состоят рациональные условия применения, достоинства и недостатки различных видов карьерного транспорта?

3. Какими показателями характеризуется конструкция карьерного железнодорожного пути?

4. Какие средства транспорта входят в технологический подвижной состав на карьерах?

5. Какими факторами определяется сцепной вес поезда и допустимое число вагонов в составе поезда?

6. Как определить массу груза, перевозимого в вагоне?

7. Из каких участков состоит сеть карьерных железнодорожных путей?

8. Как определить число автосамосвалов, требуемое для эффективной работы в комплексе с одним экскаватором?

9. Какие модели автосамосвалов получили наибольшее распространение на карьерах?
10. Как определить число экскаваторных ковшей породы, которые можно разгружать в автосамосвал?
11. Каково рациональное соотношение вместимостей кузова автосамосвала и ковша экскаватора?
12. Как определить техническую производительность ленточного конвейера?
13. Чем определяется эффективность комбинированных видов транспорта?
14. Какие операции входят в комплекс путевых работ на карьерах?
15. Чем различаются схемы крановой перегрузки железнодорожных путей при наступающем и отступающем ходе?

8. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

8.1. Конструкция отвалов и их параметры

Технологический процесс размещения пустых пород и некондиционных руд, удаляемых при открытой разработке и строительстве, называется отвалобразованием.

Отвалообразование в комплексе вскрышных работ является важным процессом потому, что, во-первых, объем отвальных пород очень значителен (в несколько раз больше объемов добываемого полезного ископаемого), во-вторых, от организации отвальных работ зависит успешность работы вскрышных экскаваторов и транспорта вскрыши.

В настоящее время расходы на отвалообразование составляют 12—15 % расходов на вскрышные работы.

Способы отвалообразования зависят прежде всего от вида применяемого транспорта и типа рабочего оборудования. При железнодорожном транспорте применяются экскаваторные (с механическими лопатами, драглайнами, абзетцерами), плужные и бульдозерные отвалы, при автомобильном транспорте — бульдозерные и экскаваторные, при конвейерном транспорте для укладки породы в отвал используются консольные отвалообразователи.

По размещению относительно контура карьера отвалы делятся на внешние и внутренние, а по стационарности — на постоянные и временные.

Отвал по своей конструкции представляет собой насыпь горной массы, состоящую, как правило, из нескольких слоев (ярусов) и имеющую в плане в общем случае криволинейную форму или чаще близкую к прямоугольнику (рис. 8.1).

В один отвал может быть раздельно уложено два-четыре вида пород или некондиционных полезных ископаемых (селективное складирование пород). Селективное складирование ведется в случаях, когда извлекаемые вскрышные породы пред-

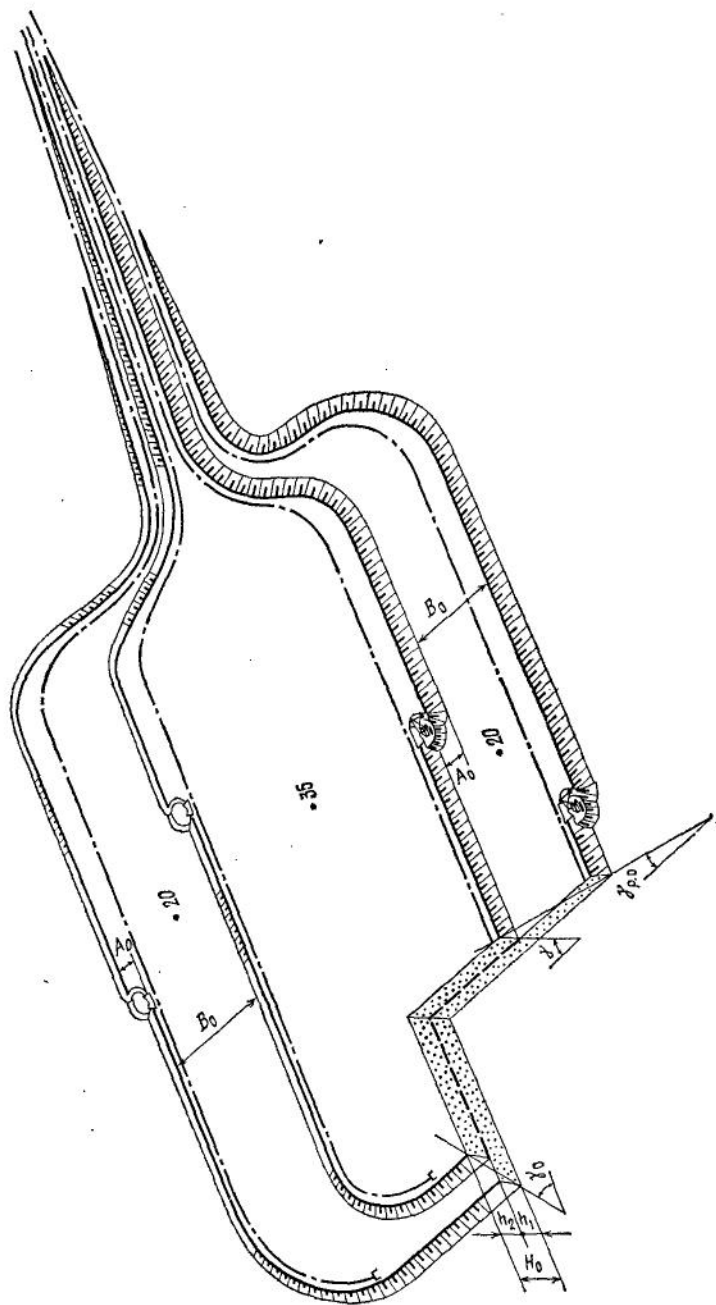


Рис. 8.1. Конструкция отвала и его основные параметры

ставляют собой сырье для обрабатывающей промышленности и строительства либо некондиционные полезные ископаемые, которые в дальнейшем с пересмотром кондиций и совершенствованием технологии обогащения могут быть вовлечены в переработку. При этом размещение пород производится таким образом, чтобы не происходило перекрытия одного их вида другим либо перекрытие было минимальным. В результате в плане отвал разбивается на участки. В пределах каждого участка, как правило, с первого до последнего яруса размещается один вид пород. Границы участка к моменту завершения отвальных работ должны частично (не менее $1/4$ периметра) совпадать с конечным контуром отвала, что обеспечивает независимую выемку из отвала любого вида пород или бедного полезного ископаемого.

Селективное складирование используется и тогда, когда необходимо снизить уровень негативного воздействия токсичных элементов, содержащихся в горных породах, на окружающую среду: почву, водные источники, атмосферу, а также повысить эффективность рекультивационных работ в условиях дефицита плодородных и потенциально плодородных пород. При этом отдельные виды пород укладываются в строго определенные ярусы и в вертикальном сечении отвал представляет собой «слоеный пирог».

Складирование пород независимо от их физико-механических свойств и качественных характеристик называется **валовым**.

Основными параметрами (см. рис. 8.1) отвала являются: высота отвала H_0 и отвального уступа (яруса) h , длина L_0 и ширина отвала B_0 , ширина отвальной заходки L_0 , площадь земельного участка, занимаемого отвалом, S_0 , площадь горизонтальных площадок и поверхности откосов отвала, угол откоса яруса γ , угол погашения борта отвала γ_0 , угол рабочего борта отвала $\gamma_{р.о.}$

Высота отвала и высота отвального уступа зависят от способа механизации отвальных работ, устойчивости складываемых пород и основания отвала, рельефа местности и ценности земель, отводимых под отвалы, а также от вида транспорта.

Как правило, по высоте отвал состоит из двух-пяти ярусов, высота каждого из которых равна высоте отвального уступа и ограничивается прежде всего условиями безопасного ведения работ. Если породы малоустойчивы и разгрузка транспортных средств производится вплотную к отвальной бровке, как, например, на плужных отвалах, то высоту отвального уступа сокращают до 8—10 м. В устойчивых крепких породах, а также на экскаваторных отвалах, где груженные вагоны находятся вне пределов возможной осадки породы, высота отвальных уступов выше и достигает 30—40 м. На отвале, который отсыпается из

неоднородных пород, высота ярусов может быть различной. Например, в нижний ярус отсыпаются породы, повышающие устойчивость отвала или почвы отвала. В верхний ярус, а также в крайние заходки всех ярусов могут отсыпаться потенциально плодородные породы, улучшающие возможность рекультивации поверхности отвалов. В средний ярус и в центральную в плане часть отвала могут отсыпаться токсичные породы, а под ними и вокруг них — глинистые породы, создающие изолирующий экран, препятствующие вымыванию токсичных элементов и геохимическому загрязнению окружающих территорий.

Общая высота отвала должна быть, как правило, оптимальной, при которой все затраты на укладку породы в отвал будут наименьшими. Чем больше высота отвала, тем больше затраты на транспортирование пород и рекультивацию поверхности отвала, но тем меньше площадь, занимаемая отвалом, и тем меньше затраты за отчуждение земли под отвалы. На равнинной местности оптимальная высота отвала при железнодорожном транспорте достигает 100—130 м. В гористой местности при отсыпке на склонах гор высота отвала достигает 200—500 м.

Угол погашения борта отвала после завершения работ по укладке пород должен обеспечивать долговременную устойчивость борта и отвечать требованиям рекультивации. Для того, чтобы на откосах бортов отвала удерживалась плодородная порода, наносимая в процессе рекультивации, их выполаживают до 12—20°, а в ряде случаев создают специальные площадки для посадки кустарников и деревьев.

Ширина отвальной заходки зависит от способа отвалообразования и вида транспорта и равна шагу передвижки путей, который определяется параметрами отвального оборудования и составляет: при железнодорожном транспорте на плужных отвалах 1,5—3 м, на экскаваторных отвалах с мехлопатами — 21—34 м, с драглайнами — до 120 м, на бульдозерных отвалах — от 50—60 до 110—120 м; при автомобильном транспорте на бульдозерных отвалах — 35—50 м, с использованием драглайнов — до 200 м.

Объем отвальной заходки или приемная способность отвального тупика — это количество породы, которое возможно поместить в отвале между двумя смежными передвижками пути.

Приемная способность отвального тупика ($\text{м}^3/\text{м}$)

$$V = h_{\text{я}} A_0 / k_p,$$

где $h_{\text{я}}$ — высота яруса отвала, м; A_0 — шаг передвижки путей, м; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Приемная способность 1 м отвального тупика составляет на плужных отвалах 30—60 м^3 , на экскаваторных отвалах с мехлопатами — 500—1200 м^3 , с драглайнами — до 10—12 тыс. м^3 .

Параметры железнодорожных отвалов на карьерах

[illegible]

Большая приемная способность отвала обеспечивает более устойчивую равномерную работу транспорта и сокращение расходов ручного труда на передвижку путей.

Площадь основания отвала в настоящее время нередко ограничивается наличием свободных участков, которые могут быть заняты под отвалы в соответствии с требованиями законов о земле и об охране окружающей среды.

Место для расположения отвала должно отвечать следующим требованиям: быть как можно ближе к карьору, чтобы расстояние транспортирования пород было наименьшим; площади, занимаемые постоянными отвалами, должны быть безрудными и безугольными.

Внешние отвалы занимают большие земельные площади, которые на крупных карьерах достигают 2—3 тыс. га. Если эти площади пригодны для сельского или лесного хозяйства, то размещение отвалов пустых горных пород на них паносит ущерб, который должен быть возмещен горным предприятием в размерах до 20—30 тыс. руб. за 1 га. Поэтому отвалы стремятся располагать на земельных участках, не пригодных для лесного и сельского хозяйства.

Для уменьшения затрат на землю ркомендуется применять поэтапное развитие отвалов, при котором отчуждение земельных площадей под постоянные отвалы производится не сразу в конечных границах, а по очередям.

На карьерах с длительным сроком службы и поочередной отработкой этапов существенный экономический эффект может быть достигнут при определенных условиях благодаря применению временных отвалов, которые в первый период располагаются вблизи карьера, а затем при расширении контуров карьера переносятся на постоянное место. Экономический эффект в этом случае достигается благодаря тому, что экономия от снижения затрат на транспортирование породы на короткое расстояние в первый период оказывается намного больше, чем дополнительные затраты на перенос отвала в будущем, который осуществляется более совершенной техникой с низкими затратами. Существенно важным является то обстоятельство, что средства, сэкономленные в первый период, эффективно используются в течение длительного периода времени в народном хозяйстве, принося ежегодно дополнительный эффект. Размеры площадей и объемов некоторых отвалов приведены в табл. 26.

8.2. Формирование отвалов

Формирование отвала осуществляется в течение всего периода его эксплуатации и завершается, когда в плане он достигает отведенных ему границ (предельных контуров), а в высоту — проектных отметок.

Процесс формирования отвала начинается с создания пионерной насыпи первого яруса. При железнодорожном и конвейерном транспорте пионерная насыпь длиной 0,5—2 км имеет узкую и вытянутую форму, благодаря чему обеспечивается длина фронта работ, достаточная для эффективного использования транспортного и отвального оборудования. Развитие отвала происходит в одну или обе стороны дискретно с шагом, равным ширине отвальной заходки.

При автомобильном транспорте пионерная насыпь имеет овальную форму и ограничивается размерами площадки для свободного маневрирования автосамосвалов (приблизительно 100×200 м).

По мере отсыпки пород площадь яруса расширяется до размеров, которые позволяют начать работы и строительство пионерной насыпи на следующем ярусе.

Место и время укладки пород, поступающих на отвал, т. е. порядок формирования отвала, могут быть различными.

Возможно поочередное заполнение ярусов: вначале первого до предельных контуров, затем второго и т. д. При этом порядке в первые периоды порода доставляется к месту разгрузки на меньшую высоту и, следовательно, с наименьшими затратами на транспорт. Однако при этом быстрее занимаются большие земельные площади и увеличиваются затраты на компенсацию за их использование горным предприятием.

Другой вариант — развитие отвала в высоту с максимально допустимой скоростью. При этом сокращается плата за землю, но увеличиваются транспортные затраты.

Чаше всего оптимальным является промежуточный вариант с одновременным развитием по площади и высоте. Задача формирования отвала осложняется при неравномерной подаче на отвал одновременно нескольких видов пород, требующих селективной укладки. Детальный расчет календарного плана формирования отвала, в котором определяются место и время разгрузки каждого локомотивосостава или автосамосвала, границы всех отвальных заходов, распределение ежемесячных и годовых объемов разных видов вскрыши по ярусам и участкам с указанием места и времени отсыпки в оптимальном режиме, может быть выполнен лишь на ЭВМ с использованием специального комплекса программ.

Необходимость оптимальности формирования отвалов до последнего времени недооценивалась. Между тем практика показывает, что автоматизированное планирование отвальных работ дает весьма значительный эффект.

Число отвальных заходов, одновременно отсылаемых на отвал, или, другими словами, число отвальных тупиков ограничивается пропускной способностью транспортных коммуникаций

и размерами отвала и определяет производительность отвала.

Производительность отвала — это количество породы, принимаемой отвалом в единицу времени (в смену, сутки и т. д.):

$$P_0 = NQ,$$

где Q — средняя вместимость железнодорожного состава или автосамосвала; N — число транспортных средств, разгружаемых на отвале в смену.

Число составов, разгружаемых на тупике в смену,

$$N = \frac{T}{t_p + t_o} k_{н.р.},$$

где T — время смены; $k_{н.р.}$ — коэффициент использования рабочего времени смены тупика на приеме составов (для плужных отвалов $k_{н.р.} = 0,7 \div 0,8$, для экскаваторных отвалов $k_{н.р.} = 0,85 \div 0,9$); $t_p = 40 \div 20$ мин — время на разгрузку одного состава; t_o — время на обмен составов.

При работе экскаваторов на отвале производительность, определенная по пропускной способности путей, должна быть равной или несколько больше производительности отвальных экскаваторов.

Фактическая производительность одного отвального тупика составляет: плужного 1,5—2 тыс. м³/сут, экскаваторного (с мехлопатай или драглайном) в зависимости от модели экскаватора от 4 до 7 тыс. м³/сут, бульдозерного автоотвала — до 4—8 тыс. м³/сут.

Общее число тупиков с учетом тупиков, находящихся в передвижке, принимается на 25—50 % больше рассчитанного по производительности.

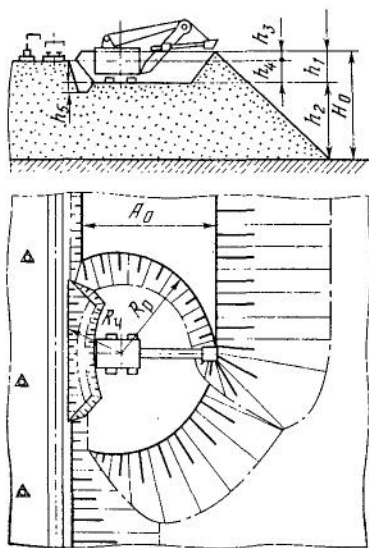
8.3. Экскаваторные отвалы при железнодорожном транспорте

На экскаваторных отвалах в качестве механизмов для размещения породы в отвал после выгрузки ее из состава применяют механические лопаты, драглайны и многоковшовые отвальные экскаваторы-абзетцеры.

Технология отвалообразования с применением мехлопат имеет следующие особенности. Отвальный уступ высотой от 10—15 до 20—40 м разделен на два подступа (рис. 8.2). Экскаватор располагается на кровле нижнего подступа на 4—7 м ниже кровли верхнего подступа, на которой находится железнодорожный путь.

Порода разгружается из думпкаров в приемную яму отвального экскаватора, имеющую длину 20—25 м, глубину (ниже

Рис. 8.2. Схема отвалообразования с применением механической лопаты



горизонта установки экскаватора) 0,8—1 м и вместимость 200—300 м³. Экскаватор переваливает эту породу в трех направлениях: вперед по ходу экскаватора, в сторону под откос отвала и назад, создавая при этом отвальную заходку, высота которой должна быть выше уровня железнодорожного пути на 0,5—1 м. Это превышение рассчитано на усадку породы, вследствие которой высота отвала сохраняется одинаковой во всех заходках. Ширина отвальной заходки, равная шагу переукладки же-

лезнодорожных путей, должна удовлетворять следующим условиям:

$$A_0 = (R_q + R_p) (0,85 \div 0,9);$$

$$A_0 = \sqrt{R_q^2 - (l_6/2)^2} + R_p,$$

где R_q , R_p —радиусы соответственно черпания и разгрузки экскаватора; l_6 —длина фронта разгрузки (бункера), равная длине 1,5—2 думпкаров.

При использовании экскаваторов ЭКГ-4 на отвалах ширина экскаваторной заходки или шаг передвижки путей практически доходит до 24—25 м, а высота верхнего подступа—до 6 м.

При использовании ЭКГ-8 шаг передвижки равен 30 м, а высота верхнего подступа достигает 7 м.

Число передвижек железнодорожных путей зависит от высоты отвалов и длины тупика; обычно их бывает три-четыре в год.

После разгрузки породы откос уступа принимает прямолинейный профиль с углом, близким к углу естественного откоса пород.

Размещение породы экскаватором может производиться с отсышкой верхнего и нижнего подступов сразу. В случае неустойчивых отвалов первоначально отсыпается нижний подступ на длину 100 м и более, после чего экскаватор обратным ходом производит засыпку верхнего подступа, затем операция повторяется.

При работе одноковшовых экскаваторов на отвале важно следить за устойчивостью откоса борта приемной ямы и поддерживать для данного типа экскаватора нормальную высоту верхнего подступа.

Длина приемной ямы должна быть, как правило, равной длине одного-двух думпкаров.

Верхняя кромка приемной ямы должна проходить на расстоянии 0,5 м от концов шпал; не следует допускать нависания шпал над ямой и образования козырьков.

Нижнюю часть приемной ямы следует заглублять на 0,8—1 м, чтобы увеличить вместимость ее и предотвратить повреждение экскаватора крупными кусками породы.

Порядок образования отвальных подступов и схемы перемещения отвального экскаватора в зависимости от устойчивости основания отвала и складироваемых пород принимаются такими, чтобы обеспечить наибольшую безопасность работы экскаватора и железнодорожного транспорта и наименьшее число холостых переходов отвального экскаватора.

При устойчивом основании и крепких устойчивых породах примняется схема отсыпки отвала на всю высоту.

При неустойчивом основании и рыхлых породах примняют схему с поочередной отсыпкой нижнего и верхнего подступов. Вначале экскаватор отсыпает нижний подступ на длину 100—200 м, затем возвращается холостым ходом и засыпает верхний подступ на этой же длине.

Иногда нижний подступ формируется на всю длину заходки, а верхний подступ отсыпается при отступающем ходе экскаватора.

Рациональная схема может быть выбрана в конкретных условиях лишь на основании опыта работы и изучения факторов, влияющих на устойчивость отвалов.

К достоинствам применения мехлопат на отвалах относятся: небольшая трудоемкость передвижки разгрузочных путей, которая производится обычно звеньями с помощью крапов; высокая производительность отвального тупика; возможность устройства отвалов в самых различных условиях, в том числе на заболоченных площадях.

Основной недостаток — задалживание на переэкскавации породы дорогостоящих экскаваторов.

Отвалообразование драглайнами при железнодорожном транспорте впервые было освоено в промышленных масштабах на карьерах Соколовско-Сарбайского ГОКа, а в последнее время широко применяется на Томусинском, Междуреченском, Ирша-Бородинском и Кумертауском угольных разрезах.

Развитию отвалообразования с использованием драглайнов способствовали исследования Н. В. Мельникова.

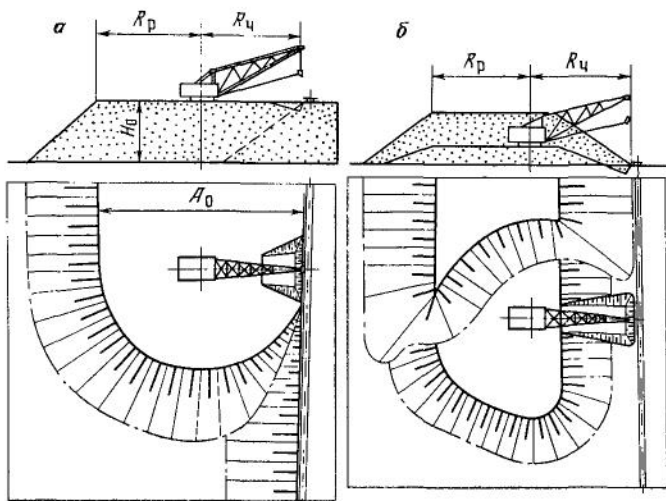


Рис. 8.3. Схемы отвалообразования с применением драглайна с нижней (а) и комбинированной (б) отсыпкой

Процесс отвалообразования драглайнами аналогичен процессу отвалообразования мехлопатами. Думпкары состава поочередно (по два-три вагона) разгружаются в приемный бункер, который периодически, по мере развития отвальной заходки, сооружается драглайном. Глубина прямка 4—8 м, а длина равна длине двух-трех думпкаров.

Схемы отвалообразования различаются числом железнодорожных тупиков, обслуживающих один экскаватор, местоположением драглайна и путей относительно друг друга и относительно площади основания отвала, способом отсыпки отвальных ярусов (нижняя, верхняя, комбинированная) и порядком их заполнения.

Наибольшее применение в практике горных работ получили однотупиковые схемы с нижней (рис. 8.3, а) и комбинированной (рис. 8.3, б) отсыпкой.

При первой схеме железнодорожный путь и драглайн располагаются на кровле отвального уступа, отсыпаемого сразу на всю высоту. Порода из приемного бункера экскавируется драглайном вперед по ходу экскаватора и сбоку под откос отвала. Максимальная ширина отвальной заходки (м)

$$A_0 = R_p + \sqrt{R_q^2 - l_6^2/2},$$

где R_p , R_q — радиусы соответственно разгрузки и черпания драглайна, м; l_6 — длина приемного бункера, м.

Чем больше ширина заходки, тем больше шаг переукладки путей и угол поворота драглайнами и меньше его техническая производительность.

При второй схеме с комбинированной отсыпкой драглайн располагается на предотвале, который отсыпается с опережением на величину радиуса разгрузки.

Применение драглайнов для отвалообразования по сравнению с мехлопатами имеет следующие преимущества:

при одинаковой вместимости ковша драглайна и мехлопаты ширина заходки увеличивается в 3—4 раза, что существенно снижает трудоемкость работ по переукладке железнодорожных путей;

пути служат длительный срок (год и более), поэтому их можно устраивать более капитальными и применять мощный подвижной состав с нагрузкой на ось 300 кН, т. е. возможно увеличение высоты отвального уступа до 30—40 м, так как деформация откосов уступа при нижней отсыпке менее опасна, чем при работе мехлопат. Вследствие увеличения высоты уступа и ширины отвальной заходки в 3—7 раз снижается трудоемкость работ по переукладке и содержанию путей на отвалах;

более высокая эффективность отвалообразования рыхлых и обводненных пород, а также в условиях сложного рельефа (косогоры, овраги) и при слабых основаниях.

Вследствие больших капитальных затрат и сравнительно невысокой производительности на 1 м³ вместимости ковша применение драглайнов обычно не снижает затраты на 1 м³ породы, уложенной в отвал, а иногда даже повышает их.

Несмотря на это, драглайны успешно применяют на отвалах, особенно при складировании рыхлых и обводненных пород, при засыпке заболоченных земель, воронок обрушения, оврагов, различных горных выработок.

При работе в карьерах многоковшовых экскаваторов с железнодорожным транспортом на отвалах применяется абзетцерное отвалообразование. Современные абзетцеры в отличие от многоковшовых экскаваторов снабжены короткой ковшовой рамой специальной конструкции, приспособленной для черпания породы из траншей шириной 1,5—2,5 м. Разгрузочный механизм абзетцеров имеет консольную ферму с ленточным конвейером. Для выравнивания поверхности отвала перед передвижкой железнодорожных путей абзетцеры снабжаются специальной ковшовой рамой длиной 10—15 м.

Технология и организация работы многоковшового экскаватора по размещению породы в отвале заключаются в следующем. Экскаватор, передвигаясь по фронту работ, черпает ковшом породу, разгруженную из думпкаров в приемную тран-

шею, и затем разгружает ее на отвальный ленточный конвейер.

Многokrатно передвигаясь по фронту отвального тупика, экскаватор, изменяя угол поворота разгрузочной консоли, заполняет свободное пространство шириной 10—40 м. После заполнения отвала на ширину заходки поверхность планируют, а пути передвигают в новое положение.

8.4. Плужное и бульдозерное отвалообразование при железнодорожном транспорте

На плужных отвалах порода, доставленная из карьеров в думпкарах, разгружается непосредственно под откос отвального уступа, при этом часть породы (около 40 % взорванных скальных и до 70 % мягких и плотных) остается на откосе в виде насыпей, а остальная скатывается вниз. Разгрузка производится одновременно из двух-трех думпкаров состава. Время разгрузки состава скальных пород 5—7 мин летом и 15—20 мин зимой, а мягких влажных — в 1,5—2 раза больше.

Для сталкивания породы под откос отвала применяют отвальные плуги. Отвальный плуг представляет собой агрегат, исполнительным органом которого является система подвижных лемехов. Система лемехов и подвижных и передних щитов, а также пульт управления смонтированы на железнодорожной платформе.

Масса тяжелых отвальных плугов составляет 50—70 т, максимальный вылет дальнего крыла (лемеха) 7,5 м, рабочая скорость 6—10 км/ч, тяговое усилие до 180 кН, средняя производительность 3—3,5 тыс. м³/смену.

После разгрузки вагонов по всей длине отвального тупика производится его профилирование (вспашка) отвальным плугом, который разравнивает сваленную породу боковым лемехом. Часть породы сваливается под откос, а на отвальной бровке создается площадка, на которую снова выгружают породу.

Операцию по разгрузке составов с последующей планировкой отвальным плугом повторяют несколько раз (четыре—восемь), после чего вдоль отвальных путей создается площадка шириной до 3,5 м. Дальнейшая работа по приему породы становится невозможной, так как значительная часть породы при разгрузке будет попадать под вагоны на железнодорожный путь. Поэтому производят передвижку путей в новое положение, ближе к бровке отвала, и все операции повторяют снова.

Перед передвижкой путей отвальная бровка планируется. Новая отвальная бровка перед передвижкой путей должна быть на 0,3—0,5 м выше уровня железнодорожных путей. Это

обеспечивает сохранность постоянной высоты отвала, поскольку отвальные породы дают усадку и во время выгрузки породы происходит постепенное проседание железнодорожного пути.

Передвижка путей на плужных отвалах, как правило, осуществляется путепередвигателями цикличного действия. При этом для ремонта путей после передвижки и поддержания их в устойчивом состоянии требуются значительные затраты ручного труда. Шаг передвижки путей изменяется от 1,5 до 2,5 м, реже — от 3 до 4 м, длина отвальных тупиков — от 0,5 до 2,5 км.

Основное преимущество плужных отвалов состоит в сравнительно небольших капитальных затратах, поскольку один отвальный плуг и один путепередвигатель могут обслуживать несколько отвальных тупиков (тогда как при экскаваторных отвалах на каждом отвальном тупике необходимо иметь отдельный экскаватор).

Большим достоинством этого способа отвалообразования является также низкая энергоемкость работ, так как значительная часть породы складывается в отвал под действием силы тяжести.

Приемная способность отвальных тупиков 300—400 тыс. м³/год, производительность труда отвального рабочего 80—270 м³/смену.

К недостаткам плужных отвалов относятся:

низкая высота отвального уступа (10—15 м в мягких породах, 15—20 м в скальных породах), которая ограничивается условиями его устойчивости и требованием безопасного расположения железнодорожного пути, находящегося после его передвижки на расстоянии 1,5—2 м от верхней отвальной бровки. Так как железнодорожный путь из-за частых передвижек не может быть уложен на балласт, то устойчивость его на высоких отвалах недостаточна;

отсутствие эффективной механизации для передвижки железнодорожных путей и поддержания их в безопасном состоянии. В настоящее время эти работы требуют больших затрат ручного труда, что резко снижает производительность труда рабочих и увеличивает эксплуатационные расходы.

Плужное отвалообразование в течение длительного времени эффективно применялось на ряде рудных карьеров — Магнитогорском, Коунрадском, Первоуральском и др. Технико-экономические показатели следующие: высота отвала 6—12 м, сменная производительность труда рабочего 100—250 м³/м, производительность плуга в час чистой работы 300—500 м³, затраты на 1 м³ разрыхленной породы (в отвале) 3—9 коп.

Плужное отвалообразование эффективно, главным образом, на небольших рудных карьерах при раздельной отсыпке бедных и специальных сортов руд во временные отвалы и при

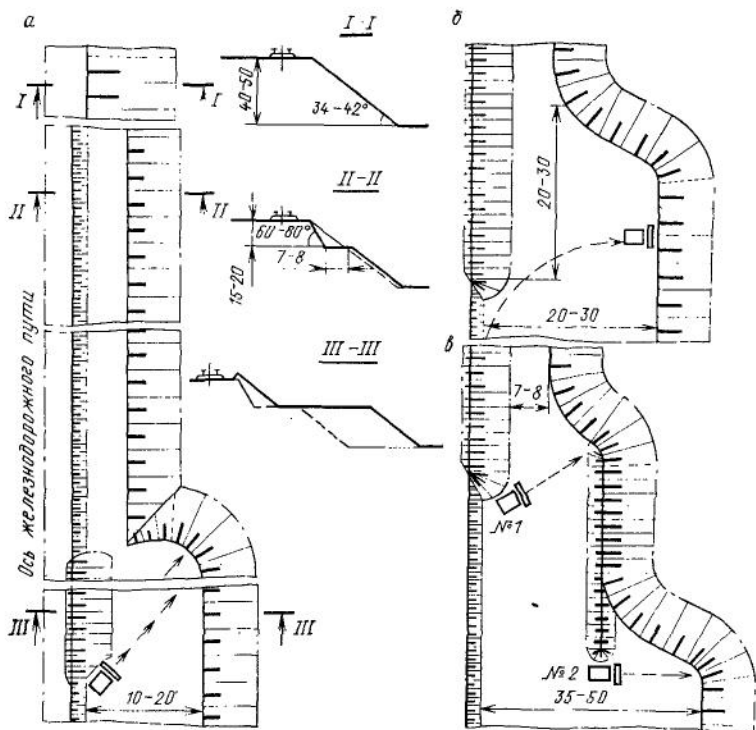


Рис. 8.4. Схемы бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте:

а — торцевая; б — фронтальная; в — смешанная

одновременной эксплуатации большого числа тупиков с небольшими объемами работ на каждом из них.

При бульдозерном отвалообразовании (рис. 8.4) укладка породы в отвал осуществляется мощными бульдозерами. После возведения пионерной насыпи железнодорожные пути укладываются на расстоянии 4—5 м от бровки отвала. Ниже уровня путей на 1,5—2 м за счет подрезки бульдозером отвального откоса (до угла 60—80°) создается рабочая площадка, на которую из думпкаров выгружается порода, перемещаемая дальше к откосу отвала бульдозером. Минимальная ширина этой площадки должна быть достаточной для разворота бульдозера. Она зависит от схемы работы бульдозера и составляет 7—8 м. Длина приемной площадки должна быть равна примерно двум длинам состава. Площадка устраивается с небольшим (5—6°) уклоном в сторону отвального откоса. Состав разгружается с одного места стояния или при дистанционном уп-

равлении на ходу со скоростью 3—4 км/ч. На 1 м фронта разгружается 4—4,5 м³ породы.

Для разгрузки локомотивосостава достаточна площадка 300—400 м.

После разгрузки состава бульдозер перемещает породу в отвал или в промежуточный штабель. Если к моменту прибытия очередного состава зона разгрузки не освобождена от породы, состав может разгрузиться в другой части заходки.

После заполнения нижнего подустапа на блоке № 1 создается путем подрезки откоса новая приемная площадка на следующем блоке № 2. Затем на блоке № 1 отсыпается верхний подуступ и, таким образом, на этом участке заканчивается работа по формированию отвальной заходки до заданных размеров. Далее порядок работы циклически повторяется. Общее направление формирования отвальной заходки — от выездной стрелки к тупику, что обеспечивает лучшие условия для эксплуатации железнодорожных путей.

На каждом из блоков может быть занято несколько бульдозеров. После отсыпки всей заходки пути переукладываются в новое положение так, чтобы после подрезки откоса с 34—42 до 60—80° создавалась приемная площадка необходимой ширины.

Складирование породы на площадке может осуществляться одним или двумя бульдозерами.

Конструктивные особенности бульдозера не позволяют ему разворачиваться на месте, будучи под нагрузкой. Угол разворота бульдозера обычно составляет не 90, а 30—40°. Поэтому расстояние транспортирования бульдозером поперек заходки всегда больше ее ширины на 40—50 % и применение второго бульдозера, оснащенного косым плугом для штабелирования породы, значительно повышает среднюю производительность обоих бульдозеров.

Применяют торцовую, фронтальную и смешанную схемы работы бульдозера на площадке. Наименование схемы определяется в зависимости от формы траектории перемещения породы из зоны разгрузки в отвал.

Торцовая схема целесообразна лишь при наращивании длины тупика, фронтальная — при малой ширине отвальной заходки. Наиболее рациональна смешанная схема, при которой перемещение породы бульдозерами осуществляется в два приема. Вначале порода из навала перемещается в промежуточный штабель на расстоянии 6—8 м от приемного откоса, а затем при поперечных проходах бульдозера укладывается в отвал. При этой схеме производительность бульдозера на 30—35 % больше, чем при торцовой схеме.

Производительность бульдозеров зависит от дальности перемещения породы, ее кусковатости, схемы движения бульдо-

зера при работе на площадке и, следовательно, от ширины рабочей площадки.

Производительность бульдозеров с двигателем мощностью 200 кВт на железнодорожных отвалах угольных разрезов составляет 1100—1800 м³/смену. Ширина отвальной заходки при этом равняется 25—36 м, объем породы в составе 300—320 м³.

Рациональные параметры отвалов при использовании бульдозеров мощностью 240—360 кВт следующие: ширина заходки 50—60 м, длина тупика 1000—1400 м, высота отвального яруса 30—40 м. Рациональный годовой объем работы бульдозера составляет около 10 млн м³.

Основные преимущества применения бульдозеров для отвалообразования при железнодорожном транспорте по сравнению с мехлопатами состоят в низких капитальных и приведенных затратах и возможности в 2—3 раза увеличить шаг переукладки путей и тем самым значительно снизить трудоемкость горных работ в карьере. Удельные приведенные затраты в 1,5—2 раза меньше, а производительность на 1 т массы обораживания в 6—7 раз больше, чем при использовании механических лопат ЭКГ-4 и ЭКГ-8.

Основными недостатками являются: трудность очистки думпкарров от налипшей и намерзшей породы, большой расход дизельного топлива.

Применение бульдозеров ограничивается породами с кусковатостью до 350—400 мм.

С увеличением мощности бульдозеров свыше 360 кВт их применение на отвалах при железнодорожном транспорте будет эффективнее и получит большее распространение.

Одноковшовые погрузчики, применяемые для отвалообразования, по сравнению с бульдозерами имеют большую мобильность, значительно легче набирают породу у приемного откоса и имеют лучшие возможности для работы по фронтальной схеме.

При ширине отвальной заходки более 90—100 м рационально применение погрузчиков как самостоятельных отвальных машин, при меньшей ширине отвальной заходки весьма эффективно применение погрузчиков вместе с бульдозерами; погрузчики перемещают породу в штабель вблизи отвальной бровки, а бульдозер укладывает породу в отвал. Рациональная ширина заходки при этом увеличивается в 1,5—2 раза.

8.5. Отвалообразование при автомобильном транспорте

Для отвалообразования при автомобильном транспорте используются в настоящее время в основном мощные бульдозеры.

Автосамосвалы разворачиваются на временной автодороге и задним ходом подъезжают к месту разгрузки. Разгрузка ав-

тосамосвалов относительно небольшой грузоподъемности (до 40 т) производится на расстоянии 1—2,5 м от верхней бровки отвала. При этом часть выгружаемой породы скатывается непосредственно под откос отвала.

Планировка поверхности производится бульдозерами, которые сдвигают под откос выгруженную на ней породу.

По условиям безопасности на верхней бровке отвала необходимо постоянно устраивать предохранительный вал породы или применять стопорное устройство в виде, например, ограничительного деревянного или металлического бруса.

Разгрузка машин и планировка отвальной бровки производятся обычно на различных участках. Это создает большие удобства в работе машин и повышает безопасность труда.

Общая длина фронта работ отвального участка колеблется от 100 до 500 м и зависит от числа одновременно работающих автосамосвалов.

При работе ночью отвальная площадка освещается прожекторами или лампами.

Основными параметрами, характеризующими отвальные работы при транспортировании пород автомобилями, являются: длина фронта отвального участка и всего отвала, число участков, высота отвала, шаг переноски отвальной автодороги, продолжительность загрузки и подготовки отвального участка, объем бульдозерных работ и необходимое число бульдозеров при заданном объеме работ.

Отвал состоит из трех участков по фронту разгрузки. На одном участке ведется разгрузка, другой — резервный, на третьем производятся планировочные работы. Длина фронта отвального участка должна допускать одновременную разгрузку заданного числа машин.

Если в работе находятся N автосамосвалов, то одновременно разгружаются

$$N_0 = N \frac{t_{p.м}}{t_p},$$

где $t_{p.м}$ — продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, с ($t_{p.м} = 60 \div 100$ с); t_p — техническая продолжительность рейса, с.

Длина фронта разгрузочной площадки (м)

$$l_p = N_0 b,$$

где b — ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке, м ($b = 15 \div 20$ м).

Длина фронта отвала (м)

$$L = 3l_p.$$

Объем бульдозерных работ (m^3)

$$Q_b = P_b k_3,$$

где P_b — количество породы, принимаемой на отвал; k_3 — коэффициент заваленности, характеризующий объем породы, остающейся на поверхности отвала и подлежащей планировке бульдозером ($k_3 = 0,4 \div 0,7$).

Шаг переноски автодороги обычно составляет 30—50 м.

К достоинствам бульдозерных отвалов относятся: простота работ на отвалах; возможность быстрого их строительства; небольшие затраты на отвалообразование, низкие капитальные затраты на оборудование.

Бульдозер является не только отвальной машиной, но и основной машиной для ремонта и строительства как отвальных, так и карьерных дорог.

Средняя производительность бульдозеров мощностью 70 кВт и 180 кВт составляет на отвалах около 1500 m^3 /смену в скальных породах.

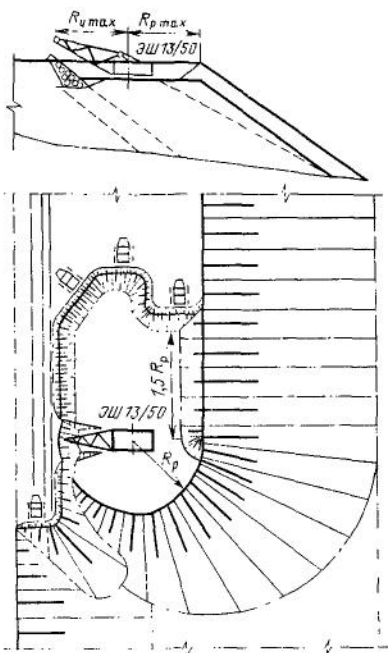
При бульдозерном отвалообразовании большое значение имеет обеспечение безопасных условий при разгрузке автосамосвалов, особенно грузоподъемностью 75 т и более. Из-за большой нагрузки на отвальную бровку их безопасная разгрузка должна производиться на расстоянии 4—10 м от отвальной бровки. При этом вся или большая часть породы разгружается не под откос, а на поверхность отвала, что резко увеличивает объем бульдозерных работ. Кроме того, с целью предотвращения обрушения отвальной бровки приходится снижать высоту уступа.

Противоречие между необходимостью повышения высоты отвала и обеспечением безопасных условий работы при применении автосамосвалов особо большой грузоподъемности разрешается благодаря использованию драглайнов.

Конструкция и параметры забоя драглайна и технологическая схема его работы на автомобильных отвалах показаны на рис. 8.6.

На первом этапе развития автомобильного отвала заполняют нижний ярус, состоящий из двух подступов. Драглайн располагается на несколько метров ниже транспортного горизонта на кровле нижнего подступа и, черпая породу из приемного бункера, заполняет нижний подступ. Верхний подступ также может быть заполнен экскаватором или использован как резервная емкость для бульдозерного отвалообразования (рис. 8.5), что гарантирует стабильность работы отвала. При заполнении нижнего яруса экскаватор заполняет второй ярус, разгружая породу из ковша выше уровня транспортного горизонта. Доставка породы производится по той же автомобильной дороге. Верхний уступ заполняется с отставанием на одну

Рис. 8.5. Схема отсыпки драглайном первого яруса автомобильного отвала



заходку или в той же заходке с ликвидацией автодороги по мере заполнения яруса. Второй ярус заполняется при обратном ходе экскаватора.

Приемная способность отвала и параметры забоя зависят от линейных параметров драглайна, устойчивости пород и рельефа основания отвала. При драглайнах ЭШ-10/70, ЭШ-13/50 и автосамосвалах БелАЗ-548 максимальная ширина заходки составляет 200—280 м, площадь нижнего яруса заходки 20—40 тыс. м², верхнего — 15—20 тыс. м². Из-за большой ширины заходки отвальные автодороги могут быть построены близко к капитальным, а приемные устройства при использовании мощных автосамосвалов (грузоподъемностью 75 т и более) могут быть полустационарными (см. рис. 8.6). Это позволяет увеличить скорость движения автосамосвалов и на 25—30 % повысить их производительность по сравнению с разгрузкой на бульдозерных отвалах.

Полустационарные площадки должны иметь защитную опору высотой не менее радиуса колеса.

8.6. Развитие способов отвалообразования и их технико-экономическая оценка

В течение длительного времени основным на карьерах был плужный способ отвалообразования. Его главный недостаток — частая переукладка железнодорожных путей, требующая ручного труда, — не вызывал существенных осложнений, так как объемы отвальных работ были небольшими.

Однако в 40—50-е годы, когда начались интенсивное строительство новых и реконструкция старых карьеров и резко возросли объемы отвалообразования, этот недостаток стал одним из основных препятствий в развитии открытых горных работ. Необходимо было в кратчайшие сроки найти такое решение, которое позволило бы выполнять возрастающие объемы

отвальных работ и одновременно в несколько раз сократить число рабочих, занятых на переукладке путей.

Поэтому успешный опыт применения одноковшовых экскаваторов для отвалообразования на Баженовских асбестовых карьерах и на Волчанских разрезах (1943—1945 гг.) очень быстро получил широкое распространение и сыграл существенную роль в развитии открытых горных работ в СССР.

Использование одноковшовых экскаваторов позволило увеличить шаг переукладки путей в 5—8 раз, увеличить высоту уступа в 1,5—2 раза и, следовательно, сократить объем работ по переукладке путей в 10—20 раз. Кроме того, появилась возможность укладывать пути на балласт и принимать на отвале тяжелые локомотивы. Все это в целом сократило потребность в рабочей силе в 3—4 раза и повысило производительность труда на карьерах.

Однако себестоимость отвальных работ осталась приблизительно на прежнем уровне, так как уменьшение затрат на переукладку путей перекрывалось повышенными амортизационными отчислениями из-за дорогостоящего оборудования.

Высокая себестоимость укладки 1 м³ пустых пород, а главное, большие капитальные затраты делают этот способ в современных условиях недостаточно эффективным. Поэтому необходимы поиски и разработка таких способов механизации, которые бы позволили отказаться от использования на отвале дорогостоящих экскаваторов, обеспечивая в то же время полную механизацию труда, небольшие капитальные затраты, высокую производительность отвального тулика и безопасность работ.

Перспективным является бульдозерное отвалообразование с использованием железнодорожного транспорта, успешно испытанное на ряде отечественных карьеров. В этом случае при той же производительности отвального тулика капитальные затраты в 3 раза меньше, а эксплуатационные на 40—50 % меньше, чем при экскаваторном отвалообразовании. С появлением намеченных к выпуску бульдозеров мощностью 500 и 750 кВт этот способ станет наиболее эффективным и, вероятно, преобладающим при железнодорожном транспорте.

Возможно также расширение области применения на отвальных работах одноковшовых погрузчиков большой мощности.

При автомобильном транспорте бульдозерный способ отвалообразования до последнего времени был единственным. Однако увеличение грузоподъемности машин до 75—100 т и более привело к снижению его эффективности и к применению более эффективного в этих условиях способа укладки пород с применением драглайнов.

Контрольные вопросы

- ✓1. Какие параметры определяют конструкцию отвала?
2. Какими факторами определяются высота отвалов и углы откосов?
3. Чем определяется выбор рационального места расположения внешних отвалов?
4. Сравните преимущества и недостатки различных вариантов формирования отвалов.
5. Как определить максимальную ширину отвальной заходки при экскаваторном отвалообразовании?
6. В чем состоят достоинства и недостатки экскаваторного отвалообразования?
7. В чем состоят условия и преимущества применения драглайпов для отвалообразования?
8. В чем состоят преимущества и недостатки плужных отвалов?
9. Опишите схемы бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте. От чего зависит ширина отвальной заходки?
10. В чем состоят условия безопасности работы бульдозеров на отвалах?
11. Определите длину фронта работ разгрузочной площадки на автомобильном отвале.
12. Какие условия и требования в новых экономических условиях хозяйства определяют выбор оптимального способа отвалообразования?

9. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ НА КАРЬЕРАХ

9.1. Воздействие горного предприятия на окружающую среду

Вокруг горного предприятия образуются зоны его негативного влияния на природную среду, которые подразделяются по направлениям воздействия (на землю, недра, воду, атмосферу) и по типу воздействия (механическое, физико-техническое, геохимическое, биологическое, экологическое и др.).

Воздействия характеризуются интенсивностью, характером (разовое, дискретное, непрерывное), длительностью периода и масштабами (размерами и формой зон влияния). Фактические зоны влияния определяются на основании измерений (аэрофотоснимков, химических анализов проб почвы, воды и т. д., данных геологических разведок, космических наблюдений и т. п.). Прогнозные границы зон рассчитываются посредством ЭВМ на основе установленных для аналогичных условий закономерностей воздействия того или иного источника.

При этом площади зон воздействия на различные природные ресурсы и зон, формируемых различными типами воздействия, накладываются друг на друга, пересекаются, имеют различный характер изменения во времени и различные закономерности формирования. Некоторые зоны, например, земли, отчужденные под какой-либо объект, могут быть стабильными в течение всего периода деятельности предприятия, но большая

их часть изменяется во времени и, как правило, расширяется. Отдельные воздействия, например, геохимические в результате химических процессов в отвалах, продолжаются и развивают свои зоны в течение длительного времени после окончания эксплуатации предприятия.

Территория, на которой имеют место ухудшения состояния природной среды вследствие деятельности предприятия, распространяется, как правило, далеко за пределы земельного отвода. Поэтому границы зон влияния имеют значительные размеры. Обычно земельный отвод для горного предприятия в 2—10 раз превышает размеры карьера. Если при разработке крутых месторождений размеры среднего карьера составляют приблизительно 1×2 км или 2—3 тыс. га, то земельный отвод, требуемый для размещения не только карьера, но также и отвалов, промплощадки, транспортных коммуникаций и обогатительной фабрики может иметь размеры 5×10 км или 10—50 тыс. га. Протяженность зоны загрязнения атмосферы может составлять 10—15 км, радиус зоны нарушения гидробаланса — десятки километров.

Неконтролируемое и неуправляемое воздействие горного предприятия на окружающую среду приводит к ухудшению условий жизни населения, снижению плодородия сельского хозяйства и обострению экологических проблем на окружающей территории. Экономический ущерб при этом может быть весьма значительным и измеряться при существующих ценах миллионами рублей в год. В то же время имеется немало примеров деятельности горных предприятий, негативное воздействие которых на окружающую среду сведено до минимума, а иногда практически отсутствует. При этом на охрану окружающей среды расходуются значительные средства, на 10—20 % повышающие себестоимость продукции горного предприятия. Однако, как правило, эти расходы намного меньше, чем величина ущерба, который был бы нанесен в противном случае. Таким образом, практика подтверждает, что при правильной рациональной разработке месторождений открытым способом можно добиться экологически чистой горной технологии.

Направления и характер воздействия основных объектов горного предприятия на природную среду представлены в табл. 27.

Охрана окружающей среды является всенародной задачей. Статья 18 Конституции СССР гласит: «В интересах настоящего и будущих поколений в СССР принимаются необходимые меры для охраны и научно обоснованного, рационального использования земли и ее недр, водных ресурсов, растительного и животного мира, для сохранения в чистоте воздуха и воды, обеспечения воспроизводства природных богатств и улучшения окружающей человека среды». Приняты важные законодательные

Направления и характер воздействия основных объектов горного предприятия на природную среду

Производственные объекты	Основные направления воздействия			Гидрогеологический режим
	Атмосфера	Земля	Водные ресурсы	
Карьер	Загрязнение пылью (для угольных разрезов, кроме того, загрязнение газами CO , CO_2)	Отчуждение земель из сельского и лесохозяйственного использования, нарушение земель и рельефа, уничтожение плодородных почв	Сброс загрязненных дренажных вод	Нарушение гидрологического режима прилегающего района, образование обширной депрессионной воронки
Отвал	Загрязнение пылью в результате ветровой эрозии, газами	Отчуждение земель из хозяйственного использования, загрязнение их слугасмой пылью	Сток дренажных вод, вымывающих токсичные вещества из глибинных пород	Локальное заболачивание или усыхание территорий
Обогатительные и аглофабрики	Загрязнение газами и пылью	Отчуждение земель	Сброс вод, содержащих взвешенные вещества, химические реагенты обогатительных фабрик	—
Шламохранилище	Интенсивное пылевыведение в результате ветровой эрозии поверхности шламохранилища	Отчуждение земель	Сброс дренажных вод с высоким содержанием взвешенных частиц	Локальное заболачивание прилегающих территорий, ухудшение гидрологического режима
Промплощадка	Пылегазовые выбросы котельных, ТЭЦ, погруженных комплексов	Отчуждение земель	Сброс промышленных стоков, содержащих смазочные вещества нефтепродукции, токсичные вещества	—

акты, ряд постановлений по вопросам охраны окружающей среды, установлен ГОСТ в области охраны природы и улучшения использования природных ресурсов. Принято постановление, согласно которому к 2000 г. должно быть достигнуто полное прекращение сброса неочищенных сточных вод. Введены повышенные нормативы стоимости освоения новых запасов взамен изымаемых, которые в зависимости от географической зоны составляет от 12—20 до 600—100 тыс. руб. за 1 га.

За нарушение законов и правил об охране окружающей среды виновные несут дисциплинарную и административную ответственность, а в случае нанесения значительного ущерба — материальную и уголовную.

9.2. Мероприятия по снижению негативного воздействия на окружающую среду

Охрана воздушной среды. При производстве открытых горных работ в воздушную среду поступает большое количество минеральной пыли и газов, которые распространяются на значительные расстояния, загрязняя воздух в недопустимых пределах. Наибольшее пылеобразование происходит в процессе массовых взрывов, при бурении скважин без пылеулавливания, при погрузке сухой горной массы экскаваторами, особенно роторными, при работе камнерезных машин.

Основными, постоянно действующими источниками пыли на карьерах с автотранспортом являются автодороги, на долю которых приходится до 70—90 % всей выделяемой на карьере пыли.

При массовых взрывах на высоту до 200—300 м выделяется одновременно 100—200 т пыли и тысячи кубических метров вредных газов, значительная часть которых распространяется за пределы карьеров до нескольких километров.

При встрятой сухой погоде большое количество пыли сдувается с поверхностей карьеров и особенно отвалов.

Загрязнение атмосферы газами происходит не только в результате взрывов, но также при выделениях газов из горных пород, особенно при самовозгорании и окислении руд, а также в результате работы машин с двигателями внутреннего сгорания.

Основным направлением борьбы с пылью и газами является предупреждение их образования и подавление вблизи источника. Например, использование пылеуловителей на буровых шарошечных станках снижает выделение пыли с 2000 до 35 мг/с. Покрытие автомобильных щебеночных дорог пылесвязующими веществами снижает пылевыведение на 80—90 %. Срок обеспыливания дорог при применении воды составляет

1,5 ч, сульфатно-спиртовой барды — 120 ч и жидких битумов (типа Универсин) 160—330 ч.

Снижение пылевыделения с породных отвалов достигается благодаря их рекультивации, покрытию пылсвязующими растворами и эмульсиями, гидропосеву многолетних трав.

Пыление поверхности отвалов и шламохранилищ наносит значительный урон окружающей среде. Например, только с отвалов Лебединского ГОКа ежегодно сдувается около 200 тыс. т пыли.

Для закрепления поверхностей шламохранилищ и отвалов используются водные растворы полимеров и полиакриламида с расходом 6—8 л/м² или битумная эмульсия концентрации 25—30 % с расходом 1,2—1,5 л/м². Нанесение закрепителей может осуществляться с помощью поливочных машин или автогудронаторов. Может также применяться разбрызгивание с вертолетов. Срок нормальной службы закрепителей — 1 год.

Наличие эндогенных пожаров, т. е. пожаров от самовозгорания, в карьерах и на отвалах пустых пород является одной из причин запыленности и загазованности атмосферы. Эндогенные пожары возникают в угольных целиках, угольных навалах, отвалах пустых пород, к которым примешан уголь. Способствует самовозгоранию угля послойный порядок отработки мощных пластов, использование разрыхленной горной массы в качестве основания для железнодорожных путей.

Для подавления и профилактики пожаров применяется нагнетание воды в угольный массив, заливание откосов угольных уступов и поверхности отвалов, покрытие их глинистой коркой, изменение технологии выемки угля, с тем чтобы уменьшить время контакта обнаженных угольных пластов с воздухом.

Подавление пылегазовых выделений, возникающих при массовых взрывах, осуществляется путем вентиляторного или гидромониторного создания водовоздушного облака. Уменьшение выделения количества газов и пыли достигается за счет сокращения числа взрывааемых скважин, применения гидрогелей для забойки скважинных зарядов, а также при производстве взрывов во время дождя или снегопада. Интенсивность пылевыделения при работе экскаваторов, в процессе выгрузки, перевалки, дробления пород сокращается благодаря увлажнению горной массы, орошению с применением растворов поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Охрана водных ресурсов. Сокращение количества сточных вод и их очистка являются основными мероприятиями по охране водных ресурсов. Производство горных работ, как правило, связано со сбросом большого количества загрязненных вод, получаемых при осушении месторождения, в результате водоотлива из карьера, дренажа отвалов и шламохранилищ, стоков обогатительных фабрик и других процессов.

Подземные воды, вступая в контакт с горными породами, приобретают повышенную кислотность, увеличивают содержание ионов тяжелых металлов цинка, свинца и различных солей. Атмосферные осадки, проходя через тело отвала, приобретают свойства рудничных вод.

Для очистки загрязненных вод применяют осветление, нейтрализацию и обеззараживание. Осветление воды достигается путем отстаивания или фильтрации. Отстаивание осуществляется в водоотстойниках различной конструкции, фильтрация — с помощью фильтров, заполненных кварцевым песком, дробленным гравием, коксовой мелочью и др. Если в загрязненной воде содержатся мелкодисперсные и коллоидные частицы, которые не осаждаются даже в неподвижном потоке и не задерживаются в фильтрах, то в нее добавляют коагулянты, переводящие мелкие частицы в относительно крупные хлопья. Сокращение количества сточных вод достигается в технологических процессах благодаря применению оборотного водоснабжения и более совершенной техники и технологии обогащения, а при осушении месторождения — благодаря изоляции карьерного поля или его части от водоносных горизонтов путем создания противофильтрационных завес. Для этого вокруг изолируемого участка проводятся узкие глубокие траншеи (щели), которые заполняются водонепроницаемым материалом. В современной практике применяются противофильтрационные траншеи или барражные щели шириной 0,3—1,2 м и глубиной до 100 м, которые заполняются не твердеющими глиногрунтовыми смесями или твердеющими материалами на основе цемента. Нередко используются синтетические пленки.

В бортах карьеров, представленных трещиноватыми сильнопористыми или рыхлыми водопроницаемыми породами, можно создавать инъекционные противофильтрационные завесы посредством сближенных скважин, в которые нагнетают тампонажные цементные или силикатные растворы. Это один из наиболее экономичных способов ограждения подземных вод.

Другим способом уменьшения масштабов нарушения гидрологического режима является осушение месторождений с обратной закачкой воды. Карьер ограждается от притока подземных вод рядами водопонижительных скважин, за ними в направлении от границ карьерного поля оборудуются ряды поглощающих скважин. Благодаря возникновению циркуляции воды (откачка из водопонижительных скважин — сброс в поглощающие скважины — фильтрация и повторная откачка из водопонижительных скважин) приток воды из окружающего бассейна сокращается или вообще ликвидируется, что ведет к общему сохранению гидрологического режима на прилегающей территории. При этом важным условием является строгое соблюдение баланса откачки и закачки вод, так как создание

разрежения в поглощающих скважинах может вызвать приток воды из глубоких горизонтов, нарушить гидрологический режим района.

9.3. Сохранение и использование почвы при открытой разработке

Вскрыша при открытой разработке месторождений представлена вмещающими и покрывающими породами.

Покрывающие породы представлены, как правило, третичными и четвертичными отложениями, в верхней части которых расположен почвенный слой мощностью от 0,1 до 1,8 м. Ниже почвенного слоя расположены подстилающие его суглинки, супеси, глины, пески и другие рыхлые горные породы. Мощность подстилающих пород может достигать десятков метров. Они согласно пригодности их к биологическому освоению разделены на три группы — потенциально плодородные, индифферентные и токсичные, т. е. соответственно пригодны, мало пригодные и непригодные для произрастания растений.

Почва представляет собой особое природное образование, важнейшим свойством которого является плодородие. Почвы формируются на продуктах выветривания горных пород, чаще всего рыхлых четвертичных отложений. Длительное, в течение сотен и тысяч лет, взаимодействие пород с растительными и живыми организмами, биологическая деятельность микроорганизмов и животных создают разные виды почв, различающихся содержанием гумуса, который является основным индикатором плодородия, и другими показателями.

Почвенный слой характеризуется комплексом агрохимических, физико-механических и биологических показателей: содержанием гумуса (перегноя) и питательных веществ (фосфора, азота, калия), кислотностью pH, содержанием водорастворимых сульфатов натрия, магния и хлоридов, плотностью, влагоемкостью, водопроницаемостью, содержанием фракций менее 0,01 мм, количеством микроорганизмов и другими показателями.

Качество почв в различных природных зонах страны сильно отличается. Например, темно-каштановые почвы сухих степей имеют содержание гумуса 250 т/га, а мощность слоя гумуса 30—60 см, типичный мощный чернозем степи имеет соответственно 760 т/га и 80—120 см. Подзолистая почва лесной зоны имеет мощность слоя гумуса всего 5—15 см.

Различается два слоя почвы — плодородный и полуплодородный или потенциально плодородный. Плодородным называется слой, обладающий определенными показателями и прежде всего содержанием гумуса не менее 1—2 %. Мощность этого слоя в зависимости от типа почв находится в пределах

от 20 до 120 см. Например, в дерново-подзолистых почвах мощность плодородного слоя 20 см, а в черноземных 60—120 см. Почвы плодородного слоя, как правило, выносятся отдельно и используются в сельскохозяйственных целях для формирования и улучшения пахотных земель.

Потенциально плодородным слоем называется нижняя часть почвенного покрова с содержанием гумуса 0,5—1 %. Он используется для создания земель под сенокосы, лесонасаждения, а также в качестве подстилающего под плодородные почвы. Мощность его находится в пределах 20—50 см.

Почвы являются практически невозобновляемым ценнейшим продуктом. Полное снятие почвы при производстве горных работ и последующее ее использование, в том числе нанесение на рекультивируемые земли, является главным фактором быстрого восстановления нарушенных земель и локализации негативного воздействия открытых работ на окружающую среду.

Работы по снятию плодородного слоя выполняются бульдозерами, скреперами, грейдерами и экскаваторами. В ряде случаев для доставки почвенной массы на большие расстояния и укладки ее на поверхность восстанавливаемой территории используется гидротранспорт.

Основным показателем технологии снятия почвы являются потери от неполноты ее выемки, при транспортировании (1—1,2 %), при хранении и перевалках на временных складах (0,8—1,5 %), при нанесении ее на поверхность отвала, при работе в неблагоприятных климатических условиях, в результате разубоживания и ухудшения биологического качества почвы. Снятые плодородные и полуплодородные почвы хранятся раздельно в штабелях в течение длительного времени (10—15 лет и более) и по мере надобности используются. Наиболее плодородные гумусовые почвы при их хранении в высоких штабелях и в течение длительного времени ухудшают свои качества. Высота штабеля должна быть не более 5 м для плодородных почв и не более 10 м для полуплодородных. Склады должны быть на ровных возвышенных сухих участках или иметь эффективную дренажную систему. От водной и ветровой эрозии склады почвы целесообразно защищать путем засева травами.

Почвенный слой рекомендуется снимать, а также укладывать в оттаявшем состоянии при естественной влажности. Большие потери плодородия происходят при снятии почвы в зимний период и в дождливое время.

Разубоживание почвы чаще всего происходит при подработке подстилающих пород в процессе снятия почвенного слоя, а также при покрытии почвой поверхности отвалов, в том случае, когда они недостаточно хорошо спланированы и когда не полностью закончилась их усадка.

9.4. Горнотехническая рекультивация нарушенных земель и отвалов

Рекультивация — это комплекс работ, направленных на восстановление продуктивности и ценности земель, а также на улучшение условий окружающей среды. В состав рекультивации на карьерах входят горные, мелиоративные, сельскохозяйственные и гидротехнические работы.

В результате рекультивационных работ могут создаваться земли, пригодные для сельского и лесного хозяйства, организации зон отдыха, устройства водоемов различного назначения, жилищного и промышленного строительства и др.

Рекультивация проводится в два этапа: на первом — горнотехническая и на втором — биологическая.

Горнотехническая рекультивация — это комплекс горных работ, выполняющихся для подготовки нарушенных земель к использованию в различных отраслях народного хозяйства. В горнотехническую рекультивацию входят выемка, складирование и хранение пригодных для рекультивации почв, подготовка (планирование, мелиорирование) отвалов, инженерная подготовка восстанавливаемых земельных площадей, нанесение почвы на поверхность отвалов и восстанавливаемых земельных участков, формирование требуемой конфигурации откосов отвалов и горных выработок, выполаживание берегов создаваемых водоемов, работы по восстановлению плодородия перемещаемой почвы, инженерно-строительные и гидротехнические работы при освоении восстановленных территорий под строительство и зоны отдыха и другие разнообразные работы.

Горнотехническая рекультивация проводится, как правило, одновременно с разработкой месторождения, и работы по ее производству включаются в общий технологический процесс. Они выполняются специализированными организациями, на крупных предприятиях специальными цехами и участками, а также входят в состав вскрышных работ.

Биологическая рекультивация — это проведение комплекса мер по восстановлению и улучшению структуры грунтов, повышению их плодородия, освоению водоемов, создание лесов и зеленых насаждений. Работы по биологической рекультивации тесно смыкаются с работами по горнотехнической рекультивации и в значительной, особенно первоначальной, части проводятся горными предприятиями (цехами рекультивации). Лишь после проведения опытно-промышленных сельскохозяйственных и других работ, давших положительные результаты, производится оценка восстановленных территорий и передача их сельскохозяйственным, лесным и другим организациям или местным советам. Горнотехнической рекультивации подлежат не только отвалы пустых пород, но также земли,

занимаемые в период эксплуатации предприятиями, карьерами, промплощадками, различными коммуникациями, хвостохранилищами.

При разработке горизонтальных месторождений наибольшую долю составляют внутренние отвалы (70—80 %), при разработке крутых месторождений — внешние отвалы (30—40 %), на железорудных ГОКах большие площади занимают хвостохранилища (25—30 %). Общие площади земель, подлежащие рекультивации на ряде горных предприятий, достигают 9—10 тыс. га.

Рекультивация нарушенных земель, занимаемых в период эксплуатации карьерами, промплощадками, дорогами и др., имеет целью не только их восстановление, но и создание ландшафта, отвечающего потребностям экологического баланса окружающей среды. Эти работы направлены прежде всего на ликвидацию различных горных выемок, насыпей, выравнивание участков и землевание, т. е. улучшение почв путем покрытия их плодородным слоем.

Кроме того, требуется проведение противоэрозионных защитных мероприятий, различных инженерно-строительных и гидротехнических работ для создания дренажных систем, водоемов, зон отдыха. В состав работ входят также мелиорация и различные агротехнические работы по освоению рекультивируемых земель. Горнотехническая рекультивация отвалов включает планировочные работы по их выравниванию и выполаживанию откосов и затем нанесение плодородного слоя почвы.

Трудоемкость и стоимость рекультивации во многом зависят от формы отвала и его строения. Поэтому уже задолго до рекульвационных работ при проектировании отвалов и в процессе отвалообразования необходимо иметь в виду цель их рекультивации. Способ формирования отвалов должен быть селективным, обеспечивающим такую структуру отвала, при которой в основании отвала находятся скальные и токсичные породы, выше — индифферентные, затем потенциально плодородные, а на поверхности — плодородные. Слои токсичных пород должны перекрываться, а в ряде случаев и подстилаться слоями нейтральных глинистых пород, препятствующих загрязнению верхних плодородных почв и геохимическому загрязнению подошвы отвала окружающей местности.

В плане нельзя допускать расчленения отвалов. Следует отдавать предпочтение концентрированным отвалам большой площади и правильной формы, которые лучше пригодны для дальнейшего освоения. Рельеф по всей площади должен быть спокойным.

Если породы склонны к самовозгоранию или активным окислительным процессам, то необходимы работы по их предупреждению.

Для достижения хороших результатов рекультивации большое значение имеют процессы усадки отвалов и стабилизации их поверхности, которая длится в различных условиях от полугода до 5 лет.

Осадки внутренних отвалов из рыхлых пород, отсыпанных по бестранспортной схеме, наиболее интенсивно происходят в течение первых полутора—двух лет и длятся тем больше, чем больше высота отвала.

Стабилизация внешних отвалов из скальных пород осуществляется быстрее, на первом этапе—через 1,5—2 мес. Однако в осенне-летнее время осадки возобновляются, появляются зоны трещиноватости, оползневые явления. Поэтому формирование почвенного слоя проводят не ранее чем через 10—12 мес.

Планировочные работы на отвале должны обеспечить создание рельефа поверхности отвала, допускающего применение сельскохозяйственной техники, обеспечивающего долговременную устойчивость откосов и предупреждающего водную эрозию. Применяются следующие виды планировок: сплошная, частичная и планировка террасами.

При сплошной планировке уклон поверхности должен быть не более 1—2° для сельскохозяйственных культур и не более 3—5° для лесоразведения.

Частичная планировка заключается в срезании гребней отвалов и создании площадок шириной 8—10 м, обеспечивающих посадку леса механизированным способом.

Террасы шириной 4—10 м с поперечным уклоном 1—2° в сторону от вала обычно создаются на бортах высоких отвалов и служат для посадки кустарника и леса. Высота террас 8—10 м, угол откоса 15—20°.

Выполаживание бортов отвалов осуществляется бульдозерами и экскаваторами по схеме «сверху вниз».

В процессе горнотехнической рекультивации производятся работы не только по покрытию восстанавливаемых участков слоем плодородной почвы, но и по созданию плодородного слоя путем частичного почвования, фитомелиорирования, т. е. окультивирования полуплодородных пород за счет посадки почвоулучшающих растений и внесения удобрений.

Практика показывает, что на ряде отвалов нет необходимости наносить мощный слой почвы, а можно ограничиться самозаращением или минимальным почвованием в виде слоя почвы толщиной 5—10 см.

Четвертичные лёссовидные суглинки и ряд других рыхлых пород существенно улучшают свои плодородные свойства под действием злаково-бобовых культур, удобрений и других агротехнических мероприятий и после 6—8-летнего почвообразовательного процесса могут быть сданы как плодородные почвы. Технореагентное стимулирование почвообразующего процесса

предусматривает применение биоактивных реагентов и полимеров.

На ряде горных предприятий страны (Камыш-Бурунском железорудном комбинате, Орджоникидзевском ГОКе, карьерах ПО «Эстонсланец» и др.) достигнуты хорошие результаты и накоплен большой опыт рекультивационных работ.

Например, на Камыш-Бурунском комбинате работы по рекультивации характеризуются следующими показателями: объем рекультивационных работ на 1 га площади отвалов 10—13 тыс. м³, в том числе планировка 6—9 тыс. м³, покрытие черноземом 3—5 тыс. м³, затраты на рекультивацию 1 га 1—1,5 тыс. руб.

Контрольные вопросы

✓1. Дайте характеристику направлений и характера воздействия основных объектов горного предприятия на природную среду.

2. Какие зоны негативного воздействия на природную среду образуются вокруг горного предприятия?

3. Какие мероприятия по борьбе с пылью и газами, загрязняющими атмосферу, применяются на горных предприятиях?

4. Какие мероприятия по охране водных ресурсов применяют на горных предприятиях?

5. Как характеризуются породы вскрыши согласно пригодности их к биологическому освоению?

6. Какими агрохимическими показателями характеризуется почвенный покров?

7. Какие показатели технологии снятия и хранения почв являются основными?

8. Какие этапы и работы входят в состав горнотехнической рекультивации отвалов и нарушенных земель?

9. Какие основные требования предъявляются к работам по горнотехнической рекультивации отвалов?

10. Какие участки земельного отвода карьера обычно подлежат горнотехнической рекультивации?

10. ПАРАМЕТРЫ ТРАНШЕЙ И СПОСОБЫ ИХ ПРОВЕДЕНИЯ

10.1. Конструкция и объем капитальных и разрезных траншей

Траншеями называются открытые горные выработки значительной длины при относительно небольших поперечных размерах. По назначению они делятся на капитальные и разрезные. Капитальные траншеи обеспечивают доступ от поверхности земли к месторождению, а разрезные создают фронт работ для выемки полезного ископаемого или вскрышных пород.

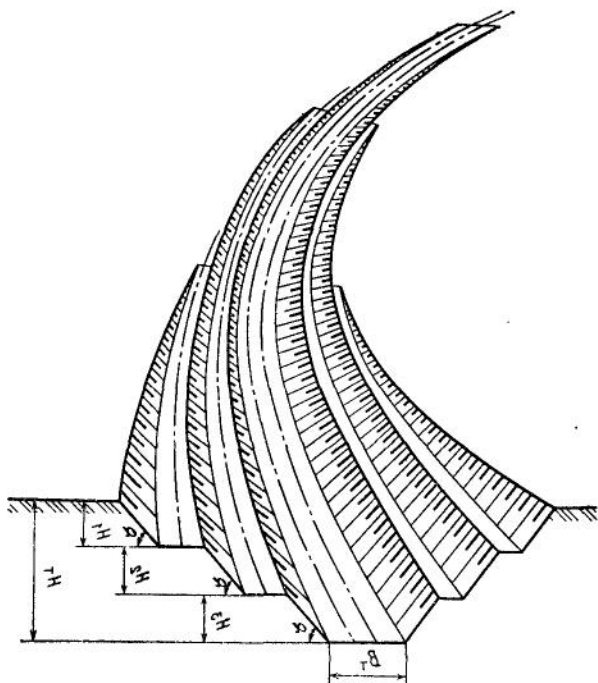


Рис. 10.1. Общий вид капитальной траншеи:

B_T — ширина дна траншеи; α — угол откоса борта траншеи; H_T — глубина траншеи; H_1, H_2, H_3 — высота одного уступа

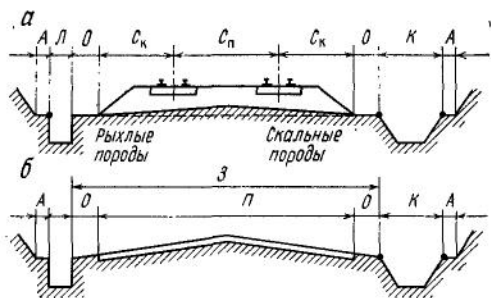


Рис. 10.2. Поперечное сечение капитальной траншеи:

a — для железнодорожного транспорта; b — для автомобильного транспорта

Основными параметрами траншеи являются: размеры и форма поперечного сечения, продольный уклон, глубина и длина (рис. 10.1).

Капитальные траншеи, расположенные на ровной поверхности, имеют трапециевидное сечение, а траншеи, расположенные на косогоре, часто имеют в поперечном сечении форму, при-

ближающуюся к треугольнику. Капитальные траншеи, вскрывающие несколько уступов, имеют сложную ступенчатую форму.

Углы откосов бортов капитальных траншей зависят от степени устойчивости пород. В крепких скальных породах они принимаются равными $65-75^\circ$, а в скальных трещиноватых — $55-60^\circ$, в осадочных породах (песчаники, известняки, аргиллиты) — от 35 до 55° , а в слабосвязных глинистых — от 25 до 40° .

Ширина траншеи понизу (рис. 10.2) определяется двумя условиями: конструкцией и размерами транспортного пути и безопасным расположением оборудования при проведении траншей.

Ширина траншеи понизу при железнодорожном транспорте включает следующие элементы: A — обрез, K — кювет, O — площадку для установки опор, $П$ — проезжую часть, $З$ — земляное полотно, $Л$ — лоток.

Ширина обреза A в рыхлых породах 1 м, в скальных — $0,5$ м; ширина кювета поверху в рыхлых породах $1,65$ м, в скальных 1 м. Контактная опора занимает площадку шириной $0,4$ м и располагается на расстоянии $C_k=3,7$ м от оси ближайшего пути. Расстояние между осями путей C_n изменяется от $4,1$ до $5,3$ м в зависимости от их числа и грузоподъемности думпкара. Для думпкаров грузоподъемностью 180 т и более расстояние между осями путей в траншее составляет: при двухпутных линиях — 5 м, при многопутных — $5,3$ м. Минимальная ширина дна траншеи при двухпутном железнодорожном пути составляет $14-15$ м.

При автомобильном транспорте между кюветом и проезжей частью дороги оставляют обочины шириной $0,5-1$ м. Ширина проезжей части $П$ в зависимости от числа полос движения и грузоподъемности автосамосвалов изменяется от $4,5$ до 20 м. При двухполосном движении и грузонапряженности более 15 млн т в год она составляет $12,5$; $15,5$; 17 и 20 м для автосамосвалов грузоподъемностью соответственно $40-45$, $65-75$, $100-120$ и $160-180$ т.

В климатических зонах с обильными снегопадами ширину траншей необходимо увеличивать на $7-10$ м для создания резервных полос движения снегоочистителя и для временного складирования снега.

Поперечное сечение траншеи должно обеспечивать безопасное нахождение в ней экскаваторов и другого оборудования, применяемого при проходке траншей, и возможность размещения негабарита при экскавации.

Для производительной работы экскаватора необходимо, чтобы между его кузовом и бортом траншеи остался зазор $1-1,5$ м.

При проведении траншеи с погрузкой породы в автотранспорт ее ширину часто увеличивают до 25—30 м, что позволяет организовать кольцевое движение автосамосвалов в траншее и повысить производительность экскаватора на 25—40 % по сравнению с тупиковой схемой маневрирования машин.

Величина уклона капитальной траншеи зависит от величины уклона грузотранспортных путей, которая ограничивается требованиями безопасного движения транспортных сосудов, а также техническими возможностями локомотивов. Максимально допустимые уклоны капитальных траншей в зависимости от вида транспорта составляют: при электротяге 0,04; при тяговых агрегатах 0,06; при автотранспорте 0,9—0,12; при конвейерном транспорте — 16—18°.

Однако применение предельно допустимого уклона не во всех случаях является наиболее экономичным, так как при увеличении уклона снижается полезная масса состава и, следовательно, уменьшается число вагонов в составе, что приводит к увеличению затрат на транспортирование. В то же время при увеличении уклона капитальных траншей уменьшается их объем, сокращается длина путей и уменьшается дальность транспортирования. Оптимальным является такой уклон пути, при котором общие капитальные и эксплуатационные расходы на транспортирование горной массы будут минимальными.

Длина простой наклонной траншеи

$$L = H_T / i,$$

где H_T — конечная глубина траншей, м; i — уклон траншей.

При равнинной поверхности объемы капитальных и разрезных траншей подсчитываются, как объемы или сумма объемов правильных геометрических тел.

Объем простой капитальной траншеи V (м³) можно представить как сумму объема полупризмы V_1 и объемов двух пирамид V_2 (рис. 10.3):

$$V_T = V_1 + 2V_2.$$

Объем породы в торце траншеи, заключенный в призме V_3 и двух пирамидах V_1 , незначителен и обычно в расчетах не учитывается. Половина объема полупризмы V_1 , в основании которой лежит прямоугольник площадью bh , а высота равна длине траншеи $L = h/i$,

$$V_1 = bh^2 / (2i).$$

Объем пирамиды V_2 , в основании которой находится треугольник площадью $h^2 / (2 \operatorname{tg} \alpha)$,

$$V_2 = h^3 / (6 \operatorname{tg} \alpha).$$

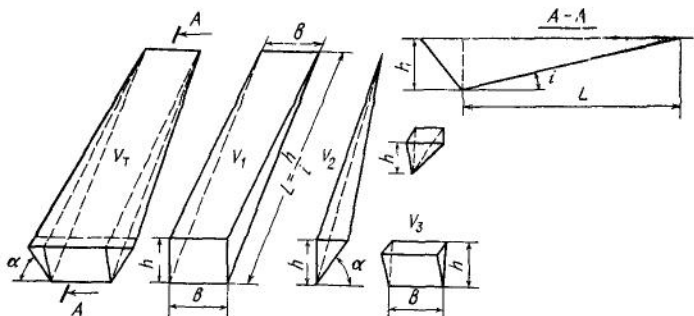


Рис. 10.3. Элементы и параметры капитальной траншеи

После преобразования формулы $V_T = V_1 + 2V_2$ объем траншеи

$$V_T = \frac{h^2}{i} \left(\frac{b}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right).$$

Объем крутой траншеи подсчитывается по этой же формуле, но вместо i вводится натуральное значение синуса угла наклона траншеи.

Конструкция внешней сложной траншеи (общей или групповой), вскрывающей несколько горизонтов, может быть различной в зависимости от вида примыкания ее к борту карьера, системы транспортных коммуникаций, числа транспортных площадок. Траншея может иметь одно- или двустороннее примыкание, общий или раздельный выезд (рис. 10.4). Высота уступов H_y и ширина площадок b_T , а также величина уклонов на разных горизонтах могут быть различными.

Объем внешней глубокой траншеи сложной конструкции может быть определен по формуле, как сумма отдельных геометрических тел. Формулы в этом случае оказываются очень громоздкими, а результаты расчетов недостаточно надежными.

В действительности траншеи не являются правильными геометрическими телами. Поэтому для более точных расчетов пользуются методом вертикальных параллельных сечений (рис. 10.5). При этом объем траншеи

$$V_0 = \frac{1}{2} [(S_1 + S_2) l_1 + (S_2 + S_3) l_2 + \dots + (S_{n-1} + S_n) l_n],$$

где $S_1, S_2, \dots, S_n$ — площади поперечных сечений м; $l_1, l_2, \dots, l_n$ — расстояния между соответствующими сечениями, м.

Точность подсчета объема по этому методу тем больше, чем меньше расстояние между сечениями.

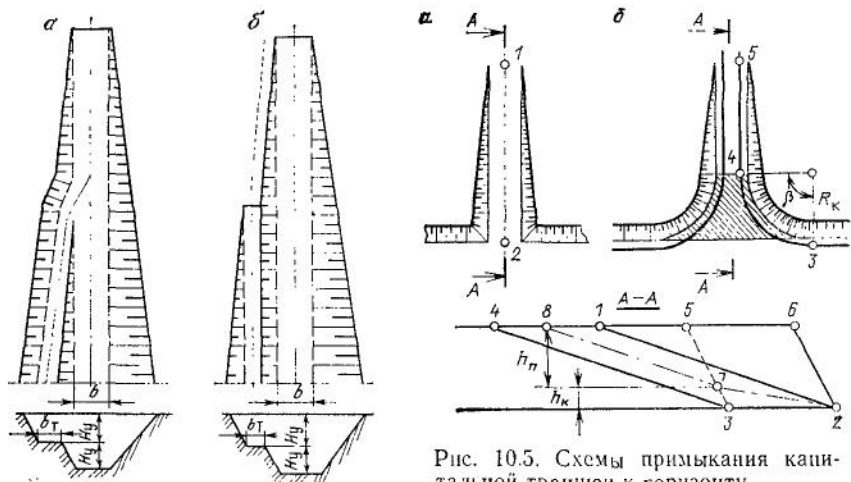


Рис. 10.4. Схемы общей траншеи, вскрывающей два горизонта:
 а — с односторонним примыканием и общим выездом; б — с односторонним примыканием и раздельными выездами

Рис. 10.5. Схемы примыкания капитальной траншеи к горизонту

Приблизленно объем глубокой траншеи сложной конструкции можно определить по формуле объема простой траншеи, заменив ее сложный поперечный контур прямыми линиями.

При больших радиусах кривой и большой глубине траншеи обязателен учет разноса борта в пункте примыкания к нему траншеи.

В случае примыкания под прямым углом (рис. 10.5 а) дно траншеи в продольном сечении расположено на прямой 1—2. Если примыкание осуществлено по кривой, расположенной на уровне площадки примыкания (рис. 10.5, б), то дно траншеи в продольном сечении обозначено прямой 3—4. В этом случае объем траншеи значительно больше из-за дополнительного разноса борта, который на плане заштрихован, а на продольном сечении обозначен цифрами 2, 3, 5, 6.

В случае же примыкания по кривой, расположенной на наклонном участке, дно траншеи может быть представлено ломаной 2—7—8. Высота кривой (м)

$$h_k := l_k i_k,$$

где i_k — уклон путей на кривой, ‰.

Длина кривой (м)

$$l_k = \pi R_k \beta / 180,$$

где β — угол поворота кривой, градус.

Зная высоту кривой h_k , можно определить высоту прямого отрезка h_n и его длину l_n , т. е. отрезка 7—8:

$$h_n = h - h_k; \quad l_n = h_n / i_p,$$

где h — общая высота уступа, м; i_p — руководящий уклон, ‰.

Радиус кривой R_k принимается в зависимости от вида транспорта, а уклон кривой для железнодорожного транспорта (‰)

$$i_k = i_p - 700 / R_k.$$

Зная основные параметры траншеи i_k , h_k , R_k и β , можно построить план и профиль траншеи и затем довольно точно определить объем траншеи с учетом примыкания.

Уклон на участке кривой автомобильной дороги меньше руководящего на 25—30 ‰ и, как правило, не должен превышать 0,045.

Как видно из рис. 10.5, при примыкании кривой на подъеме дополнительный разнос борта (точки 2, 7, 5, 6) меньше, чем при примыкании на горизонтальной площадке.

ПРИМЕР. Определить объем наклонной траншеи глубиной $h=15$ м при ширине дна $b=20$ м. Уклон траншеи $i=0,08$, углы откосов бортов 40° .

$$V_T = \frac{152}{0,08} \left(\frac{20}{2} + \frac{15}{3 \times 0,84} \right) = 45 \text{ тыс. м}^3.$$

Размеры и объемы глубоких (до 100—160 м) траншей сложной конструкции весьма значительны и достигают: ширины поверху 200—400 м, длины 2—2,5 км, объема в несколько млн. м³ и даже десятков млн. м³. Дополнительный объем разноса борта карьера в месте примыкания к нему подобной глубокой траншеи также очень велик.

В этих условиях существенное экономическое значение приобретает задача оптимизации конструкции и параметров траншеи, которую вследствие сложности и многовариантности расчетов невозможно решить без использования ЭВМ. Благодаря САПР появляется возможность выбрать такой вариант строительства или реконструкции траншеи, при котором достигается значительное (десятки и сотни тысяч м³) сокращение объема траншеи и улучшение параметров трассы путей, приводящее к снижению эксплуатационных расходов на транспорт.

10.2. Способы и организация проведения траншей

Применяют транспортные и бестранспортные способы проведения траншей.

При транспортных способах погрузка горной массы осуществляется мехлопатами, драглайнами или многоковшовыми экскаваторами в средства транспорта.

При бестранспортных способах порода, вынимаемая из забоя драглайнами или мехлопатами, размещается на борту траншеи.

Бестранспортный способ наиболее экономичен, однако применение его ограничено возможностью размещения пород на бортах траншей.

Траншеи большого сечения, предназначенные для обслуживания нескольких горизонтов, проводят обычно в несколько слоев.

Организация работ при проведении траншей должна обеспечивать высокие технико-экономические показатели и безопасные условия труда.

Каждую траншею приводят на основе рабочего проекта, в котором указаны объемы всех работ, календарный график их выполнения и плановые технико-экономические показатели.

До начала проведения траншей в соответствии с календарным планом строительства производят необходимые подготовительные работы (строительство линий электропередачи, подъездных путей и пр.).

Проходческие работы обычно ведут в три смены по непрерывному графику. Ввиду того, что отдельные операции периодически и в определенной последовательности повторяются, при проведении траншей составляют технологический график-циклограмму работ (рис. 10.6), на которой изображают длительность и последовательность всех процессов в забое: бурение, взрывание, погрузку взорванной массы, переукладку, наращивание контактной сети, планировку почвы, проведение водоотливной канавы, перенос насоса для откачки воды. При составлении циклограммы необходимо стремиться к наибольшему совмещению во времени различных процессов. Это позволяет уменьшить длительность цикла и, следовательно, увеличить скорость проходки.

График работ не должен быть излишне жестким. Следует помнить, что на практике могут возникать различные задержки в работе, которые в отдельных случаях приводят к увеличению продолжительности того или иного процесса. Поэтому при построении циклограммы необходимо предусмотреть время на переход от одной работы к другой.

Организация работ по технологическому графику наиболее проста и удобна, когда весь цикл работ выполняется за определенное число смен.

Средняя скорость проведения траншей при железнодорожном транспорте составляет 90—120 м/мес, максимальная достигает 200—250 м/мес, при автомобильном транспорте — 120—150 м/мес, максимальная — 250—300 м/мес.

Затраты на проведение 1 м траншеи изменяются в среднем от 150 до 300 руб.

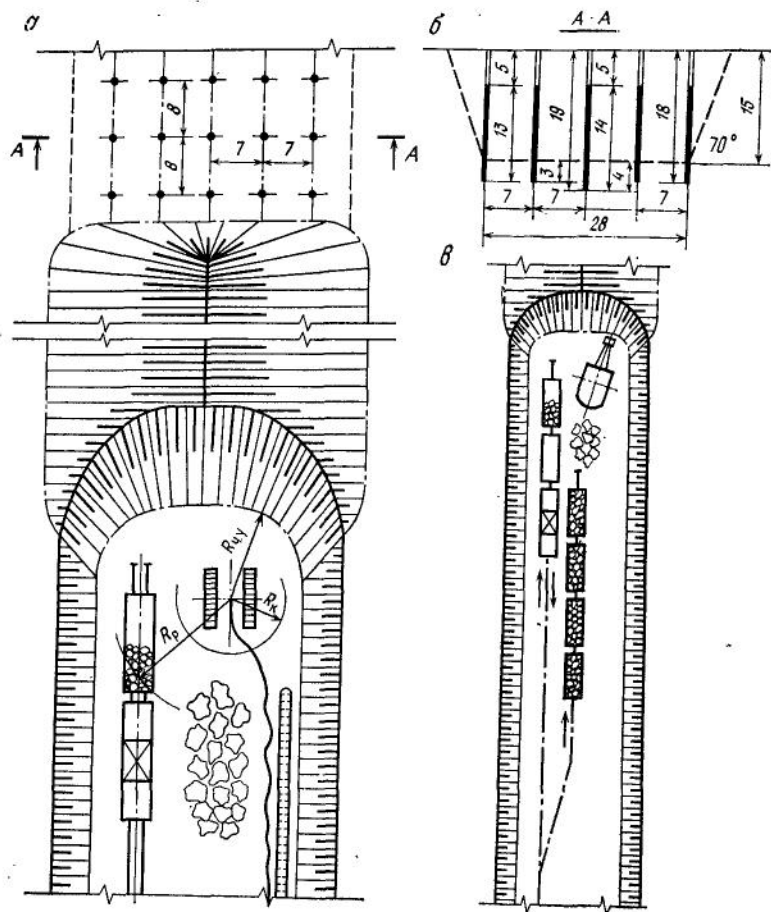


Рис. 10.6. Схемы проведения траншей тупиковым силосным забоем с нижней погрузкой породы мехлопатой:

а — план траншей; б — поперечное сечение траншей; в — схема разминовок

Разбивка траншеи на местности заключается в установлении положения ее оси (трассы траншей) и бортов в плане. Эта работа осуществляется по проекту, в который входят:

- план трассы траншей с указанием точек примыкания, длины участков, углов поворота и их тангенсов и радиусов кривых;
- продольный профиль трассы с указанием отметок местности и проектных отметок дна траншей, а также проектных уклонов и подъемов;

поперечные сечения траншеи через определенные расстояния по ее трассе.

Трассу траншеи разделяют в профиле и в плане на отрезки, обычно равные 100 м, начало которых отмечают пикетом. Пикеты последовательно нумеруют, на каждом из них указывают глубину траншеи, отметки ее поверхности и дна.

До начала проведения траншеи ее ось и границы поверху (верхние бровки бортов траншеи) отмечают специальными знаками (деревянные столбы, железные стержни и отрезки труб). На каждом знаке указывают номер пикета и глубину траншеи.

При проведении траншеи бестранспортным способом кроме основных разбивочных данных в натуре, обозначающих ось и борта траншеи, необходимо также указывать нижнюю бровку отвала.

Контроль за правильным проведением траншеи осуществляет маркшейдерская служба карьера. Для направления траншеи по заданному профилю маркшейдер при помощи нивелира устанавливает в начале траншеи, на уже пройденном участке, два-три колышка на расстоянии 10—15 м один от другого с таким расчетом, чтобы их вершины находились на 0,4—0,5 м выше проектной отметки дна траншеи. В этом случае горному мастеру достаточно провизировать вершины кольев, чтобы оценить правильность проведения траншеи. По мере проведения траншеи колья переносят ближе к ее забою.

10.3. Транспортные способы проведения траншей

Проведение траншей сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта. При этом способе железнодорожные пути располагают на почве траншеи. На расстоянии 50—200 м от забоя траншеи устраивают выставочный тупик (см. рис. 10.6, в), который служит для размещения груженных вагонов и формирования их в составы. По мере продвижения забоя траншеи выставочный тупик переносят.

Порожний состав подают к экскаватору вперед думпками. После загрузки одного (заднего) думпкара состав отводят к выставочному тупику, в котором оставляют груженный вагон. Затем к экскаватору подают следующий вагон, и операции повторяют в том же порядке.

Затраты времени на маневровые операции при этом способе проведения достигают 60—70 % всего сменного времени. Вследствие этого производительность экскаватора в 2,5—3 раза ниже, чем при боковой погрузке в открытом забое.

Для уменьшения потерь времени экскаватора в некоторых случаях применяют схему проходки с двумя тупиками в забое траншеи. При этом порожние вагоны подают в тупики попере-

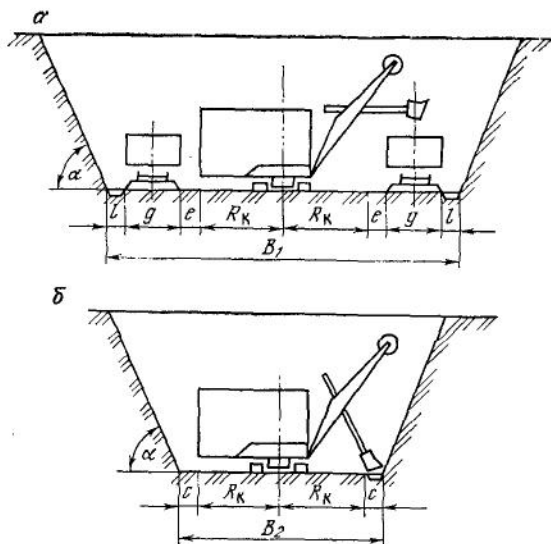


Рис. 10.7. Схемы к определению ширины траншей с двумя тупиками (а) и с одним тупиком (б)

менно с таким расчетом, чтобы во время смены вагонов в одном тупике экскаватор производил погрузку вагона, поданного в другой тупик. Такая схема позволяет увеличить полезное использование экскаватора во времени на 30—40 %, однако требует сложного развития путей в траншее.

Траншеи в крепких породах проводят с применением буровзрывных работ. Расположение скважин в большинстве случаев многорядное. При проведении траншей в скальных породах экскаваторами ЭКГ-5 шириной понизу 18—20 м и глубиной 10 м расстояние между скважинами в ряду и между рядами принимают равным 4—5 м, а при короткозамедленном взрывании расстояние между скважинами 8—10 м, между рядами 6—7 м.

Чтобы приблизить железнодорожные пути к забою траншеи и обеспечить возможность загрузки экскаватором двух вагонов, стремятся создать направленный выброс породы при взрыве.

По мере подвигания забоя траншеи рельсовые пути наращивают цельными звеньями или отрезками рельсов, которые затем заменяют звеньями. Целое звено собирают заранее вблизи экскаватора, а потом экскаватором укладывают на трассу. Наращивание тупика в зависимости от скорости проведения траншеи производится через 4—6 смен.

Ширина траншеи понизу (м) при погрузке в вагоны, расположенные с обеих сторон экскаватора (рис. 10.7, а), может быть рассчитана по следующей формуле:

$$B_1 = 2(R_k + e + g + l),$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; e — безопасный зазор между габаритами вагона и кузовом экскаватора; g — габарит железнодорожного пути, м; l — ширина водоотливной канавки, м.

Для экскаватора ЭКГ-4,6 и стандартных думпкаров $B_1 = 22 \div 26$ м.

Минимальная ширина траншеи (14—15 м) при расположении транспортных средств сзади экскаватора (рис. 10.7, б):

$$B_2 = 2(R_k + c),$$

где c — безопасный зазор между экскаватором и бортом траншеи, м.

Узкие траншеи позволяют уменьшить объем проходческих работ, но затрудняют работу экскаватора и транспортных средств, снижают их производительность и тем самым увеличивают стоимость выемки 1 м³ породы.

Для определения ширины траншеи составляют ее план (в масштабе 1:100 или 1:200) с размещением погрузочно-транспортного оборудования, железнодорожных путей, водоотливной канавки, питающего электрокабеля и т. п. При этом должны быть обеспечены условия для безопасной и производительной работы, выдержаны необходимые зазоры безопасности между экскаватором и бортами траншеи, а также учтены места для размещения и разделки негабаритных кусков породы и т. д.

Наиболее рациональная ширина траншеи понизу 22—26 м для экскаватора ЭКГ-5 и 26—30 м для экскаватора ЭКГ-8И.

Скорость проведения траншеи сплошным забоем с погрузкой механической лопатой на уровне стояния в средства железнодорожного транспорта составляет 90—120 м/мес.

Этот способ проходки применяется, главным образом, в тех случаях, когда на карьере отсутствует автомобильный транспорт, который мог бы быть применен для проходки траншеи.

Для повышения скорости проходки в случае крайней необходимости применяется спаренная работа двух экскаваторов в тупике траншеи и подача под погрузку сразу двух вагонов. Первый экскаватор в перерывы, вызываемые обменом вагонов, производит отгрузку породы в конус позади себя. Второй экскаватор, располагающийся позади конуса, имеет возможность отгружать из него породу во второй вагон. Таким образом, увеличивается интенсивность работы первого, т. е. забойного экскаватора, но существенно повышаются затраты на проходку траншеи.

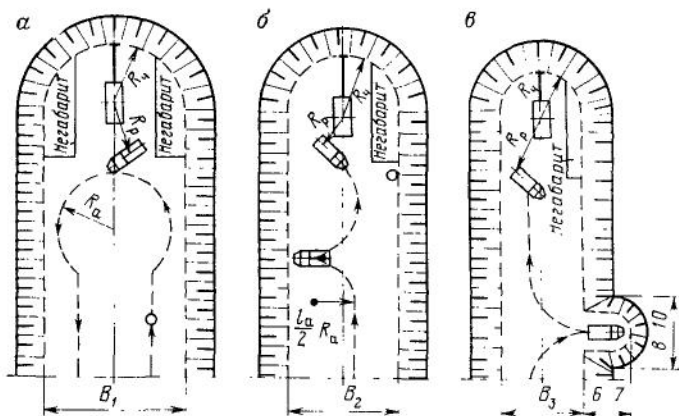


Рис. 10.8. Схемы заездов автосамосвалов при проведении траншей

Проведение траншей сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой в автосамосвалы. Применение автомобильного транспорта позволяет значительно увеличить эффективность проведения траншей сплошным забоем с нижней погрузкой. Так, если при железнодорожном транспорте производительность экскаватора в забое траншеи составляет 40—60 % его производительности при работе на уступе, то при автомобильном транспорте она повышается до 80—90 %.

При автомобильном транспорте появляется возможность широко применять временные съезды, что облегчает вскрытие и разработку отдельных залежей и участков месторождения.

Использовать автомобильный транспорт для проведения траншей целесообразно даже тогда, когда он не является основным видом карьерного транспорта. Эта практика сейчас получила широкое распространение на карьерах.

При автомобильном транспорте обычно применяют кольцевую или тупиковую схему подачи автосамосвалов под погрузку.

При кольцевой схеме (рис. 10.8, а) ширина траншеи понизу (м)

$$B_1 = 2(R_a + e),$$

где R_a — радиус поворота автосамосвала, м; e — зазор между автосамосвалом и бортом траншеи, м (обычно $e = 2 \div 3$ м).

Для автосамосвалов грузоподъемностью 10 и 25 т ширина траншеи понизу составляет 25—30 м.

При тупиковой схеме (рис. 10.8, б) ширина траншеи (м)

$$B_2 = R_a + l_a/2 + 2e,$$

где l_a — длина автосамосвала, м.

B_2 обычно составляет 20—22 м.

Ширина траншеи может быть уменьшена до 16—18 м при тупиковой подаче автосамосвалов с разворотом их в нише (рис. 10.9, в). В этом случае она определяется по следующей формуле:

$$B_3 = R_a + l_a/2 + 2e - b_n,$$

где b_n — глубина ниши, м.

Ниши располагают на расстоянии 50—60 м одну от другой.

Производительность экскаватора при кольцевой схеме движения автосамосвалов на 20—50 % выше, чем при тупиковой, а скорость проходки, несмотря на увеличение ширины траншеи, не изменяется. Поэтому кольцевая схема является наиболее распространенной. Разрезные траншеи почти всегда проводят с применением кольцевой схемы подачи автосамосвалов.

При тупиковой схеме подачи автосамосвалов ширина, а следовательно, и объем траншеи меньше, чем при кольцевой. Поэтому ее рационально применять при проведении траншей вне контура карьера, а также при ограниченном числе автосамосвалов.

Средняя скорость проведения траншей при автомобильном транспорте составляет 120—150 м/мес.

Проведение траншей сплошным забоем мехлопаты с верхней погрузкой. При использовании экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием траншеи проводят на полное сечение с верхней погрузкой породы в железнодорожные составы (рис. 10.9), которые располагают на борту траншеи.

Минимальная ширина траншеи понизу должна обеспечивать безопасное размещение экскаватора в забое. Для экскаватора ЭВГ-4 она составляет 15—16 м, для ЭВГ-6 — 20—22 м.

Максимально возможная глубина траншеи h (м) устанавливается с учетом максимальной высоты разгрузки экскаватора H_p (м) и радиуса разгрузки R_p (м):

$$h \leq H_p - h_b;$$

$$h \leq (R_p - R_{ч.у} - c) \operatorname{tg} \alpha,$$

где h_b — высота вагона и рельсового пути с учетом зазора между кузовом и ковшом экскаватора, м; $R_{ч.у}$ — радиус черпания на уровне стояния, м; c — безопасное расстояние между осью пути и верхней бровкой уступа, м; α — угол откоса борта траншеи, градус.

В устойчивых скальных породах (когда $\alpha > 70^\circ$) глубина траншеи ограничивается высотой разгрузки и составляет для экскаваторов: ЭВГ-4 — 12 м, ЭВГ-6 — 18 м. В мягких породах (когда $\alpha < 70^\circ$) глубина траншеи ограничивается радиусом разгрузки и составляет для экскаваторов: ЭВГ-4 — 9—10 м, ЭВГ-6 — 15—16 м.

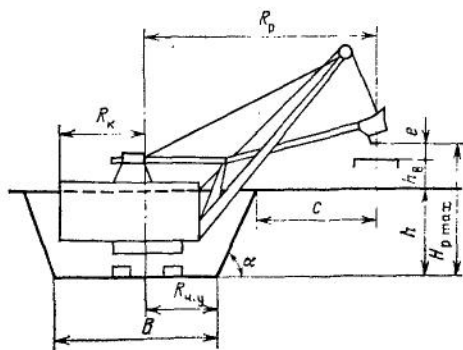


Рис. 10.9. Схема проходки траншеи с верхней погрузкой

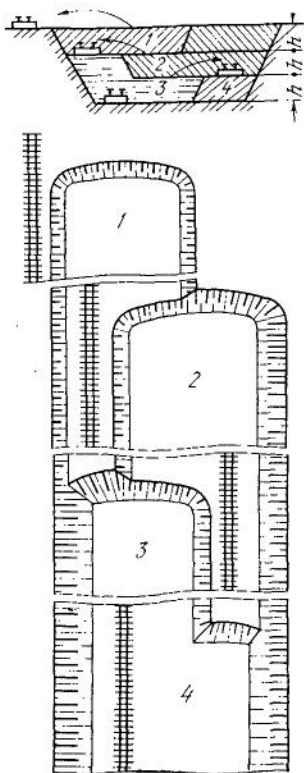


Рис. 10.10. Схема послойной проходки траншеи

Достоинствами проведения траншей экскаваторами с верхней погрузкой являются: отсутствие простоев из-за наращивания рельсового пути и контактной сети; возможность погрузки в нерасформованные составы; относительно высокая скорость проходки.

Основным недостатком рассматриваемого способа является необходимость использования специальных экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием, что приводит к увеличению затрат на выемку 1 м^3 породы на 20—30 % по сравнению с затратами при погрузке обычными экскаваторами. Однако, несмотря на это, способ проходки траншей специальными экскаваторами с верхней погрузкой является в большинстве случаев наиболее рациональным, особенно при разработке мягких пород и пород средней крепости.

Послойное проведение траншей. При этой схеме (рис. 10.10) траншею делят на горизонтальные слои, которые последовательно обрабатывают экскаваторами нормального исполнения

с погрузкой породы в средства железнодорожного транспорта, расположенные выше уровня стояния экскаваторов.

Перед началом проведения на борту траншеи укладывают железнодорожный путь, на который подают составы, и отрабатывают слой 1. Затем путь переносят на дно вынутаго слоя и отрабатывают слой 2. Остальные слои 3, 4 отрабатывают аналогично.

При скоростном проведении траншей одновременно в работе может находиться несколько экскаваторов, каждый из которых будет отрабатывать отдельный слой с погрузкой в железнодорожный транспорт.

Максимальная высота слоя (м), отрабатываемого с верхней погрузкой,

$$h = H_p - (h_b + e),$$

где h_b — высота вагона и рельсового пути; e — зазор между кузовом думпкара и ковшом экскаватора, м ($e = 1 \div 1,5$ м).

При использовании стандартных думпкаров высота отрабатываемого слоя составляет 3—3,2 м для экскаватора ЭКГ-5 и 4,5—4,7 м для экскаватора ЭКГ-8И.

Достоинствами послойного проведения траншеи являются: возможность использования обычных мехлопат для верхней погрузки; возможность одновременной работы нескольких экскаваторов при проведении одной траншеи.

К основным недостаткам этой схемы относятся: большой объем перескладочных работ; малая высота забоя, препятствующая достижению нормальной производительности экскаватора и отрицательно влияющая на показатели буровзрывных работ; невозможность использования траншеи до окончания выемки в ней последнего слоя.

Проведение траншеи драглайном с погрузкой породы на транспорт. Большие рабочие параметры драглайнов позволяют проводить сплошным забоем траншеи значительной глубины. Однако вследствие гибкой связи ковша со стрелой возникают трудности в обеспечении точной выгрузки породы из ковша в транспортные сосуды. Тем не менее такая погрузка освоена и широко применяется на земляных работах в строительстве. На крупных гидротехнических сооружениях часто применяют погрузку породы в автосамосвалы драглайнами с ковшами вместимостью 4—6 м³. Иногда, чтобы облегчить точную выгрузку породы из ковша в транспортные сосуды, применяют драглайны с укороченными стрелами.

Применение драглайна позволяет проводить траншеи в обводненных породах без предварительного их осушения. Пройденная траншея в этом случае является дренажной выработкой для вновь вскрываемого горизонта.

10.4. Бестранспортные способы проведения траншей

Бестранспортные способы проведения траншей применяют в тех случаях, когда имеется возможность разместить породу, вынимаемую из забоя, на бортах траншей.

При этих способах применяют драглайны или, реже, механические лопаты. Драглайнами обычно проводят траншеи в мягких породах, не требующих буровзрывных работ. Мощные драглайны с ковшами вместимостью более 6 м³ можно использовать при проведении траншей в полускальных породах, разрабатываемых с применением буровзрывных работ. Механическими лопатами с удлиненным рабочим оборудованием можно проводить относительно неглубокие траншеи в любых породах.

Рассмотрим некоторые из бестранспортных способов проведения траншей.

Проведение внешних капитальных траншей драглайном (рис. 10.11) с размещением породы на обоих бортах широко применяется в период строительства карьера.

Возможные глубина и ширина траншеи при этом способе зависят от рабочих размеров экскаваторов, физико-механических свойств пород и расположения экскаватора относительно оси траншеи.

При прямолинейном перемещении драглайна по оси траншеи ее размеры могут быть определены из условия равенства объемов породы (м³), вынимаемой из траншеи, V_T и возможных объемов навалов на бортах траншеи V_0 :

$$V_T k_p \leq 2V_0,$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы.

При этом должны соблюдаться следующие неравенства. Глубина траншеи h не должна превышать глубины черпания экскаватора H_q , т. е.

$$h \leq H_q.$$

Высота навала H_0 не должна превышать высоты разгрузки драглайна H_p , т. е.

$$H_0 \leq H_p.$$

Расстояние от оси траншеи до центра навала (м) не должно превышать радиуса разгрузки драглайна:

$$R_p \geq b/2 + h \operatorname{ctg} \gamma + c + H_0 \operatorname{ctg} \beta,$$

где c — безопасное расстояние между верхней бровкой траншеи и отвалом, м.

Если необходимо увеличить ширину проводимой траншеи, то при использовании шагающего драглайна применяют зигзагообразный ход его вдоль продольной оси траншеи.

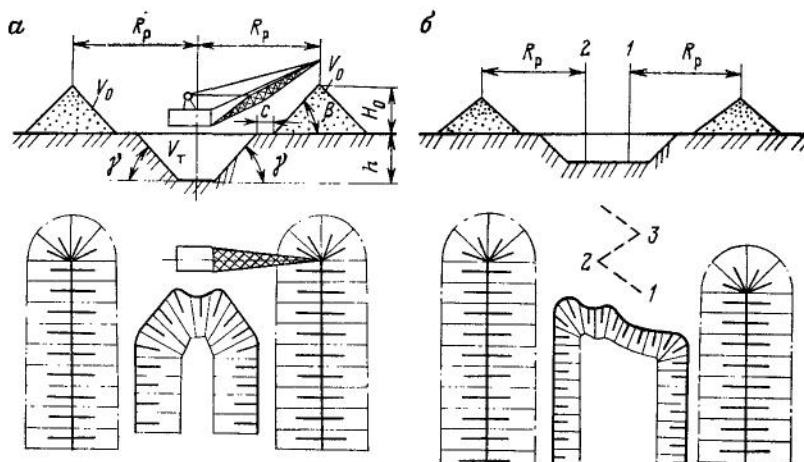


Рис. 10.11. Бестранспортная проходка траншей драглайном:
 а — с размещением породы на обоих бортах; б — при зигзагообразном перемещении драглайна

В этом случае из положения 1 и 3 драглайн отработывает правую, из положения 2 — левую часть забоя траншей. В любом из этих положений драглайн смещен относительно оси траншеи, благодаря чему может перебрасывать породу из центра траншеи на расстояние, большее, чем радиус разгрузки.

Траншеи больших размеров проводят за несколько проходов драглайна. При этом одновременно может работать несколько драглайнов.

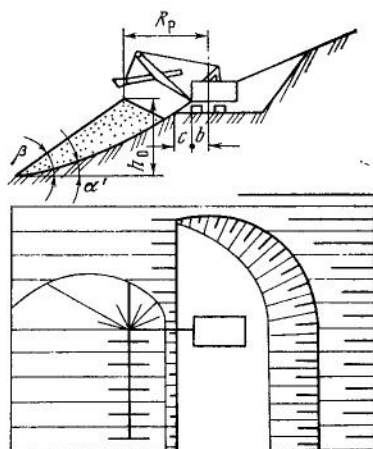


Рис. 10.12. Схема бестранспортной проходки траншей мехлопаты на косогоре:

R_p — радиус разгрузки экскаватора; β — угол откоса отвала; α' — угол откоса косогора; h_0 — наибольшая возможная высота отвала; c — расстояние от края гусеницы экскаватора до бровки уступа на косогоре; b — половина ширины гусеничного хода экскаватора

Проведение траншей драглайнами с переэкскавацией породы обычно применяют в том случае, когда рабочие параметры драглайнов недостаточны для создания выемки заданных размеров. При этой схеме вначале проводят траншею неполного сечения, размещая при этом породы во временный отвал. Затем драглайном перемещают породу из временного отвала дальше от борта. После этого вынимают вторую заходку и траншею расширяют до нормального сечения.

Часто проводят траншею двумя драглайнами, из которых один вынимает породу из забоя траншеи, а другой производит ее переэкскавацию.

Бестранспортное проведение траншей (полутраншей) на косогорах осуществляется обычно механическими лопатами (рис. 10.12).

При этом экскаватор сбрасывает породу непосредственно под откос на косогор.

10.5. Пример расчета параметров и показателей проходки разрезной траншеи по скальным породам тупиковым забоем с нижней погрузкой в автотранспорт и построение графика организации проходческих работ

Условия проходки: коэффициент крепости породы $f=12\div 13$; высота подготавливаемого к обработке уступа $H_y=15$ м.

Параметры поперечного сечения траншеи: ширина нижнего основания $B_T=28$ м; глубина $H_T=H_y=15$ м; угол откоса бортов $\alpha=70^\circ$; площадь поперечного сечения траншеи

$$S_T = H_T (B_T + H_T \operatorname{ctg} \alpha) = 15 (28 + 15 \operatorname{ctg} 70^\circ) = 502 \text{ м}^2.$$

Оборудование на проходке: буровой станок СБШ-250МНА-32; экскаватор ЭКГ-8И; автосамосвалы БелАЗ-549 грузоподъемностью 75 т.

Отбойка породы — вертикальными скважинами, сплошными колонковыми зарядами. Диаметр взрывных скважин $d_c=250$ мм. Удельный расход ВВ (гранулол, граммонит 50/50В) $q_n=0,8$ кг/м³.

Режим работы: три 8-часовые рабочие смены в сутки, непрерывная рабочая неделя.

Расчет параметров взрывных работ. Расстояние между продольными рядами скважин в скальных породах при $H_T=15$ м, $d_c=250$ мм и принятых ВВ на основании практических данных составляет в пределах 6–8 м. Принимаем $b=7$ м. Тогда при ширине основания траншеи $B_T=28$ м число продольных рядов скважин во взрывных блоках $n=B_T/b+1=28/7+1=5$.

Взрывание ведется длинными блоками с применением вертикального продольного вруба. В качестве врубового принимаем средний ряд скважин, который взрывается в первую очередь. Затем с короткими задержками (20–35 мс) взрываются попарно в два приема отбойные руды. Глубина перебура врубовых скважин на 1 м больше отбойных.

Глубина отбойных скважин с перебуром $L_c=H_T+l_n=15+3=18$ м, буровых — 19 м.

Длина колонки заряда $l_{зар}=L_c-l_{аб}=18-5=13$ м и $19-5=14$ м, где $l_{аб}$ — длина столба забойки; для данных условий взрывания $l_{аб}=5$ м.

Масса зарядов в отбойных рядах соответственно

$$Q_{з. о} = \rho l_{зар} = 49 \cdot 13 = 638 \text{ кг};$$

$$Q_{з. в} = 49 \cdot 14 = 686 \text{ кг},$$

где ρ — удельная вместимость скважины, кг/м. При $d_c = 250$ мм и плотности заряжения $\Delta = 0,9$ значение $\rho = 49$ кг/м.

Средняя масса заряда $Q_{з. с} = (638 \cdot 4 + 686)/5 = 646$ кг.

Объем породы, приходящейся на один заряд,

$$V_{зар} = Q_{з. с} / q_n = 646/0,8 = 807 \text{ м}^3.$$

То же, на один поперечный ряд скважин $V_{зар} = 807 \cdot 5 = 4035 \text{ м}^3$.

Расстояние между скважинами в продольных рядах $a = V_{зар} / S_T = 4035/502 = 8,03$ м. Принимаем $a = 8$ м.

Таким образом, определена сетка расположения взрывных скважин: $ab = 8 \cdot 7$ м.

Выход взорванной массы с 1 м скважины

$$v = V_{зар} / L_{ск} = 4035 / (18 \cdot 4 + 19) = 44,4 \text{ м}^3/\text{м}.$$

Производительность экскаватора на погрузке в забое, скорость проходки траншеи. Техническая производительность

$$P_{э. т} = \frac{3600}{t_{ц}} E \frac{k_n}{k_p} k_{сн} = \frac{3500}{36} \cdot 8 \cdot \frac{0,75}{1,5} \cdot 0,7 = 280 \text{ м}^3/\text{ч},$$

где $k_{сн}$ — коэффициент снижения производительности экскаватора в тупиковом забое за счет ухудшения забойных условий по сравнению с производительностью на боковой погрузке при отработке уступов; $k_{сн} \approx 0,7$.

Эксплуатационная сменная производительность экскаватора

$$P_{э. см} = P_{э. т} T_{см} k_n = 280 \cdot 8 \cdot 0,75 = 1680 \text{ м}^3/\text{смену},$$

где k_n — коэффициент использования экскаватора на погрузке в течение смены; при работе с автотранспортом в тупиковом забое $k_n = 0,7 \div 0,75$.

Суточная производительность экскаватора

$$P_{э. сут} = P_{э. см} n_{см} = 1680 \cdot 3 = 5050 \text{ м}^3/\text{сут}.$$

Месячная производительность при среднем числе рабочих дней 27

$$P_{э. мес} = P_{э. сут} \cdot 27 = 5050 \cdot 27 = 136\,400 \text{ м}^3/\text{мес}.$$

Скорость проходки траншей

$$V = P_{э. мес} / S_T = 136\,400/502 = 272 \text{ м/мес}.$$

Потребный парк буровых станков. Для своевременной подготовки блоков к взрыву при скорости проходки траншеи 272 м/мес месячный объем буровых работ

$$\varepsilon L_{с. мес} = P_{э. мес} / v = 136\,400/44,4 = 3075 \text{ м}.$$

Месячная производительность бурового станка

$$P_{с. мес} = P_{с. см} n_{см} \cdot 27 = 50 \cdot 3 \cdot 27 = 4050 \text{ м/мес},$$

где $P_{с. см}$ — сменная производительность станка. В соответствии с Нормами технологического проектирования для данных условий производительность принятого станка составляет 50 м/смену. $P_{с. см}$ может быть определена расчетом.

Потребное число рабочих буровых станков

$$N_{с. р} = \varepsilon L_{с. мес} / P_{с. мес} = 3075/4050 = 0,76.$$

С учетом коэффициента резерва списочный парк $N_{с. с} = N_{с. р} \cdot 1,25 = 0,95$. Принимаем один станок.

Перед очередным взрывом в траншею оставляют запас взорванной массы от предыдущего взрыва во избежание разброса породы по прилегающему к забою участку траншеи при взрывании очередного блока.

Поскольку зарядание длинных блоков может продолжаться несколько дней, то для возможности совмещения его с основными работами минимальное расстояние от заряжаемого блока до работающих экскаватора и буровых станков по ПБ должно быть не менее 50 м. Поэтому участок ранее взорванного блока с неотреженной породой впереди забоя перед очередным взрывом должен быть не менее этой величины, т. е. 50 м.

При 27 рабочих днях в месяце и выполнении двух циклов проходческих работ время работы экскаватора в первом цикле принимаем равным 14 сут, во втором — 13 сут, с отгрузкой объемов горной массы — соответственно 70 800 и 65 600 м³, что соответствует длине участков траншей 142 и 130 м.

При длине взрывных блоков 136 м и безопасном расстоянии от забоя до заряжаемого блока 50 м опережение буровых работ по отношению к положению забоя составляет более 200 м [см. график $L=f(T)$].

Два дня в месяц (по числу массовых взрывов) выделяется на окончание зарядания блоков, монтаж взрывной сети, производство взрывов, дробление негабаритных кусков, проветривание и некоторые вспомогательные работы. В конце месяца предусматриваются одни сутки на мелкий профилактический ремонт, крепеж узлов, осмотр экскаватора и станков и другие вспомогательные операции.

Контрольные вопросы

1. Назовите основные параметры наклонных капитальных траншей и их распространенные значения при железнодорожном (автомобильном) транспорте.

✓ 2. Выведите формулу для определения объема простой наклонной траншеи и сделайте расчет объема траншеи глубиной 10, 20, 30 м.

3. Сравните преимущества и недостатки применения основных способов проходки траншей с железнодорожным (автомобильным) транспортом в условиях известного Вам горного предприятия.

4. Определите минимальную ширину дна капитальной траншеи при проходке ее экскаватором (ЭКГ-8И, ЭКГ-12; ЭГ-8) с погрузкой горной массы в автосамосвалы (БелАЗ-549, БелАЗ-7519).

5. Определите минимальную ширину дна и максимальную высоту борта траншеи при ее проходке в полускальных породах экскаватором ЭКГ-63ус и верхней погрузке горной массы на железнодорожный транспорт.

6. Какие расчеты необходимо провести и какие данные должны быть известны для построения графика проходки траншей? Какова последовательность операций работ проходческого цикла на этом графике и какие из них могут полностью или частично совмещаться во времени с целью увеличения скорости проходки траншей?

11. ВЗАИМНАЯ СВЯЗь ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В КАРЬЕРЕ

11.1. Комплексы горнотранспортного оборудования

На современном карьере эксплуатируется большое количество разнообразного горнотранспортного оборудования, выполняющего различные основные и вспомогательные процессы. Различные виды работ взаимосвязаны, что наряду с горнотехниче-

скими условиями взаимно определяет эффективность и производительность горных машин.

Комплексы оборудования формируются в карьерах по отдельным грузопотокам (обычно вскрышным и добычным) из горных и транспортных машин, выполняющих отдельные процессы и операции: бурение и зарядание скважин, экскавацию, внутрикарьерное транспортирование, перегрузку горной массы и усреднение руд, транспортирование по борту карьера и на поверхности, выгрузку на отвале или в бункер обогащательных фабрик, переукладку железнодорожных путей и строительство автодорог и др.

Грузопотоки берут начало в забоях и оканчиваются на отвалах или на складах полезного ископаемого, в бункерах обогащательных фабрик.

Грузопотоки подразделяются на:

- отдельные, в которых каждый забой связан с транспортными коммуникациями с отдельным отвалом;

- объединенные, в которых транспортные коммуникации от нескольких забоев соединяются в одном пункте приема;

- разветвленные, в которых горная масса от одного забоя направляется в несколько пунктов;

- комбинированные, в которых отдельные грузопотоки горной массы объединяются при доставке ее из карьера и разъединяются на поверхности.

Грузопоток характеризуется свойствами разрабатываемых горных пород, параметрами забоев и рабочих площадок, трассы транспортных коммуникаций, транспортных средств, пунктов перегрузки и разгрузки.

Комплекс машин со взаимно сочетающимися параметрами и производительностью, составляющий оборудование грузопотока, может быть отнесен к тому или иному классу и графически представлен в виде схемы, на которой отражены последовательность процессов и модели машин (рис. 11.1).

В комплексах I класса (выемочно-разгрузочных) процессы выемки и перемещения пород осуществляются одной выемочной машиной. К этому классу относятся породные комплексы на базе применения скреперов, бульдозеров, ковшовых погрузчиков, а также экскаваторов, работающих по простой бестранспортной схеме.

В комплексах II класса (выемочно-отвальных) на всех работах заняты две машины, которые, кроме выемки и отвалообразования, осуществляют также процесс перемещения породы. Примером является комплекс, состоящий из роторного экскаватора и консольного отвалообразователя.

Выемочно-транспортно-разгрузочный комплекс (III класс) включает машины для выемки и транспортирования полезного ископаемого, а также устройства для его приемки в конечном

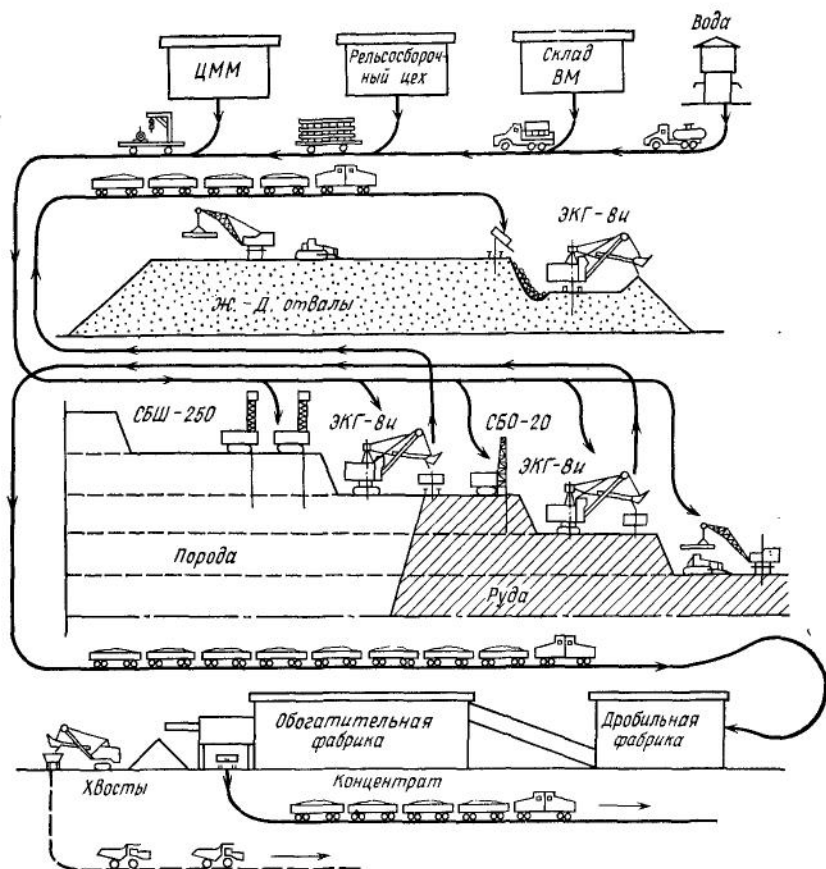


Рис. 11.1. Структурная схема взаимосвязи производственных процессов на карьере

пункте грузопотока. Наиболее распространены следующие комплексы: мехлопаты — автосамосвалы — бункер, роторный экскаватор — конвейер — бункер, роторный экскаватор — железнодорожный состав — бункер. Комплексы III класса применяются для выемки угля, руд, строительных горных пород и доставки их на обогатительные фабрики, перегрузочные бункера или непосредственно потребителю.

Выемочно-транспортно-отвальный комплекс (IV класс) обязательно включает операцию отвалообразования. Примером такого комплекса является структура, состоящая из мехлопаты в забое, железнодорожного транспорта и мехлопаты на отвале. В зависимости от горнотехнических условий и технологических

требований при формировании комплекса в качестве основных принимаются следующие принципы: а — поточность, б — совмещение основных операций, в — независимость операций.

Формирование механизации процессов должно осуществляться на основе общих требований комплексной механизации, ее экономичности, безопасности и комфортности труда, соответствия машин горнотехническим условиям карьера. Комплексно-механизированные структуры, когда все операции механизированы и ручной труд исключен, способствуют повышению производительности труда, создают благоприятные социальные условия горного производства и способствуют улучшению его экономики.

Типы, модели и параметры горных машин комплекса должны отвечать:

- условиям безопасности и экологическим требованиям;
- быть технологически совместимыми;
- быть экономически эффективными и оптимальными.

11.2. Технологическая совместимость процессов и оборудования

Технологическая совместимость машин обеспечивается в достаточной степени, если параметры, производительность и результаты процесса или операции отвечают требованиям последующих звеньев комплекса. Эти требования и ограничения могут быть многообразными и меняются по мере отработки месторождения или вследствие обновления оборудования, изменения организационно-экономических обстоятельств. Однако основные соотношения параметров, выработанные практикой, являются достаточно стабильными и могут использоваться при оценке технологической совместимости машин.

Процесс буровзрывных работ должен обеспечить прежде всего допустимый размер куска породы после взрыва, а также требуемые размеры развала. Величина куска ограничивается вместимостью ковша экскаватора и транспортного сосуда, размером приемного бункера или дробилки, шириной ленты. Кроме того, в особо крепких скальных породах большие размеры кусков и недостаточное разрыхление массива приводят к резкому увеличению продолжительности цикла экскаватора и его частым поломкам.

Существенными параметрами являются размеры развала и особенно его ширина, которая должна быть кратна ширине экскаваторной заходки и шагу переукладки железнодорожных путей. При выборе модели бурового станка и оценке его работы, помимо показателей производительности и экономичности, эти параметры и особенно размер куска являются важнейшими для обеспечения технологической совместимости.

Основным требованием на стыке процессов экскавации и транспортирования является условие рационального соотношения вместимости кузова транспортного средства и вместимости ковша экскаватора, которое должно быть не ниже 3—4 и не выше 8—10.

При меньшем значении этого показателя увеличивается продолжительность цикла экскаватора, так как затрудняется выгрузка породы из ковша в кузов, а при увеличении его более 8—10 чрезмерно увеличивается продолжительность простоев транспортных средств под погрузкой.

Разгрузка горной массы, как звено технологического процесса, становится ограничивающей, если осуществляется не на откос отвала, а в бункер фабрики или перегрузочного устройства. В этом случае требуется жесткая совместимость размеров кузова транспортного средства и размеров приемного отверстия бункера. Ограничивающим параметром может быть также высота разгрузки и сила ударов падающих крупных кусков породы.

В звене транспорта важным является соответствие модели транспортного средства дорожным условиям. Например, ширина существующих дорог в ряде случаев не позволяет применять автосамосвалы большой грузоподъемности (110—180 т), а это делает невозможным применение экскаваторов с большой вместимостью ковша.

Таким образом, необходимость технологической совместимости машин в цепи технологического процесса делает взаимную связь отдельных звеньев и процессов одним из неперенных условий эффективной работы горного оборудования.

11.3. Экономическая взаимосвязь производственных процессов

Типы, модели и параметры горных и транспортных машин в комплексе должны быть оптимальными, т. е. такими, которые позволяют достичь при оценке по конечным показателям (товарной продукции) наилучших результатов — наименьших затрат или наибольшей прибыли предприятия. При такой комплексной оптимизации каждый отдельный процесс может выполняться не всегда с наименьшими затратами, но он должен обязательно способствовать оптимизации всего комплекса, т. е. обеспечению заданного качества товарной продукции и достижению минимальных затрат или максимальной прибыли в результате ее производства и реализации. Поэтому при оценке того или иного звена, при выборе модели горной машины и формировании комплекса механизации необходимо при условии соблюдения требований безопасности, экономических ограничений и технологической совместимости основываться прежде

всего на двух критериях — качестве конечной продукции и экономических результатах деятельности предприятия.

Взаимосвязи между затратами на тот или иной процесс и его эффективностью в многозвенной структуре комплекса сложны, и поэтому для оптимизации всех его параметров требуются тщательные технико-экономические анализы и детальные расчеты.

Однако существенное повышение экономической эффективности может быть достигнуто при простейших экономических оценках, если они осуществляются систематически, основываются на достоверных данных, а их результаты могут быть своевременно проверены на основе экономических результатов по конечным показателям технологического процесса всего комплекса.

Типичными и распространенными являются следующие варианты зависимостей между эффективностью отдельных звеньев комплекса и конечными результатами.

Наиболее простой является ситуация, при которой конечной товарной продукцией является добытое полезное ископаемое, например уголь, минеральные строительные материалы, которое без дополнительной переработки и обогащения продается потребителю по установленной цене и при установленных требованиях к качеству. Например, уголь, продаваемый в качестве топлива населению, должен быть определенной кусковатости и при цене 11 руб/т иметь зольность не выше 28 %.

В этом случае совершенствование отдельных звеньев технологического процесса добычи сводится к простой задаче минимизации затрат.

Если же имеется возможность повышения качества продукции и ее цены за счет снижения зольности, примеси вредных компонентов или увеличения выхода высших сортов, то задача усложняется. Может оказаться целесообразным увеличение затрат на тот или иной процесс комплекса, благодаря чему будет повышено качество продукции и, как следствие, получена большая прибыль. Например, применив экскаваторы с меньшей вместимостью ковша и дополнительные бульдозеры, можно повысить степень селекции при выемке, снизить разубоживание и, следовательно, зольность товарного угля.

В том случае, когда конечной является стадия обогащения, а качество и цена товарной продукции (концентрата) строго регламентированы, задача усложняется тем, что снижение затрат в горном цикле (на добыче и транспорте) может привести к непропорционально высокому увеличению затрат в процессе обогащения и, как следствие, к общему увеличению затрат. Например, снижение затрат на дробление взрывом и увеличение размера среднего куска в определенных условиях эффективно, но в ряде случаев приводит к чрезмерному увеличению затрат

на дробление. Применение более мощных экскаваторов может снизить расходы на экскавацию, но увеличить разубоживание добытой руды, что потребует значительных дополнительных затрат на обогащение, которые могут намного превысить экономию, полученную в забое.

11.4. Пространственно-временная взаимосвязь горнотранспортных процессов в рабочей зоне карьера

В рабочей зоне карьера одновременно могут работать большое число экскаваторов и буровых станков (на крупном карьере до 20—30 экскаваторов), бульдозеров, путеукладных комплексов, располагаться десятки километров железнодорожных и автомобильных дорог, в том числе временных, перемещаться по транспортным коммуникациям десятки автосамосвалов и локомотивосоставов. На рабочих уступах производятся одновременно разные виды работ, осуществляются бурение скважин, их зарядание и взрывание, экскавация, переукладка путей, перенос электросетей и т. п. По мере отработки месторождения рабочая зона развивается, происходят углубка карьера, перемещение рабочих бортов и забоев. При этом осуществляются перемещение экскаваторов и буровых станков, передвижка железнодорожных путей и строительство новых участков автодорог, создание новых перегрузочных пунктов, т. е. происходят изменения во времени и пространстве мест выполнения всех производственных процессов. Для того, чтобы обеспечить эффективную слаженную работу, выдержать различные технологические ограничения и требования безопасности, необходимо хорошо представлять пространственно-временную взаимосвязь горнотранспортных процессов по рабочей площадке, на смежных уступах рабочего борта и в различных технологических зонах карьера.

Взаимосвязь экскаваторных, буровзрывных и путеукладочных работ в пределах рабочей площадки достаточно хорошо иллюстрируется графиком вида $L=f(T)$, на котором по оси абсцисс отложена длина рабочей площадки, а по оси ординат — время выполнения работ (рис. 11.2).

На графике условными обозначениями показан ход перемещения и производства процессов экскавации, бурения скважин, передвижки путей, производство взрывов, выполнения ремонтов и вспомогательных работ. Видно, что экскаватор № 3, находящийся 1-го числа месяца в точке 1, в течение месяца отработывает заходку длиной 340 м и окажется в конце месяца (27-го числа) в точке 2. На графике его перемещение отражено линией 1—2. На этой линии условными обозначениями показаны время и место перецепки питающего кабеля (точки 3) и

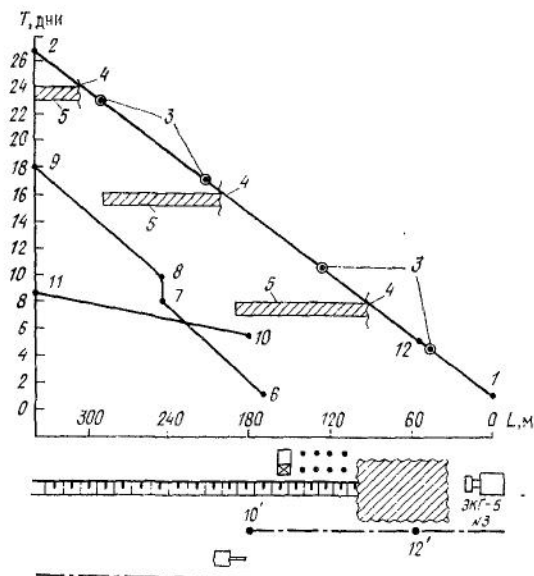


Рис. 11.2. Технологический график взаимосвязи производственных процессов во времени и пространстве (на рабочей площадке)

время производства массовых взрывов (точки 4). Горизонтальные полосы 5 характеризуют длину взорванного блока. Линия 6—7—8—9 отражает процесс бурения скважин. Отрезок 7—8 показывает, что в течение двух дней (с 8-го по 10-е) буровые работы не производились, так как в течение этого времени выполнялся планово-предупредительный ремонт станка. Линия 10—11 отражает процесс переукладки путей на участке 180—340 м. Работа по переукладке должна начаться не позднее 5-го числа, так как к этому времени экскаватор подойдет на такое расстояние (точка 12 на линии 1—2), при котором тупик для установки состава под погрузку окажется минимально допустимым (линия 10'—12'). Дальнейшая задержка с переукладкой пути приведет к остановке работы экскаватора или к необходимости сократить длину состава.

Таким образом, на простом примере видно, что в графической форме может быть наглядно и удобно для практического использования отражена взаимосвязь всех процессов и операций, выполняемых в пределах рабочей площадки.

Аналогичные графики обычно дополняются таблицами, в которых показаны объемы работ, модели, количество оборудования и другие показатели.

Взаимосвязь процессов во времени и пространстве в пределах участка, ограничивающего несколько смежных уступов на рабочем борту, отражается на календарных планах горных работ и может быть представлена на технологических графиках другого вида.

Контрольные вопросы

1. Дайте краткую характеристику структур и рациональных условий применения основных комплексов горнотранспортного оборудования на карьерах и горно-строительных работах.

2. В чем состоят основные требования технологической совместимости процессов и горнотранспортного оборудования?

3. Дайте краткую характеристику распространенных и наиболее типичных зависимостей между экономической эффективностью отдельных звеньев горнотранспортного комплекса и конечными экономическими результатами деятельности горного предприятия.

4. Нарисуйте в общем виде пример графика $L=f(T)$, характеризующего во времени и пространстве взаимосвязь буровых, взрывных, экскаваторных и путепереукладочных работ в пределах рабочей площадки.

12. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

12.1. Развитие рабочей зоны карьера

Рабочей зоной является та часть карьерного поля, в которой в данный период эксплуатации находятся рабочие площадки, размещено основное горнотранспортное оборудование, большая часть внутрикарьерных транспортных и энергетических коммуникаций и ведутся горные работы по выемке вскрыши и добыче полезного ископаемого. В рабочей зоне карьера поддерживаются нормативные величины готовых к выемке запасов полезного ископаемого и суммарная длина фронта работ, необходимая для устойчивой и безопасной работы.

Элементами рабочей зоны являются рабочие уступы и площадки, внутренние съезды и разрезные траншеи, внутренние отвалы, а также различные сооружения — перегрузочные бункера, склады и др.

К основным параметрам, характеризующим рабочую зону, относятся: длина, ширина и глубина зоны, суммарная площадь, а также площадь вскрышной и добычной зон, число вскрышных и добычных уступов, число и ширина рабочих площадок, длина фронта работ с выделением активного и резервного, длина траншей и съездов, величина запасов, углы рабочих бортов и др.

Конструкция, параметры и показатели динамики рабочей зоны различны на горизонтальных и наклонных месторождениях (рис. 12.1).

Конструкция рабочей зоны определяется ее формой в плане (продольная, поперечная, округлая), числом рабочих бортов (однобортная или двухбортная) и строением горной массы — однородная (добычная и вскрышная) или сложноструктурная.

При разработке горизонтальных месторождений рабочая

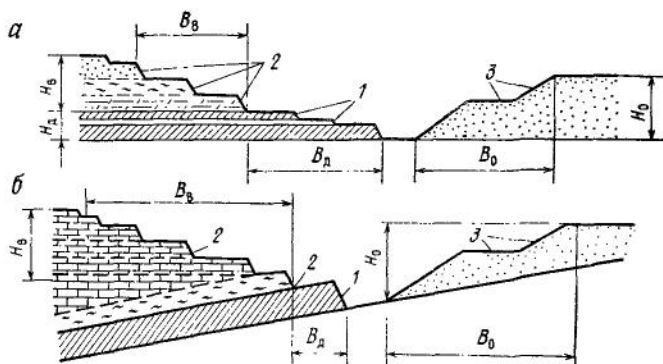


Рис. 12.1. Схемы рабочей зоны карьера при разработке горизонтальных (а) и пологих (б) месторождений:

1, 2, 3 — соответственно добычная, вскрышная и отвальная зоны; B_d, B_v, B_o — ширина соответственно добычной, вскрышной и отвальной зон; H_d, H_v, H_o — высота соответственно добычной, вскрышной и отвальной зон

зона хотя и перемещается в карьерном поле по мере отработки пласта, но по своей конструкции и размерам является стабильной. Ширина рабочей зоны составляет около 100—150 м. Высота зоны может слегка изменяться из-за колебания рельефа местности и мощности пласта, а длина зоны — вследствие изменения конечного контура карьера.

При разработке наклонных месторождений размеры рабочей зоны изменяются по мере увеличения глубины карьера с темпом, пропорциональным углу падения залежи. На карьерах, разрабатывающих пологие месторождения, постепенно увеличивается количество вскрышных уступов и, следовательно, увеличиваются площадь вскрышной зоны и длина фронта работ на вскрыше. Параметры добычной и отвальной зон остаются стабильными.

Эти изменения происходят медленно, так как при ежегодном продвижении фронта работ на 100—200 м глубина карьера увеличивается не более чем на 0,5—1,5 м/год.

При разработке наклонных и крутых месторождений рабочая зона в первый период расширяется, а затем, достигнув границ карьера, уменьшается пропорционально углам погашения бортов карьера.

Формирование рабочей зоны в карьере в процессе его эксплуатации происходит не случайным образом, а в соответствии с принятыми критериями, подчиняется определенным закономерностям и может быть измерено системой таких показателей, как скорость и направление углубки и продвижения фронта работ, темп изменения площади рабочей зоны, и др.

Развитие рабочей зоны вначале рассматривается в процессе проектирования карьера, затем при пятилетнем и текущем планировании горных работ и, наконец, реализуется при производстве горных работ.

В любой момент разработки рабочая зона должна:

обеспечивать заданную или требуемую в данное время производственную мощность карьера как по количеству, так и по качеству добываемого полезного ископаемого;

обеспечивать производство горных работ с наименьшими затратами или с наибольшей прибылью (при оценке по конечной товарной продукции предприятия);

соответствовать перспективе развития горных работ на требуемый длительный период оценки.

Для того, чтобы выдержать заданную производственную мощность по добыче, суммарная площадь добычной рабочей зоны, число добычных уступов и длина добычного фронта работ должны обеспечить необходимый объем вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого и рациональную расстановку в карьере необходимого числа добычных экскаваторов.

Однако в одних и тех же условиях чем больше рабочая зона, тем выше затраты, которые требуются на создание фронта работ и его поддержание, опережающую выемку вскрыши, подготовку новых горизонтов, дополнительные перевозки горной массы и др.

Поэтому для того, чтобы обеспечить наименьшие затраты на производство горных работ, необходимо стремиться к тому, чтобы рабочая зона в каждый момент была минимальной, но достаточной.

Соответствие рабочей зоны долгосрочной перспективе развития будет соблюдено, если при проектировании и планировании горных работ были приняты решения, основанные на математическом и графическом моделировании динамики рабочей зоны, детальном анализе и оценке вариантов развития горных работ на длительный период (10—15 лет и более). Это очень трудоемкая и сложная работа, которая достаточно оперативно и достоверно может быть выполнена лишь посредством ЭВМ на базе геоинформационных геологических моделей месторождений и автоматизированных систем горно-геометрических расчетов.

При этом рабочая зона моделируется и анализируется как структурная топографическая поверхность, изменяющаяся в пространстве и во времени в соответствии с технологическими закономерностями и ограничениями.

Основной закономерностью формирования рабочей зоны является соотношение между направлением и скоростью понижения горных работ h_y , направлением и скоростью подвигания фронта работ v_{ϕ} и углом рабочего борта β . Эта зависимость

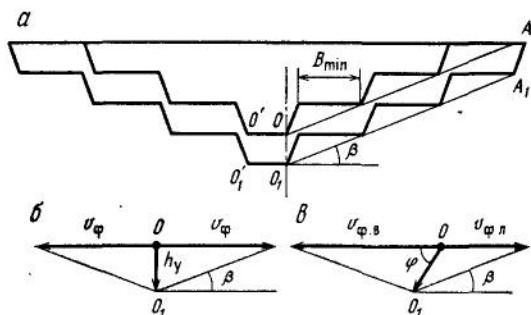


Рис. 12.2. Схема годового перемещения рабочей зоны (а) и соотношения скоростей понижения горных работ и подвигания фронта работ при вертикальной (б) и наклонной (в) углубке дна карьера

в наиболее простом виде может быть рассмотрена на поперечном сечении, характеризующем тот или иной участок рабочей зоны (рис. 12.2), где показано перемещение контура рабочей зоны в течение года. При углубке карьера за год на величину h_y дно карьера из положения $O'-O$ опустится вертикально в положение $O_1'-O_1$, а рабочий борт переместится из положения OA в положение O_1A_1 . При этом сохраняется угол рабочего борта β и минимальная ширина рабочих площадок B_{min} .

Зависимость между вертикальным и горизонтальным перемещением рабочей зоны в этом случае имеет вид:

$$v_{\phi} = h_y \operatorname{ctg} \beta.$$

Если дно карьера перемещается не вертикально, а под углом φ (например, при разработке наклонного пласта), то зависимость будет иной: подвигание фронта работ по рабочему борту со стороны висячего бока залежи $v_{\phi, в}$ должно быть больше, чем со стороны лежащего бока $\varphi, л$, так как

$$v_{\phi, в} = h (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \varphi);$$

$$v_{\phi, л} = h (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \varphi).$$

Таким образом, углубка карьера на величину h_y может быть достигнута только в том случае, если вышележащие пласты будут отработаны на расстояние $v_{\phi, в}$ и $v_{\phi, л}$. При этом для того, чтобы угол рабочего борта карьера был выдержан, подвигание фронта работ на всех уступах одного борта должно быть одинаково. Однако с целью сокращения рабочей зоны и увеличения результирующего угла рабочего борта его профиль делают ломаным. На рис. 12.3 показан рабочий борт, состоящий из трех участков: двух (1—2 и 3—4) с углом борта, обеспечивающим нормальную ширину рабочих площадок, и одного

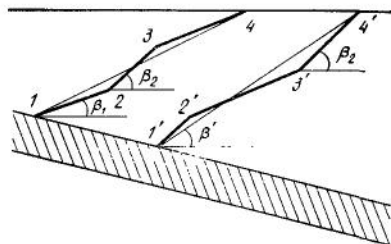


Рис. 12.3. Ломаный профиль рабочего борта

участка (2—3), временно нерабочего, с уменьшенными площадками. Это позволяет увеличить результирующий угол рабочего борта до β' и тем самым сделать календарный график по вскрыше более экономичным. По мере углубки карьера производится расконсервация верхних уступов участка 2—3 и перевод во временно нерабочие новых нижних уступов.

Таким образом, поддерживается ломаный профиль борта. На других участках карьера временно нерабочие уступы могут быть на иных горизонтах, что делает форму поверхности рабочей зоны сложной и меняющейся во времени и пространстве. В условиях сложноструктурных месторождений не всегда могут быть достаточно четко выделены границы вскрышной и добычной зон. Поэтому в общей изменяющейся площади рабочей зоны выделяют изменяющуюся по месту расположения, но стабильную по суммарной площади добычную зону, длина фронта работ на которой должна обеспечить заданную производительность карьера по добыче с учетом установленного режима выдачи различных сортов руд. Оптимальное развитие рабочей зоны достигается при автоматизированном планировании горных работ.

При проектировании и планировании горных работ рабочая зона может быть представлена в графической форме (планы и поперечные сечения) или в виде математической модели, используемой для расчетов на ЭВМ.

12.2. Системы открытой разработки

Система разработки наряду со вскрытием является важнейшей составной частью технологии горного производства как при открытом, так и подземном способе добычи.

Рациональная, правильно выбранная для данных горно-геологических и организационно-экономических условий система разработки во многом определяет экономичность и безопасность горных работ, а также их воздействие на окружающую среду.

Число систем разработки при открытом способе относительно невелико по сравнению, например, с подземным. Однако сформулировать наименование системы разработки, применяющейся на том или ином карьере, не всегда просто, так как одной и той же системе в разных классификациях могут быть даны различные названия. Например, бестранспортная система разработки по классификации Е. Ф. Шешко называется сплошной продольной однобортовой по классификации В. В. Ржевского. Это следствие того, что в различных классификациях характеризуются различные признаки одной и той же системы.

Между тем название системы имеет существенное практическое значение в учебном процессе при изучении различных дисциплин, в практической работе на горных предприятиях при нормировании затрат энергии, труда, материалов, при проектировании для сопоставления и выбора рациональных технических решений и т. д. Наименование системы разработки должно отражать те основные особенности технологии горных работ в определенных горно-геологических условиях, которые существенно отличают данный технологический комплекс от прочих.

К числу таких особенностей относятся: во-первых, способ механизации выемки и доставки горных пород, во-вторых, формирование рабочей зоны в пространстве и во времени, т. е. ее конструкция и динамика.

Соответственно этим признакам в теории открытой разработки были предложены классификации Е. Ф. Шешко, Н. В. Мельникова и др., в которых системы открытой разработки по способу перемещения пород в отвалы разделяются на бестранспортные, транспортные и комбинированные, и классификации В. В. Ржевского, А. И. Арсентьева, в которых системы разработки разделены в зависимости от порядка формирования рабочей зоны. Основной недостаток классификаций первой группы состоит в том, что они не учитывают специфику разработки крутых и наклонных месторождений, где главными отличительными признаками являются конструкция рабочей зоны и ее динамика. Основным недостатком классификаций второй группы является то, что они не характеризуют способ доставки породы в отвалы, т. е. тот процесс, на который идет до 60—70 % всех затрат горного цикла.

Для того, чтобы избежать односторонней и поэтому недостаточно полной характеристики системы разработки, что имеет место в каждой из указанных групп классификаций, необходимо отразить в ее названии оба существенных признака — способ перемещения вскрыши как главный технологический процесс горного производства, а также конструкцию рабочей зоны и порядок развития в ней вскрышных и добычных работ как важнейший признак технологии открытых горных работ.

Технологическая классификация систем открытой разработки

Индекс системы	Наименование систем разработки в зависимости от				Условия применения систем разработки
	способа перемещения вскрыши	развития рабочей зоны	расположения фронта работ в плане	направления перемещения фронта работ	
А	Бестранспортная	Сплошная	Продольная	Одно- или двухбуртовая	Горизонтальные и пологие залежи и пласты относительно небольшой мощности (до 20—30 м) и вскрыша небольшой мощности (до 20—45 м)
			Вeerная	Центральная или рассредоточенная	
			Кольцевая	Центральная или периферийная	
Б	Транспортная	Сплошная	Продольная	Одно- или двухбуртовая	Горизонтальные и пологие залежи и пласты большой мощности
			Поперечная		
			Вeerная	Центральная или рассредоточенная	
			Кольцевая	Центральная	
		Углубочная	Продольная	Одно- или двухбуртовая	
			Поперечная	Рассредоточенная	Наклонные и крутые залежи и глубоко залегающие месторождения
			Вeerная		
			Кольцевая	Центральная	
В	Комбинированная	Сплошная и углубочная	Те же в различных сочетаниях		Горизонтальные и пологие залежи большой мощности вскрыши, с переменным углом падения

Такой подход позволил предложить технологическую классификацию (табл. 28) систем открытой разработки, в которой: а) объединены основные положения классификаций обеих групп; б) учтены обе важнейшие характерные особенности технологии открытой разработки; в) сохранены традиционные, вошедшие в практику проектирования и планирования наименования основных составляющих элементов систем разработки. Классификационными признаками, расположенными по значению в убывающем порядке, являются: способ перемещения вскрыши, форма развития рабочей зоны, расположение фронта работ в плане, число бортов или направление перемещения фронта работ.

В зависимости от способа перемещения вскрыши системы открытой разработки делятся на три класса — бестранспортные, транспортные и комбинированные, условные индексы которых — соответственно *A, B, B*.

Бестранспортные системы разработки характеризуются тем, что вскрышные породы перемещаются экскаваторами или отвалообразователями во внутренние отвалы.

При системе разработки с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши (рис. 12.4, *A—1*) перемещение породы из забоя до отвала производится вскрышными и отвальными экскаваторами, работающими совместно.

При системе разработки с кратной экскаваторной перевалкой вскрыши (рис. 12.4, *A—2*) перемещение породы из забоя до отвала производится вскрышными и отвальными экскаваторами, работающими совместно.

При системе разработки с перевалкой вскрыши отвалообразователями (рис. 12.4, *A—3*) перемещение породы из забоя до отвала производится консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами.

При всех бестранспортных системах разработки порода перемещается из забоя в отвалы поперек фронта работ, т. е. по кратчайшему расстоянию. Поэтому системы с перевалкой породы во внутренние отвалы являются наиболее простыми и, как правило, наиболее экономичными. Однако они могут применяться только при пологих углах падения и не слишком большой мощности пластов. Кроме того, при этих системах существует жесткая связь между вскрышными и добычными работами, так как вскрываемые запасы ограничиваются рабочими параметрами и мощностью вскрышных и отвальных машин.

Транспортные системы разработки характеризуются перевозкой вскрышных пород при помощи транспортных средств.

При системе разработки с перевозкой во внутренние отвалы (рис. 12, *B—4*) порода перемещается на сравнительно короткое расстояние по пути с благоприятным профилем, обычно без подъема в грузовом направлении.

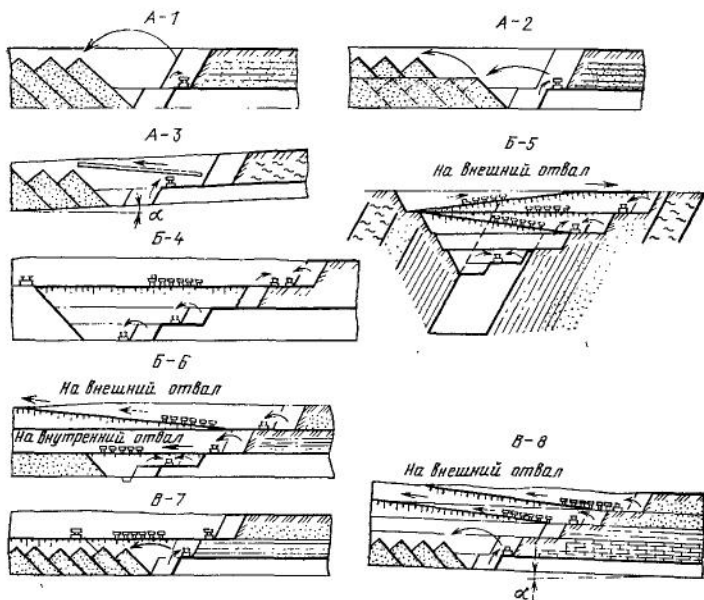


Рис. 12.4. Классы систем открытой разработки (по Е. Ф. Шешко)

Система с перевозкой породы на внешние отвалы (рис. 12.4, Б—5) характеризуется перемещением породы на более значительные расстояния, обычно по пути с подъемом в грузовом направлении.

Система с перевозкой породы частично во внутренние и частично во внешние отвалы (рис. 12.4, 4, Б—6) имеет признаки первых двух систем этой группы.

Транспортные системы разработки сложнее бестранспортных и менее экономичны. Но они могут применяться при любых условиях залегания месторождения и поэтому получили большее распространение. При этих системах зависимость между подвиганием вскрышного и добычного фронта работ менее жесткая, исходя из потребности можно вскрыть необходимое количество запасов.

Применяют также комбинированные системы, сочетающие признаки бестранспортных и транспортных систем. По признаку относительного преобладания перевалки или перевозки выделяют систему с частичной перевозкой пустых пород во внутренние или внешние отвалы (рис. 12.4, В—7) и систему с частичной перевалкой пустых пород во внутренние отвалы (рис. 12.4, В—8).

В первом случае благодаря частичной перевозке породы, обычно с верхних уступов, расширяется возможность использо-

вания технико-экономических преимуществ бестранспортных систем разработки. Во втором случае частичное применение перерывов породы во внутренние отвалы, обычно с нижних уступов карьера, позволяет улучшить технико-экономические показатели транспортных систем разработки, так как транспортные подступы к нижним горизонтам карьера обычно более трудные.

Относительная сложность и экономичность комбинированных систем разработки зависят от доли участия перевозки и перерывов. Чем больший объем пород будет разрабатываться по бестранспортной системе, тем экономичнее комбинированная система разработки.

В зависимости от формы развития рабочей зоны (см. рис. 12.4, А—1, А—2, А—3, Б—4, Б—6, В—7) выделены два подкласса — сплошные с постоянной высотой рабочей зоны и углубочные — с переменной высотой рабочей зоны (см. рис. 12.4, Б—5).

В зависимости от расположения фронта работ в плане и направления его перемещения классы и подклассы разделены соответственно на группы (продольные, поперечные, веерные и кольцевые) и подгруппы (однобортные, двухбортные, центральные, рассредоточенные, периферийные) (рис. 12.5).

Кроме того, системы разработки характеризуются местом расположения отвалов (внутренние или внешние), направлением выемки в профиле (горизонтальными, наклонными или крутыми слоями) и другими дополнительными признаками.

Классификационные признаки отражаются в наименовании и систем разработки.

В зависимости от конкретных горно-геологических условий значение того или иного признака может меняться, что должно находить соответствующее отражение в наименовании системы разработки для данного месторождения. Таким образом, на основе предлагаемой классификации может быть сформулировано наименование системы разработки, наиболее полно характеризующее как способ перемещения вскрыши, так и конструкцию рабочей зоны, ее развитие в конкретных горно-геологических условиях, например:

бестранспортная продольная однобортная;

транспортная сплошная с веерным однобортным фронтом и внутренними отвалами;

транспортная углубочная двухбортная с поперечным расположением фронта работ и т. д.

Кроме наименования каждая система разработки характеризуется элементами, параметрами и показателями.

Основными элементами системы разработки являются рабочие уступы и площадки, разрезные траншеи, внутренние отвалы.

Основные параметры системы: высота и угол откоса рабо-

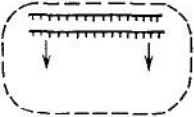
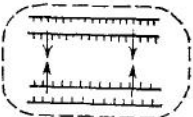
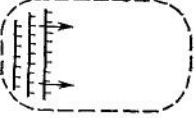
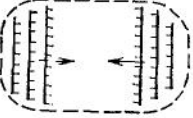
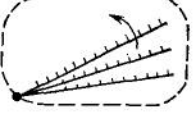
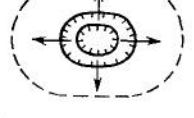
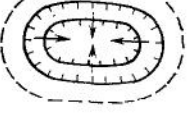
Группы систем	Подгруппы систем	
Профильные	Однобортовая 	Двухбортовая 
	Дднобортовая 	Ддднобортовая 
Вьерные	Центральная 	Рассредоточенная 
	Центральная 	Периферийная 

Рис. 12.5. Группы и подгруппы систем открытой разработки

чих уступов, ширина заходов рабочих площадок, угол наклона рабочего борта, параметры рабочей зоны, углы наклона выемочных слоев, разделяющих залежь полезного ископаемого и толщу вскрыши, число рабочих уступов вскрышных, добычных и на внутреннем отвале, длина фронта работ, число рабочих бортов, величина вскрытых и готовых к выемке запасов.

Основные показатели: скорость продвижения уступов, скорость углубки карьера, производительность рудного и породного фронтов работ, производительность рабочей зоны (вскрышной, добычной).

12.3. Способы вскрытия и их классификация

Вскрытием называются горные и строительные работы по созданию на карьере комплекса капитальных и временных траншей и съездов, а также других горных выработок и сооружений,

обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами и приемными пунктами на поверхности.

Рабочими горизонтами в карьере являются рабочие площадки уступов, на которых производится добыча полезных ископаемых или выемка вскрышных пород. Приемными пунктами на поверхности являются обогатительные фабрики, перегрузочные бункера и станции, на которых принимается полезное ископаемое, выдаваемое из карьера, а также отвалы, в которых размещаются пустые породы.

Горные выработки, используемые для вскрытия (траншеи, съезды, шахтные стволы, тоннели и др.) оборудуются средствами транспорта горной массы и тем самым служат для создания системы транспортных коммуникаций в карьере.

Система транспортных коммуникаций больше, чем комплекс вскрывающих выработок, так как включает в себя транспортные коммуникации (железнодорожные пути, автодороги, конвейерные линии и др.), расположенные не только во вскрывающих выработках, но и на рабочих уступах, соединительных транспортных площадках, бортах карьеров, а также на поверхности и отвалах.

При строительстве карьера вскрытие осуществляется путем проведения горно-капитальных и строительных работ, в процессе выполнения которых удаляется первоначальная вскрыша и создается доступ к полезному ископаемому, проводятся капитальные и разрезные траншеи, создается система транспортных коммуникаций. Месторождение считается вскрытым, когда закончены горно-капитальные работы и созданы вскрытые запасы полезного ископаемого в объеме, достаточном для начала работ по эксплуатации карьера.

Карьер по мере отработки месторождения изменяет свои размеры и форму. Вследствие этого должны изменяться конструкция и расположение капитальных траншей и съездов с тем, чтобы система транспортных коммуникаций была в каждый момент разработки месторождения не только достаточной для заданных объемов перевозок, безопасной и экономичной, но также обеспечивающей дальнейшее развитие карьера. Поэтому в период эксплуатации карьера работы по вскрытию включают проходку траншей и съездов для вскрытия новых горизонтов и участков карьера, а также реконструкцию действующих вскрывающих выработок и транспортных коммуникаций. Развитие вскрывающих выработок и системы транспортных коммуникаций должно быть предусмотрено в проекте карьера и планах горных работ на длительный период, по крайней мере на 10—15 лет. Оно становится понятным, если достаточно полно отражается на чертежах (планах и поперечных сечениях), последовательного развития горных работ в карьере. Как минимум должно быть показано положение вскрывающих выработок

на момент сдачи карьера в эксплуатацию, на момент полного развития горных работ и на конец отработки залежи в проектных контурах карьера.

На различных карьерах и даже на одном и том же карьере, но в различные периоды его эксплуатации могут применяться различные способы вскрытия.

Способ вскрытия — это комплекс вскрывающих горных выработок и сооружений на карьере, характеризующий их структурой, конструкцией, количеством, пространственным положением, динамичностью.

При правильно выбранном способе вскрытия должны быть минимальны дальность транспортирования пустых пород и руды, срок строительства и объем горно-капитальных работ, а распределение объемов вскрыши по годам разработки должно быть таким, при котором максимальные объемы вскрыши выполняются в более отдаленные периоды.

Способ вскрытия может быть оценен по величине капитальных затрат на строительство карьера и эксплуатационных затрат на первый период (10—15 лет) эксплуатации. Эти затраты, будучи приведенными к одному году, должны быть в сумме при оптимальном варианте наименьшими.

На выбор способа вскрытия влияют многие факторы: условия залегания месторождения, рельеф местности, а также место расположения приемных устройств (обогажительной фабрики, отвалов, станций и т. д.) и других поверхностных сооружений; виды горного и транспортного оборудования, принятого для разработки месторождения; система разработки месторождения; производительность карьера (годовые объемы вскрышных работ и распределение объема вскрыши по годам разработки).

На выбор способа вскрытия значительно влияют принятые для эксплуатации система разработки и вид транспорта, так как от него зависят уклоны капитальных траншей, их длина и форма трассы.

В практике проектирования горных предприятий и управления их эксплуатацией, а также при изучении и исследованиях открытых разработок существенное значение имеет наименование способа вскрытия, которое должно достаточно полно характеризовать его основные признаки, составные элементы, параметры и показатели.

Для того, чтобы сформулировать наименование того или иного способа вскрытия, пользуются следующими характеристиками способов вскрытия: конструкцией выработок, их пространственным положением и числом, формой трассы, степенью, динамичностью.

По конструкции горные выработки подразделяются на открытые — траншей, полутраншей и съезды, подземные — стволы, тоннели, штольни и рудоспуски.

В зависимости от угла наклона траншеи подразделяются на крутые и наклонные, по числу обслуживающих уступов — на отдельные, групповые и общие.

Пологими являются траншеи или съезды с небольшим уклоном трассы (до $3-5^\circ$), предназначенные для железнодорожного и автомобильного транспорта, крутыми — траншеи со значительным уклоном трассы (более $10-15^\circ$), предназначенные для конвейерных и скиповых подъемников.

Отдельной называется траншея, вскрывающая один уступ, групповой — несколько уступов, а общей — все уступы карьера.

По пространственному расположению горные выработки подразделяются на внешние, т. е. расположенные вне контура карьера, и внутренние — расположенные внутри карьера, центральные и фланговые.

Внутренние траншеи, расположенные на бортах карьера, а также внешние траншеи, расположенные на косогоре, имеют неполное поперечное сечение и конструктивно представляют собой полутраншеи. Их обычно называют съездами.

По форме трассы в плане как внешние, так и внутренние траншеи могут быть простыми и сложными. Трасса сложной траншеи состоит из нескольких участков разного направления, соединенных петлями, кривыми или тупиками, а съезды соответственно называются петлевыми, спиральными или тупиковыми.

В зависимости от срока службы траншеи на одном месте их называют капитальными, временными или скользящими.

Капитальными называются съезды или траншеи, имеющие длительный (более 5—7 лет) срок службы, временными — с небольшим сроком службы (2—5 лет), скользящими — съезды, расположенные на рабочих уступах и передвигающиеся совместно с перемещением фронта работ, т. е. через 2—3 мес.

Временные траншеи и съезды часто применяются при автотранспорте, когда устройство их несложно, скользящие съезды — в основном при железнодорожном транспорте.

В табл. 29 приведена классификация способов вскрытия.

В качестве первого классификационного признака приняты конструкция вскрывающей выработки и ее пространственное положение относительно конечного контура карьера. В зависимости от этого признака способы вскрытия разделены на пять классов: А, Б, В, Г, Д. Каждый класс подразделяется на подклассы и группы в зависимости от других классификационных признаков — формы трассы, стационарности, числа выработок и места их расположения относительно центра карьерного поля в плане.

Табл. 29 позволяет без труда сформулировать наименование способа вскрытия для конкретных условий путем последовательного перечисления названия выработок в порядке значи-

Таблица 29

Классификация способов вскрытия

Группа способов вскрытия	Основные классификационные признаки				Рациональные условия применения
	Расположение выработок относительно контура карьера и конструкция выработок	Форма трассы	Стационарность выработок	Число выработок и место их расположения	
А	Внешние траншеи	Прямая	Капитальные и временные	Одна центральная, одна или две фланговые	Небольшая глубина карьера, верхние горизонты глубоких карьеров
Б	Внешние полутраншеи	Прямая	Капитальные или реже временные	Одна или две фланговые	Гористый рельеф местности, верхняя группа уступов
		Петлевая, тупиковая	Капитальные		Месторождения на косогоре
В	Внутренние траншеи	Прямая	Капитальные и скользящие	Одна или несколько	Карьеры небольшой глубины, отдельные горизонты карьеров
		Тупиковая			Карьеры средней и большой глубины, железнодорожный транспорт
		Спиральная	Капитальные и временные	На всех бортах	Карьеры средней и большой глубины
Г	Крутые траншеи: внешние внутренние	Прямая или зигзагообразная	Капитальные и реже временные	Одна или несколько фланговых или центральных	Вскрытие месторождений, расположенных на косогорах, для спуска горной массы Вскрытие глубоких карьеров для подъема горной массы скипами и конвейерами
Д	Подземные: стволы, рудоспуски, тоннели, штольни	Вертикальная, наклонная, горизонтальная	Капитальные и временные	Центральные и фланговые	Гористый рельеф местности для спуска горной массы) и глубокие карьеры

мости классификационных признаков. Например, способу вскрытия, показанному на рис. 14.4, можно дать наименование «вскрытие двумя внешними капитальными отдельными фланговыми траншеями», а на рис. 16.8 — «вскрытие тупиковыми скользящими съездами».

В практике чаще всего применяются комбинации различных вскрывающих выработок и систем транспортных коммуникаций, не укладывающиеся в простые сочетания названий. Поэтому названия способов вскрытия могут быть сложными, и в них первоочередными являются те признаки, которые оказываются наиболее значимыми в данных конкретных условиях.

Контрольные вопросы

✓1. Нарисуйте схемы основных видов конструкций рабочей зоны карьеров при разработке крутых и наклонных месторождений.

2. Какие параметры и показатели динамики характеризуют рабочую зону карьера при разработке крутого месторождения?

3. Какие закономерности характеризуют формирование рабочей зоны карьера при разработке крутого месторождения?

4. Какие классификационные признаки формируют наименование системы разработки?

5. Дайте научно обоснованное наименование системы разработки исходя из технологической классификации систем открытой разработки для условий известного Вам карьера.

6. На какие группы и подгруппы подразделяются системы разработки в зависимости от расположения фронта работ в плане и направления его перемещения по мере отработки.

7. Какие существенные признаки технологии открытых горных работ определяют экономическую эффективность и классификацию систем открытых разработок?

8. В чем различие состава и порядка горно-капитальных, строительных и горноподготовительных работ при вскрытии горизонтальных и крутых месторождений.

9. Какими показателями оценивают эффективность способов вскрытия в различные периоды разработки месторождений?

10. Какие классификационные признаки позволяют формировать наименование способа вскрытия для конкретных условий?

11. Дайте научно обоснованное наименование способа вскрытия для условий известного Вам карьера.

12. На какие группы и в зависимости от каких параметров и показателей подразделяются вскрывающие горные выработки?

13. Какие виды работ производятся при строительстве карьера для осуществления вскрытия месторождения?

13. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

13.1. Общая характеристика систем разработки горизонтальных и пологих месторождений

В зависимости от горно-геологических условий горизонтальные и пологие месторождения представлены пластами и пла-

стообразными залежами с глубиной залегания обычно до 40—60 м. Мощность залежей, как правило, невелика и составляет 5—20 м. Вскрыша представлена обычно мягкими породами. Угол падения пластов до 10—15°, что допускает размещение в выработанном пространстве внутренних отвалов. Рельеф местности обычно ровный, иногда холмистый. Месторождения представлены отдельными, разобщенными или сближенными залежами.

Для карьеров, разрабатывающих горизонтальные и пологие месторождения, характерны сравнительно большие объемы вскрышных работ, а следовательно, и высокие коэффициенты вскрыши (до 20—50 м³/м³).

Разработка таких месторождений ведется сразу на всю мощность залежей с постоянной или слегка возрастающей рабочей зоной (см. рис. 12.1) шириной 150—250 м.

Карьерные поля при разработке горизонтальных и пологих месторождений имеют, как правило, большие размеры. Конфигурация и размеры их определяются размерам залежи и топографическими условиями, а на очень крупных месторождениях — условиями вскрытия и разделения месторождения на карьерные поля. Обычно карьерные поля вытянуты, имеют длину от 0,8—1 до 3—4 км, ширину от 0,5—0,8 до 1,5—2 км. Площадь карьерных полей составляет 50—800 га, а площадь земельного отвода под отдельное горное предприятие — несколько тысяч гектаров.

Перемещение рабочей зоны в пространстве характеризуется скоростью продвижения фронта работ, которая колеблется в пределах от 50—100 до 250—400 м/год.

Порядок перемещения фронта работ обычно параллельный, иногда верный с постоянным поворотным пунктом и реже концентрический (рис. 13.1).

Достоинство параллельного перемещения фронта работ — одинаковая ширина заходов и площадей, что значительно облегчает ведение буровзрывных, экскаваторных и путевых работ. Основной недостаток этого способа состоит в необходимости систематического переноса криволинейной части путей.

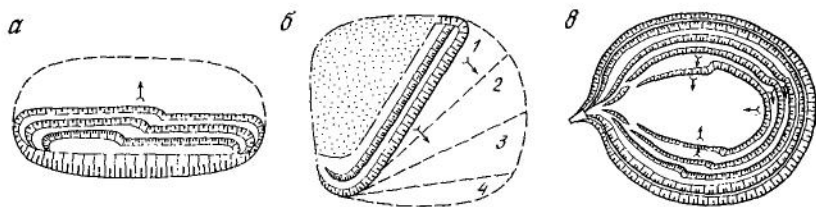


Рис. 13.1. Порядок перемещения фронта работ:

а — параллельный; б — верный; в — концентрический; 1, 2, 3, 4 — последовательность понижения фронта работ

Параллельное перемещение применяют при одноковшовых экскаваторах, когда число путей на уступе небольшое.

Верное перемещение обычно применяют при использовании многоковшовых экскаваторов с большим числом железнодорожных путей. В этом случае поворот путей происходит около постоянной точки, благодаря чему отпадает необходимость передвижки криволинейных участков рельсовых путей. Изменяющаяся ширина заходки не осложняет горных работ, так как многоковшовые экскаваторы применяют преимущественно в мягких породах, где выемка производится без буровзрывных работ. Передвижка путей также не вызывает затруднений, так как она осуществляется путепередвижателями непрерывного действия.

Концентрическое перемещение фронта работ характерно для развития горных работ от центра или к центру карьерного поля при использовании автомобильного транспорта и вскрытии скользящими или временными съездами.

Разработка горизонтальных и пологих месторождений ведется в основном с размещением вскрышных работ в выработанном пространстве. Применяются, главным образом, бестранспортные системы разработки, реже транспортные с перевозкой пород во внутренние отвалы.

Основным фактором, который влияет на выбор системы разработки и структуры комплексной механизации, является стремление к максимальному размещению вскрыши в выработанном пространстве и обеспечению рекультивации отвалов и нарушенных участков земли.

Объем внутренних отвалов зависит от угла наклона подотвальной поверхности и устойчивости отвалов. При размещении отвалов на осушенных породах, представленных песчаниками и известняками, их устойчивость обеспечивается даже при углах падения почвы отрабатываемого пласта до $15-17^\circ$. В обводненных глинистых породах, когда предотвальная поверхность представлена, например, глинистыми сланцами, оползни внутренних отвалов возникают даже при небольших углах ($5-7^\circ$). Устойчивость отвалов во многом зависит также от физико-технических свойств складированных пород — кусковатости, угла внутреннего трения, а также от высоты отвалов. Допускаемая высота отвалов устанавливается в результате научно-исследовательских работ с учетом опыта работы в аналогичных условиях. На эксплуатируемом карьере для повышения устойчивости внутренних отвалов необходимо предотвратить поступление воды в отвалы и особенно на предотвальную поверхность.

Порядок отсыпки отвальных уступов и структура отвала, т. е. чередование слоев различных пород, должны отвечать требованиям устойчивости отвалов и их рекультивации. Для повышения устойчивости в подошву отвала необходимо укладывать,

если это возможно в данных условиях, крепкие сухие породы. Для лучшей рекультивации верхние слои формируют из плодородных пород, на которые затем наносят слой плодородных почв. Токсичные породы укладывают между слоями водупорных с таким расчетом, чтобы уменьшить проникновение токсичных элементов в откачиваемую воду, пыль, сдуваемую с поверхности отвалов, и особенно в верхние слои полуплодородных пород и почв. Создание рациональной структуры отвала требует селективной выемки пород вскрыши, селективной укладки отвальных слоев и, следовательно, соответствующих систем разработки.

Бестранспортные системы разработки наиболее экономичны, но они могут быть применены лишь в тех случаях, когда имеется соответствующее оборудование (экскаваторы, консольные отвалообразователи) с параметрами, достаточными для перевалки породы через добычные уступы в выработанное пространство.

При большой мощности пласта полезного ископаемого (более 20—30 м) применяются транспортные системы с перевозкой породы в выработанное пространство. Чаще всего, особенно при большой мощности вскрыши, применяются комбинированные системы разработки, при которых породы, вынимаемые из нижнего вскрышного уступа, отрабатывают по бестранспортной схеме, а из верхних уступов перевозятся в верхние слои внутренних отвалов или на внешние. Так как себестоимость бестранспортной вскрыши в 4—5 раз меньше транспортной, то чем больше ее доля в выемке вскрыши, тем эффективнее разработка.

Развитие горных работ в карьерном поле при разработке горизонтальных и пологих месторождений начинается с проведения разрезной траншеи на том фланге карьерного поля, где меньше объем горно-строительных работ и где в первый период разработки меньше расстояние доставки горной массы.

При этом обычно применяются однобортные продольные или поперечные системы разработки с параллельным перемещением фронта работ. Двухбортная система разработки применяется в тех случаях, когда необходимо создать фронт работ большей длины и минимальная мощность вскрыши находится в центре карьерного поля. Поперечная однобортная система разработки применяется при перевозке породы во внутренние отвалы. Так как в этом случае длина фронта работ, в том числе отвального, небольшая, а скорость продвижения уступов высокая, то значительно повышается устойчивость внутренних отвалов и становится возможным увеличить их высоту.

При отработке горизонтальных залежей линзообразной формы применяются однобортные системы с кольцевым фронтом работ, а при использовании многоковшовых экскаваторов

на железнодорожном ходу применяется веерная система разработки.

Для разработки горизонтальных и пологих месторождений на вскрышных работах используются:

при бестранспортных системах разработки — драглайны и реже вскрышные механические лопаты с удлиненными стрелой и рукоятью, комплексы роторных экскаваторов с консольными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами;

при транспортных системах для доставки вскрыши на внутренние отвалы — конвейерный или автомобильный транспорт.

13.2. Бестранспортные системы разработки с экскаваторной перевалкой вскрыши в выработанное пространство

В зависимости от технологии отвалообразования различают простые бестранспортные системы с однократной непосредственной перевалкой породы из вскрышного уступа во внутренние отвалы и усложненные бестранспортные системы с многократной (неоднократной) перевалкой вскрыши, которые используются в том случае, когда рабочие размеры вскрышного экскаватора оказываются недостаточными для непосредственного размещения вскрыши в выработанном пространстве.

В зависимости от структуры механизации, моделей вскрышных и отвальных экскаваторов и места их расположения в рабочей зоне, числа подступов, обрабатываемых с перевалкой вскрыши, размеров и формы отвальной рабочей зоны и степени подвалки добычного уступа бестранспортные системы разработки подразделяют на технологические схемы.

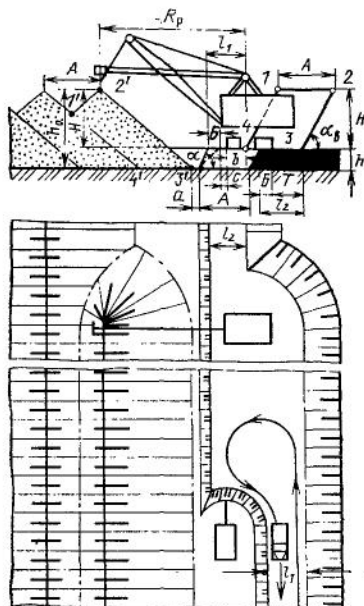
Простая бестранспортная система разработки (без переэкскавации) в зависимости от типа экскаватора и его расположения включает различные схемы экскавации. Наиболее распространенными из них являются следующие:

для разработки вскрыши одним уступом — схема экскавации с механической лопатой и схема экскавации с драглайном;

для разработки вскрыши двумя уступами — схема экскавации с расположением драглайна на подступе, схема экскавации с двумя драглайнами и схема экскавации с драглайном и механической лопатой.

Схема экскавации с механической лопатой при разработке вскрыши одним уступом (рис. 13.2). Механическая лопата, расположенная на кровле пласта, сваливает породу в выработанное пространство, вскрывая полосу полезного ископаемого. Вслед за подвиганием породного уступа производится зачистка кровли пласта и выемка полезного ископаемого. Добыча полезного ископаемого обычно осуществляется механическими лопатами с погрузкой в конвейерный, автомобильный и реже желез-

Рис. 13.2. Простая бестранспортная система разработки с однократной перевалкой породы механической лопатой



нодорожный транспорт. Транспортные пути могут быть расположены на почве или кровле пласта. Расположение транспортной площадки на кровле пласта более целесообразно, так как последняя обычно представляет собой относительно ровную, осушенную поверхность, пригодную для устройства на ней транспортных коммуникаций без больших затрат.

Расстояние a между нижними бровками отвала и добычного уступа должно обеспечивать размещение транспортных путей в том случае, если они располагаются на почве пласта, в противном случае надобность в этой площадке отпадает.

Мехлопату устанавливают на кровле пласта полезного ископаемого таким образом, чтобы обеспечить наибольшую дальность перемещения вскрышных пород в выработанное пространство. Минимальное расстояние (m) от оси машины до верхней бровки пласта полезного ископаемого ограничено следующим условием:

$$l_1 = B + c + b,$$

где B — ширина бермы безопасности, м; c — безопасное расстояние, принимаемое в зависимости от мощности пласта и модели экскаватора, м ($c = 1 \div 3$ м); b — половина ширины экскаваторного хода, м.

Расстояние между породным и добычным уступами l_2 зависит от расположения транспортной площадки и рабочих пара-

метров мехлопаты. Если транспортная площадка располагается на почве пласта, то это расстояние может быть равно только ширине предохранительной бермы. Добычая заходка при этом отрабатывается вслед за продвижением породного забоя.

Если транспортная площадка располагается на кровле пласта, то наименьшее расстояние между породным и добычным уступами (м)

$$l_2 = B + T,$$

где T — ширина транспортной площадки, определяемая видом транспорта, м.

При расчете бестранспортных систем разработки обычно решаются задачи двух видов. В первом случае по заданным параметрам экскаватора находят наибольшую допустимую в данных условиях высоту вскрышного уступа и другие параметры системы разработки, т. е. решают задачу $H = f(R_p, H_p)$. Во втором случае для заданных параметров системы определяют требуемые параметры и, следовательно, модель экскаватора, т. е. решают задачу $R_p, H_p = f(H, A)$. При этом используют зависимости, которые устанавливаются из условия равенства объемов вскрышной заходки 1—2—3—4 и вместимости внутреннего отвала 1'—2'—3'—4' (см. рис. 13.2), т. е.

$$V_2 \geq kV_1,$$

где V_2 — вместимость внутреннего отвала на единицу длины фронта, м³; k — остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале; V_1 — объем породы во вскрышной заходке на единицу длины фронта, м³.

Объем породы во вскрышной заходке и вместимость отвала зависят от высоты уступа H и ширины заходки A , т. е.

$$V_1 = AHk; \quad V_2 = A \left(h_0 - \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta_0 \right),$$

где β_0 — угол откоса отвального уступа, градус.

Произведя замену в предыдущей формуле, получим

$$A = \left(h_0 - \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta_0 \right) = kAH,$$

или после преобразования

$$H = \left(h_0 - \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta_0 \right) / k.$$

Высота внутреннего отвала h_0 (в случае применения на бестранспортной вскрыше механической лопаты), выраженная через высоту разгрузки экскаватора H_p и мощность пласта h

$$h_0 = h + H_p,$$

а через радиус разгрузки R_p

$$h_0 = (R_p - l_1 - h \operatorname{ctg} \alpha - a) \operatorname{tg} \beta_0,$$

где α — угол откоса добычного уступа, градус.

При заданных рабочих параметрах экскаватора наибольшая допустимая высота вскрышного уступа (м) в зависимости от высоты разгрузки экскаватора

$$H \leq \left(H_p + h - \frac{A}{4} \operatorname{tg} \beta_0 \right) \frac{1}{k},$$

а в зависимости от радиуса разгрузки экскаватора

$$H \leq \left(R_p - b - c - B - h \operatorname{ctg} \alpha - a - \frac{A}{4} \right) \frac{\operatorname{tg} \beta_0}{k}.$$

Если высота вскрышного уступа может быть принята меньше максимальной, то ширину заходки целесообразно принимать как можно большей, однако она не должна превышать $1,5R_{\text{ч.у}}$ ($R_{\text{ч.у}}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния). По этому условию максимальная ширина заходки для экскаваторов ЭВГ-6 и ЭВГ-15 составит около 30 м.

Максимальная высота вскрышного уступа, разрабатываемого по простой бестранспортной системе, для экскаваторов ЭВГ-15 при мощности пласта 1—10 м составляет 14—11 м.

Схема экскавации драглайном при разработке вскрыши одним уступом (рис. 13.3). При этой схеме драглайн располагается на верхней площадке вскрышного уступа и смещен от бровки добычного уступа на большее расстояние, чем мехлопата. Расстояние от оси драглайна до верхней бровки добычного уступа (м):

$$l_1 = b + c + B + H \operatorname{ctg} \alpha_{\text{в}} + l_2,$$

где $\alpha_{\text{в}}$ — угол откоса вскрышного уступа.

Зависимости между рабочими параметрами драглайна и высотой отвала при этой схеме устанавливаются только по радиусу разгрузки. Высота разгрузки драглайна с учетом расположения его на кровле вскрышного уступа позволяет иметь отвал практически любой высоты.

Наибольшая допустимая высота вскрышного уступа (м) в зависимости от радиуса разгрузки экскаватора

$$H \leq \left(R_p - b - c - B - l_2 - h \operatorname{ctg} \alpha - a - \frac{A}{4} \right) \frac{1}{\operatorname{ctg} \alpha_{\text{в}} + k \operatorname{ctg} \beta}.$$

Наибольшая высота вскрышного уступа, которую можно разрабатывать по этой схеме шагающими драглайнами ЭШ-15/90А, при мощности пласта полезного ископаемого 1—10 м составляет 14—13 м.

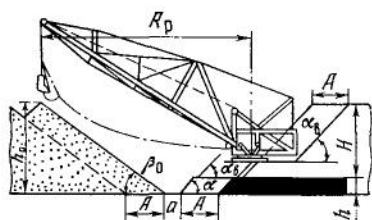
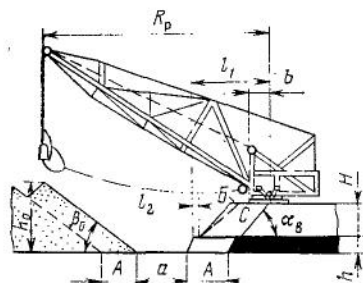


Рис. 13.3. Простая бестранспортная система разработки с однократной перевалкой породы драглайном

Рис. 13.4. Бестранспортная система разработки с перевалкой вскрыши драглайном из двух подступов

Схема экскавации драглайном при разработке вскрыши двумя подступами (рис. 13.4) позволяет при тех же рабочих параметрах драглайна разрабатывать вскрышу большей мощности. Эта схема может быть применена только при использовании мощных драглайнов (с ковшами вместимостью более 6—8 м³), которые могут разрабатывать уступы выше уровня стояния. Однако высота верхнего подступа не должна быть более 0,3—0,4 высоты разгрузки драглайна.

Схемы экскавации с двумя драглайнами применяют реже вследствие того, что драглайн, расположенный на верхнем подступе, должен иметь большие линейные параметры. Поэтому в практике чаще всего верхний подступ разрабатывается колесными скреперами, а при большой мощности вскрыши — экскаваторами с погрузкой в средства транспорта.

Система разработки с непосредственной перевалкой характеризуется относительно небольшой допускаемой мощностью вскрыши (до 7—15 м, реже до 20 м).

Ширина рабочих предохранительных и транспортных площадок, а также и количество вскрытых запасов при этой системе ограничены. Полезное ископаемое разрабатывается обычно одним уступом, чаще с верхней погрузкой в автосамосвалы. Фронт работ при большой его длине делится на отдельные участки с самостоятельными транспортными выходами на поверхность. Скорость подвигания фронта работ при бестранспортной системе разработки наибольшая и составляет 250—400 м в год.

Системы разработки с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши в выработанное пространство очень экономичны, так как пустые породы перемещаются по кратчайшему пути без помощи транспортных средств. Они должны применяться, как правило, во всех случаях, когда это возможно по условиям залегания, т. е. при горизонтальном или пологом залегании месторождения (обычно до 10—12°) и при ограниченной мощности залежи (до 10—20 м) и вскрыши (до 40—45 м).

Усложненная бестранспортная система разработки с неоднократной перевалкой вскрыши. При этой системе разработки порода во внутренние отвалы перемещается обычно двумя экскаваторами — вскрышным и отвальным.

Вскрышной экскаватор (драглайн или механическая лопата), обрабатывая вскрышной уступ, сбрасывает породу в выработанное пространство. Отвальный драглайн (или несколько драглайнов) движется по отвалу и часть породы перемещает во второй ярус отвала.

В зависимости от условий залегания пласта, размеров обогащения возможно большое число технологических схем, которые можно объединить в две группы: 1) отвальный экскаватор 1 работает позади вскрышного 2, освобождая добычной уступ от подвальной к нему породы (рис. 13.5, а); 2) отвальный драглайн 1 работает впереди вскрышного 2, освобождая место для размещения вскрыши без подвалки добычного уступа (рис. 13.5, б).

Технология формирования внутренних отвалов при опережении вскрышного экскаватора видна на рис. 13.6.

Экскаваторные работы по удалению породы состоят в следующем. После отработки добычной заходки в выработанном пространстве остается свободной призабойная полоса шириной $A+a$. Для вскрытия следующей добычной заходки вскрышной экскаватор обрабатывает породный уступ, сваливая породу в выработанное пространство. При этом вследствие недостаточных рабочих параметров вскрышного экскаватора и ограниченного объема призабойного пространства производится частичная или полная подвалка угольного пласта. Для освобождения угольного уступа от сваленной породы и увеличения объема призабойного пространства отвальный экскаватор переэкскавирует породу из первичного отвала (за исключением объема V_3),

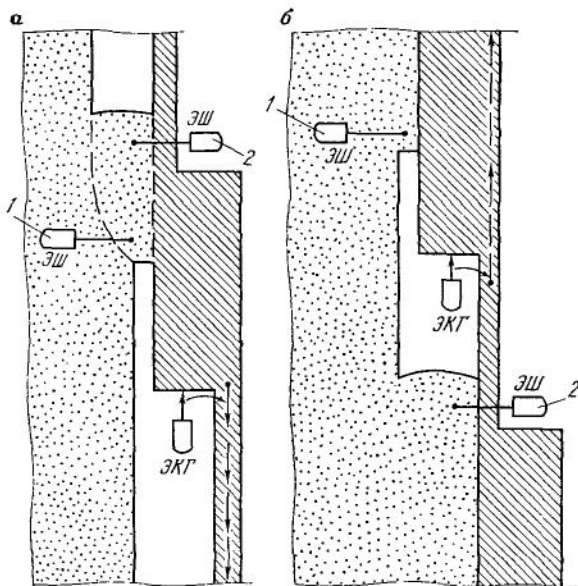


Рис. 13.5. Схемы расположения отвального и вскрышного экскаваторов при бестранспортной системе разработки с неоднократной перевалкой вскрыши

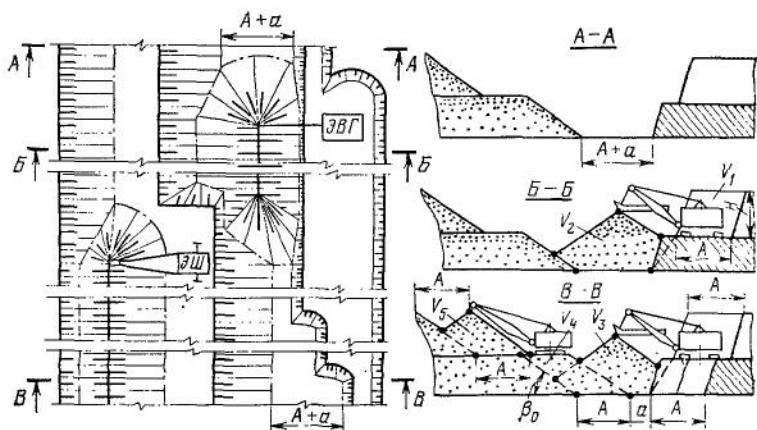


Рис. 13.6. Бестранспортная система разработки с неоднократной перевалкой вскрыши

освобождая полосу шириной a между нижними бровками угольного пласта и отвала. Переваливаемая порода размещается частично в первом ярусе отвала (объем V_4), благодаря чему создается площадка под отвальный экскаватор, но большая часть породы размещается во втором ярусе отвала (объем V_5).

Вскрытая таким образом заходка полезного ископаемого шириной A отрабатывается добычным экскаватором, вслед за которым остается новая призабойная полоса шириной $A + a$, в которой размещается порода из следующей вскрышной заходки.

Расстояние a между нижними бровками добычного и отвального уступов должно обеспечить размещение развала полезного ископаемого при отработке добычной заходки и расположение транспортных средств в добычном забое. Кроме того, расстояние a должно быть таким, чтобы ширина призабойной полосы была достаточной для размещения первичного отвала породы. Это требование выполняется при условии

$$V_2 \geq V_1,$$

где V_2 — возможный объем первичного отвала, м^3 ; V_1 — выход породы с 1 м вскрышной заходки, м^3 .

$$V_1 = kHA,$$

где k — коэффициент разрыхления породы; H — высота вскрышного уступа.

Объем V_2 при известной мощности пласта и заданных размерах заходки зависит до определенных пределов от ширины призабойного пространства.

Из рис. 13.6 видно, что часть породы, сброшенной вскрышным экскаватором, располагается в контуре новой отвальной заходки и поэтому не подлежит переэкскавации (объем V_3), а другая часть переэкскавируется отвальным экскаватором. Объем переэкскавируемой породы будет тем больше, чем шире призабойная полоса.

Таким образом, отвальный экскаватор не только освобождает добычный уступ от навалов породы, но и подготавливает в выработанном пространстве место для приема породы из следующей заходки.

Высота вскрышного уступа при этой схеме разработки зависит также от схемы экскавации, степени подвалки пласта полезного ископаемого, мощности угольного пласта, рабочих параметров экскаваторов и других факторов.

Различают схемы работ с частичной подвалкой угольного пласта, с полной подвалкой и с завалкой угольного пласта.

Максимальная высота вскрышного уступа рассчитывается по формулам или определяется путем графических построений. В последнем случае вычерчивают в масштабе поперечные сече-

ния и определяют объем породы, подлежащей переэкскавации, в зависимости от рабочих параметров экскаваторов.

Например, при применении комплекса экскаваторов ЭВГ-15 и ЭШ-10/60 максимальная высота вскрышного уступа составляет 14, 20 и 27 м при мощности угольного пласта соответственно 1, 5 и 10 м.

Для комплекса, состоящего из экскаватора ЭВГ-35 и ЭШ-25/100, для этих же условий максимальная высота вскрышного уступа равна 23,6; 29,5 и 36,3 м.

Таким же путем при заданной высоте вскрышного уступа могут быть найдены требуемые рабочие параметры экскаваторов.

При решении этих задач необходимо соблюдать следующие условия:

$$V_1 \leq V_2;$$

$$V_2 \leq V_3 + V_4 + V_5.$$

Формулы для расчета параметров усложненной бестранспортной системы разработки приводятся в справочной литературе.

Тип драглайна для переэкскавации породы выбирают с учетом производительности вскрышного экскаватора, коэффициента переэкскавации и высоты первичного отвала.

Линейные параметры экскаватора определяют чаще всего графически.

Коэффициентом переэкскавации называется отношение объема переэкскавируемой породы $V_{\text{пер}}$ к объему сваленной породы V_1 . Его значение определяется по формуле

$$k_n = V_{\text{пер}}/V_1 = (V_4 + V_5)/V_1 - (V_1 - V_3)/V_1.$$

Как правило, коэффициент переэкскавации меньше единицы. Однако при наличии оползней внутренних отвалов он может быть и больше единицы.

Основное преимущество усложненных бестранспортных схем по сравнению с простыми состоит в том, что их применение позволяет при относительно большой мощности пласта отрабатывать по бестранспортной схеме вскрышные уступы значительной высоты.

Основными недостатками этих схем, так же как и простых бестранспортных, являются жесткая зависимость между вскрышными и добычными работами и ограниченные объемы вскрытых запасов полезного ископаемого.

Схемы экскавации при усложненной бестранспортной разработке разнообразны. Они различаются типами экскаваторов, применяемых на вскрыше, их взаимной расстановкой и размещением породы по отношению к борту полезного ископаемого.

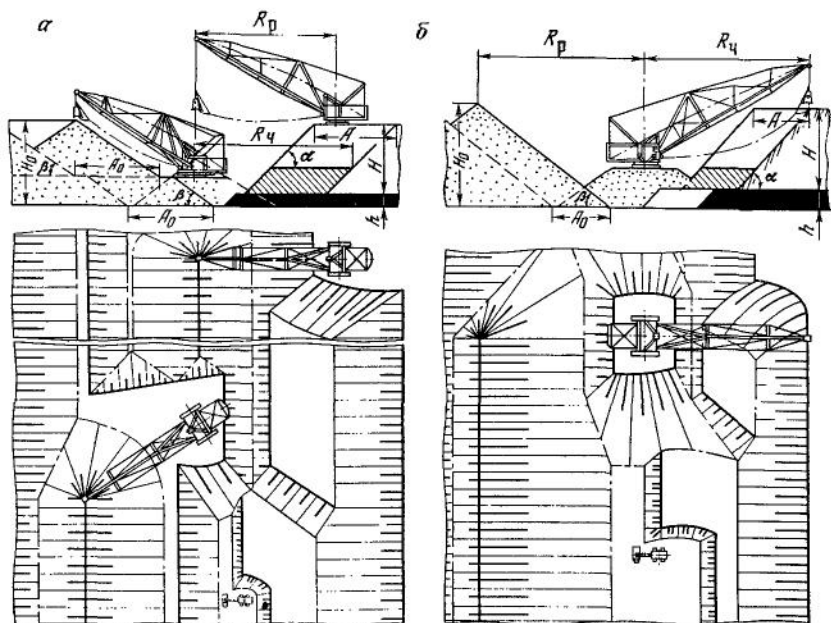


Рис. 13.7. Модификация технологических схем бестранспортной системы разработки с неоднократной перевалкой вскрыши:

а — «украинская»; б — «райчихинская»

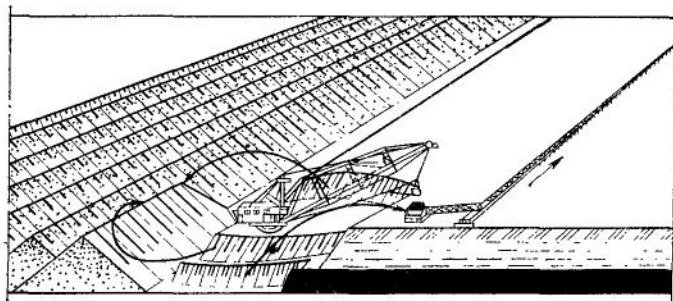


Рис. 13.8. Технологическая схема «экскаватор—карьер»

Наиболее широкое распространение получили «украинская» и «райчихинская» технологические схемы (рис. 13.7).

Вариантом схем с экскаваторной перевалкой вскрыши является схема «экскаватор—карьер» (рис. 13.8), предложенная акад. Н. В. Мельниковым. Вскрышные и добычные работы

в этом случае выполняются поочередно одним драглайном. Вскрыша размещается в выработанном пространстве, а полезное ископаемое отгружается в транспортные средства через самоходный бункер-перегрузчик или размещается временно на кровле вскрышного уступа, откуда грузится в автосамосвалы.

13.3. Бестранспортная система разработки с перевалкой пород вскрыши консольными отвалообразователями

Консольный отвалообразователь является передвигающейся конструкцией, имеющей платформу с корпусом и стрелу, на которой смонтирован ленточный конвейер. Платформа является опорой для всего отвалообразователя, она имеет шагающий ход или передвигается на рельсовых или гусеничных тележках.

Известно несколько типов ленточных отвалообразователей, различающихся по виду ходового оборудования, способу загрузки, длине отвальной консоли, производительности и т. д. Обычно отвалообразователь состоит из стрелы с разгрузочным конвейером 1, приемной консоли 2 с приемным бункером и корпуса 3, в котором размещаются приводы конвейеров и рабочие помещения. Корпус имеет пилон 4, т. е. мачтовую конструкцию, к которой подвешена при помощи канатов стрела отвалообразователя. У некоторых моделей приемный бункер имеет направляющую воронку, решетку и пластинчатый питатель, обеспечивающий равномерную и безударную подачу породы из бункера на конвейер.

Основные параметры отвалообразователя (рис. 13.9): вылет отвальной консоли L_1 , угол ее наклона γ (принимается не более $18-20^\circ$), ширина базы отвалообразователя L_2 , длина приемной консоли L_3 , вылет разгрузочной консоли вскрышного экскаватора L_4 .

Техническая характеристика консольных отвалообразователей приведена в табл. 30.

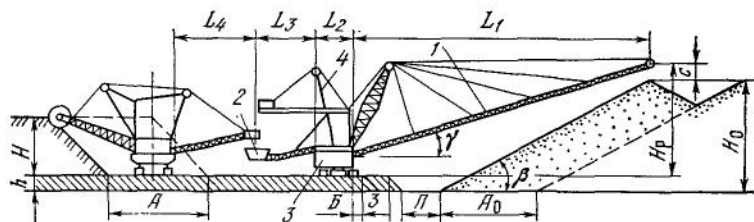


Рис. 13.9. Технологические параметры консольного отвалообразователя

Таблица 30

Техническая характеристика консольных отвалообразователей

Показатели	ОШ-125/10000	ОШ-90/4500	ОШ-180/4500
Максимальная производительность по разрыхленной породе, м ³ /ч	1500	4500	4500
Длина консоли, м	125	90	150
Максимальная высота разгрузки выше уровня стояния, м	40	30	60
Длина приемной консоли, м	37,5	30	60
Мощность электродвигателей, кВт	1000	2000	3460
Рабочая масса, т	500	775	2000

Консольный отвалообразователь устанавливают обычно на кровле пласта полезного ископаемого. Вскрышной экскаватор грузит пустую породу на приемную консоль отвалообразователя, откуда она поступает на разгрузочную консоль и сбрасывается в выработанное пространство. По мере отработки забоя отвалообразователь перемещается вслед за вскрышным экскаватором. Вскрытая часть полезного ископаемого зачищается, а затем вынимается добычным экскаватором.

Основные параметры системы разработки — высота вскрышного уступа и величина вскрытых запасов полезного ископаемого — ограничиваются, главным образом, величиной вылета консоли отвалообразователя L_1 .

При расчете технологических схем с перевалкой вскрыши консольными отвалообразователями должна учитываться необходимость создания зимних запасов на период около трех месяцев, в течение которых работа вскрышного комплекса приостанавливается. Кроме того, должны приниматься во внимание сложности, связанные с обработкой торцовых участков карьера.

При решении этих задач исходят из условия, что на единицу длины фронта работ объем вскрышной заходки V не должен превышать максимально возможного объема отвальной заходки V_0 .

Объем отвальной заходки (м³) ограничивается размерами отвалообразователя и высотой его установки над почвой пласта:

$$V_0 = A_0 (H_p + h - c) - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg}^2 \beta,$$

где A_0 — ширина отвальной заходки, м; H_p — высота разгрузки отвалообразователя, м; h — высота установки отвалообразователя над почвой залежки, м; c — расстояние между консолью и вершиной отвала, м.

Аналитические выражения, получаемые из равенства объемов вскрышной и отвальной заходок, аналогичны расчетным формулам технологической схемы при непосредственной перевалке вскрышных пород механической лопатой.

Расчет параметров отвалообразователя производится для условий типичного, а также наиболее трудного участков карьерного поля.

Потребная длина консоли (м), например для схемы, показанной на рис. 13.9.

$$L_1 = H_0 \operatorname{ctg} \beta + П + З + Б + h \operatorname{ctg} \alpha_n,$$

где H_0 — высота отвала, м; β — угол откоса отвала, градус; $П$ — ширина призабойной полосы, м; $З$ — ширина полосы зимних запасов, м; $Б$ — безопасное расстояние между отвалообразователем и бровкой добычного уступа после отработки зимних запасов, м.

Зимние запасы полезного ископаемого создаются за счет опережения вскрышным фронтом добычного в летний период, а также за счет телескопичности вскрышного комплекса. Благодаря большей скорости подвигания вскрышной комплекс может опередить добычной экскаватор на длину добычной заходки, которая и будет представлять зимние запасы.

Телескопичность вскрышного комплекса, т. е. изменение расстояния между осями экскаватора и отвалообразователя, создается, главным образом, за счет подвижности разгрузочных консолей вскрышного роторного экскаватора и отвалообразователя (рис. 13.10). Благодаря этому отвалообразователь к концу летнего сезона находится на максимальном удалении от вскрышного уступа. После окончания работ он перемещается ближе к вскрышному фронту на расстояние l_3 (см. рис. 13.10), освобождая тем самым вскрытые запасы для зимней отработки. Недостаток этой схемы состоит в том, что выработанное пространство используется не полностью.

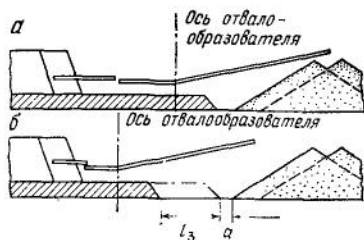
Зимние запасы обычно рассчитывают на основе планов горных работ к концу и началу сезона.

Сложность отработки торцовых участков связана с тем, что длина отвального фронта в этом случае меньше, чем вскрышного, и размещение породы с участка длиной 300—450 м требует увеличения высоты отвала. На практике применяют различные способы отработки тупиков, в том числе прибегают к искривлению фронта работ на торцовом участке, отработывают тупики с выдачей породы дополнительными средствами транспорта и др.

Достоинства схем с перевалкой вскрыши консольными отвалообразователями — простая организация работ и высокая эффективность погрузочно-транспортных работ.

Рис. 13.10. Схемы, поясняющие создание зимних запасов за счет телескопичности:

а — положение комплекса и добычного фронта к концу летнего сезона; *б* — то же, к началу летнего сезона



В условиях Никопольского марганцевого бассейна и Часов-Ярского месторождения огнеупорных глин (Донбасс) консольные отвалообразователи получили широкое распространение. Они являются наиболее экономичным способом механизации горных работ.

К основным недостаткам этого способа относятся ограниченность условий применения и сезонность работы, так как транспортирование ленточными конвейерами мерзлых пород в зимнее время затруднительно.

Эффективность технологической схемы с консольными отвалообразователями снижается в том случае, когда необходима раздельная обработка различных слоев горных пород, слагающих вскрышной уступ, по условиям рекультивации отвалов.

13.4. Бестранспортные системы разработки с перевалкой вскрыши посредством транспортно-отвальных мостов

Транспортно-отвальный мост представляет собой передвижающуюся металлическую конструкцию, установленную в карьере поперек фронта работ, соединяющую вскрышные забои с внутренними отвалами по кратчайшему расстоянию. Мост состоит из главной забойной и отвальной ферм, которые соединены в единую несущую конструкцию общей длиной 150—450 м, смонтированную обычно на двух опорах — забойной и отвальной (рис. 13.11). Опоры имеют рельсовые или гусеничные

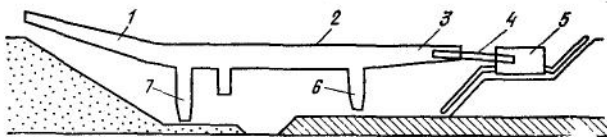


Рис. 13.11. Схема транспортно-отвального моста:

1, 2, 3 — соответственно отвальная, главная и забойная фермы; 4 — передаточный мост; 5 — вскрышной экскаватор; 6, 7 — соответственно забойная и отвальная опоры

тележки, благодаря которым мост перемещается вдоль фронта работ со скоростью около 6 м/мин. На фермах моста расположены ленточные конвейеры, служащие для транспортирования породы в отвал. Вскрышные многочерпаковые экскаваторы соединяются с мостом при помощи соединительных передаточных ферм, на которых установлены конвейеры.

Во время работы экскаваторы и мост передвигаются вдоль вскрышных уступов, по мере отработки которых производится передвижка путей.

Транспортно-отвалыные мосты получили наибольшее распространение при разработке бурогоугольных месторождений в ГДР, где условия благоприятны для их применения (рыхлые породы, большой объем вскрышных работ и мягкий климат), в Советском Союзе — на карьерах Украины.

13.5. Транспортные системы разработки с перевозкой пород во внутренние отвалы

Обычно транспортное перемещение породы во внутренние отвалы применяют при разработке месторождений большой мощности, когда параметры вскрышных экскаваторов недостаточны для перевалки породы в выработанное пространство.

Перемещение фронта работ может быть веерным или параллельным. Первое принимается обычно при выемке вскрыши и полезного ископаемого многочерпаковыми экскаваторами, второе — при работе на вскрышных и добычных уступах одноковшовых экскаваторов.

При параллельном перемещении фронта работ вскрышные уступы могут соединяться с отвальными по одному из торцов карьера (рис. 13.12). В этом случае транспортный горизонт на отвале располагают на одном уровне со вскрышными или ниже его, чем обеспечивается уклон путей в грузовом направлении и подъем в порожняковом. Расстояние транспортирования здесь

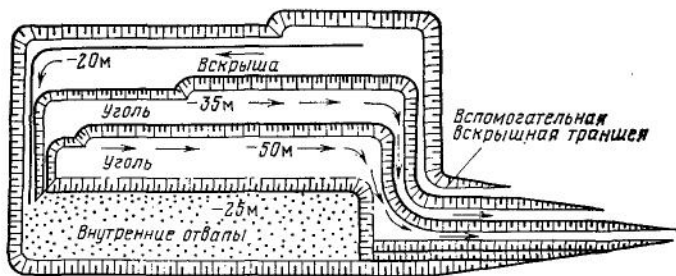


Рис. 13.12. Система разработки с перевозкой породы во внутренние отвалы

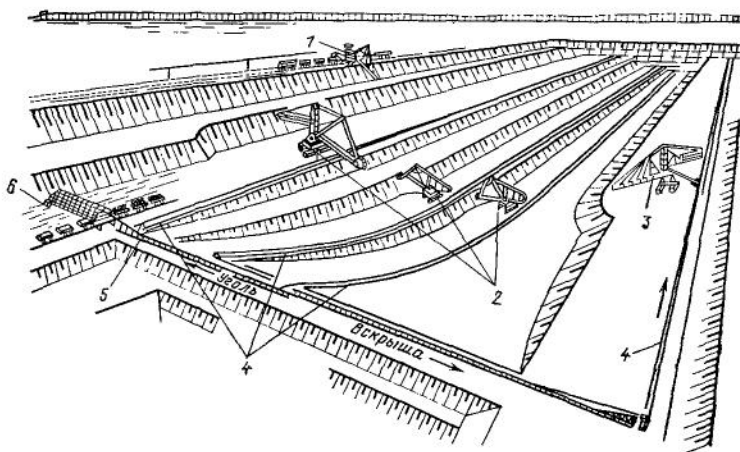


Рис. 13.13. Система разработки с доставкой породы во внутренние отвалы конвейерным транспортом:

1 — вскрышной комплекс на передовом уступе; 2 — экскаваторы; 3 — отвалообразователь; 4 — передвижные забойные и отвальные конвейеры; 5 — стационарный соединительный конвейер; 6 — погрузочное устройство

наименьшее. В результате перевозка породы во внутренние отвалы оказывается, как правило, намного экономичнее, чем на внешние.

На поверхность для экипировки и ремонта поезда или автосамосвалы выезжают по специальной траншее с большим подъемом путей.

В настоящее время все большее распространение получает поточная технология — применение роторных экскаваторов и конвейерного транспорта пустых пород из карьера во внутренние отвалы (рис. 13.13).

Контрольные вопросы

1. Сделайте сравнение условий рационального применения, преимуществ и недостатков параллельного, веерного и концентрического способов перемещения фронта работ при разработке горизонтальных месторождений.

2. При каких условиях технически возможно и экономически целесообразно применение простых (без переэкскавации) и усложненных (с переэкскавацией) бестранспортных систем открытой разработки?

3. Сделайте вывод формулы для определения наибольшей допустимой высоты вскрышного уступа при простой бестранспортной системе разработки (схема экскавации с механической лопатой).

4. От каких параметров в основном зависит максимальная высота вскрышного уступа при простой и усложненной бестранспортных системах разработки?

5. Как определить коэффициент переэкскавации при усложненной бестранспортной системе разработки?

6. Каковы условия применения, основные преимущества и недостатки консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов?

14. ВСКРЫТИЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

14.1. Этапы и состав горно-строительных работ

На пологопадающих и горизонтальных месторождениях характерным являются вскрытие внешними, а не внутренними траншеями, развитие горных работ от одной из границ карьерного поля, выполнение основного объема работ по вскрытию в период строительства.

Место заложения капитальных и разрезных траншей выбирают таким образом, чтобы можно было обеспечить минимальный объем горно-капитальных работ, избежать оставления целиков полезного ископаемого под капитальными траншеями, сократить до минимума дальность транспортирования полезного ископаемого и пустых пород и получить наилучший календарный график по добыче и вскрыше. Капитальные траншеи направляют в сторону расположения отвалов пустых пород или пунктов приема полезного ископаемого. Разрезные траншеи проводят по простиранию залежи на участках, где она ближе всего выходит к поверхности. При разработке пологих месторождений горные работы обычно развивают по падению. При разработке пластов и залежей сложного строения

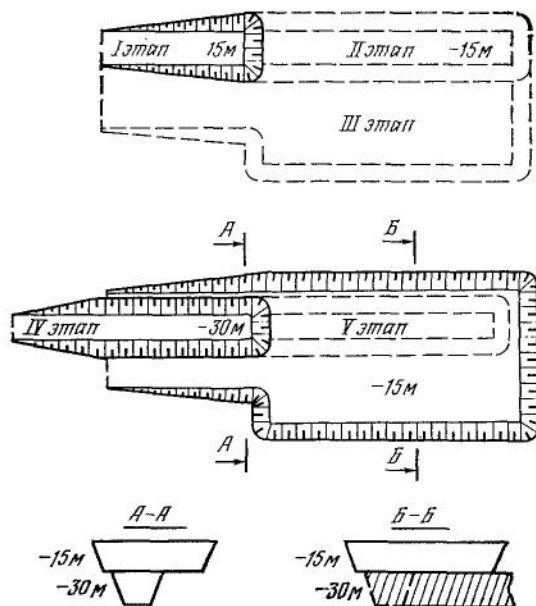


Рис. 14.1. Этапы вскрытия и горно-строительных работ при разработке горизонтальных месторождений

направление развития работ должно обеспечивать возможность раздельной выемки полезного ископаемого и пустых пород.

Этапы вскрытия и горно-строительных работ при разработке горизонтальных и пологих месторождений включают обычно проведение одной или двух внешних капитальных траншей, разрезных траншей по вскрышным породам и полезному ископаемому, а также выемку первоначальной капитальной вскрыши (рис. 14.1).

После проходки капитальной вскрышной траншеи (*I* этап) экскаватор достигает отметки горизонта — 15 м и осуществляет на этом горизонте проходку вскрышной разрезной траншеи (*II* этап). Затем отработкой двух-трех заходов производится необходимое опережение вскрышных работ (*III* этап) и обеспечивается возможность проходки капитальной добычной траншеи (*IV* этап) и разрезной добычной траншеи на горизонте 25 м (*V* этап). На этом горно-строительные работы заканчиваются, и карьер может быть сдан в эксплуатацию.

Продолжительность горно-капитальных работ и последовательность их выполнения отражаются на графиках.

14.2. Обоснование числа и расположения внешних траншей

Для вскрытия горизонтальных и пологих месторождений обычно применяют внешние капитальные траншеи — отдельные, групповые или чаще общие. Траншеи располагают на одном или двух флангах карьерного поля, реже — в центре.

Число внешних траншей и их расположение обычно определяют с таким расчетом, чтобы сократить дальность транспортирования, рассредоточить грузопотоки по величине и направлению и обеспечить минимальный объем работ по строительству траншей.

На рис. 14.2 показаны три варианта вскрытия одного и того же карьерного поля, различающиеся средней дальностью транспортирования 1 т горной массы и числом траншей. При вскры-

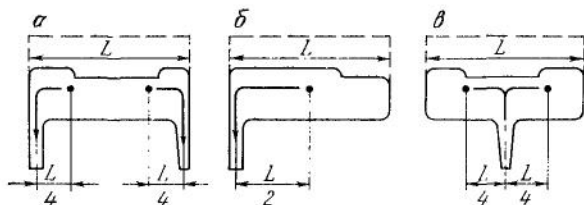


Рис. 14.2. Схемы вскрытия карьерного поля, отражающие дальность транспортирования при расположении капитальных траншей на обоих флангах (*а*), на одном фланге (*б*) и в центре карьерного поля (*в*)

тии одной фланговой траншеей средняя длина транспортирования внутри карьера составляет половину длины карьерного поля L . Вскрытие двумя траншеями вдвое сокращает расстояние доставки в рабочей зоне, однако при этом вдвое увеличится объем горно-капитальных работ на проходке двух траншей.

Рациональный вариант в этом случае может быть выбран путем сопоставления дополнительных капитальных затрат на создание второго транспортного выхода и экономии, получаемой благодаря сокращению дальности транспортирования. Если срок окупаемости $T_{ок}$ дополнительных капитальных вложений Δk не больше допустимого (5—7 лет), то целесообразно применять вскрытие двумя траншеями,

$$T_{ок} = \Delta k / \mathcal{E}_r.$$

Ежегодная экономия

$$\mathcal{E}_r = lQc,$$

где l — сокращение расстояния транспортирования (в нашем примере $l = L/4$), км, c — стоимость 1 т·км, руб.; Q — годовой объем перевозок, т.

14.3. Взаимосвязь способа вскрытия и системы разработки

При перевалке вскрыши в пределах карьерного поля применяют один или два комплекта взаимно связанных вскрышных и добычных машин. При простых системах в комплект входят один вскрышной и один-два добычных экскаватора, а также оборудование для транспортирования полезного ископаемого, при усложненных к ним добавляют один-два отвальных экскаватора.

В зависимости от числа и расположения вскрывающих траншей, а также от мощности пласта полезного ископаемого и высоты вскрышного уступа, модели применяемого оборудования и вида транспорта возможны различные варианты порядка разработки вскрышных и добычных блоков и взаимной увязки во времени и пространстве работы вскрышных и добычных экскаваторов. Для конкретных условий разработки необходимо найти такой вариант, при котором будут достигнуты наибольший коэффициент использования экскаваторов, главным образом, вскрышных (как наиболее дорогих), наименьший объем горно-капитальных и подготовительных работ, наименьшие затраты на приобретение оборудования. При оценке вариантов следует иметь в виду, что основным оборудованием являются вскрышной и отвальный экскаваторы, как наиболее дорогостоящие; к ним подбираются соответствующие добычные экскаваторы и другое оборудование.

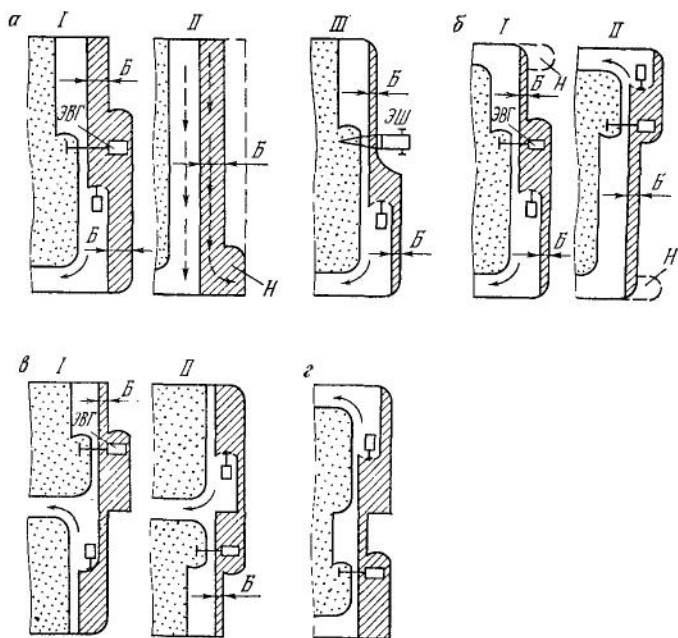


Рис. 14.3. Порядок обработки вскрышных и добычных блоков при бестранспортной системе разработки

1. *Разработка одним блоком с одной фланговой капитальной траншеей* (рис. 14.3, а, I). В данном случае рабочий ход предусматривается только в одном направлении. Вскрышной экскаватор работает впереди добычного с опережением, величина которого регламентируется условиями безопасности. После отработки заходки оба экскаватора холостым ходом возвращаются в исходное положение: вскрышной экскаватор — по кровле, а добычной — по почве пласта. Между вскрышной и добычной заходками оставляется берма, ширина которой достаточна для обратного холостого прохода вскрышного экскаватора (рис. 14.3, а, II).

Достоинства этого варианта отработки состоят в том, что исключаются простои экскаваторов в тупиках заходок, возможно создать большие запасы вскрытого полезного ископаемого, невелик объем горно-капитальных работ.

Недостатки: длительные холостые переходы экскаваторов, потребность во вскрышном экскаваторе с большим радиусом разгрузки, большой объем подготовительных работ на создание передовой ниши H (см. рис. 14.3, а, II). Необходимость большого радиуса разгрузки обусловлена тем, что порода из

вскрышной заходки экскавируется в выработанное пространство через берму *Б*, ширина которой должна быть достаточной для обратного холостого хода вскрышного экскаватора. Передовая ниша часто создается дополнительными техническими средствами, например, дополнительным экскаватором с вывозкой породы через капитальную траншею или драглайном с размещением породы за контуром карьера. Все это требует больших затрат и делает схему неэкономичной. Создание передовой ниши вскрышным экскаватором и размещение породы в отвальной заходке бывают невозможными, так как в этом крыле расположена капитальная траншея.

Основные недостатки этого варианта (необходимость в берме большой ширины и трудности в создании передовой ниши) устраняются, если в качестве вскрышного экскаватора используется драглайн, устанавливаемый на кровле вскрышного уступа (рис. 14.3, *а, III*). После отработки заходки драглайн возвращается холостым ходом по кровле вскрышного уступа и сам отработывает тупик, размещая породу за контуром карьера.

II. Разработка одним блоком при двух фланговых капитальных траншеях (рис. 14.3, *б, I*). Добычной экскаватор в этом случае обычно следует за вскрышным. После отработки заходки вскрышной экскаватор простаивает, ожидая выемки заходки по полезному ископаемому; затем простаивает добычной экскаватор, пока не будет создано необходимое опережение новой вскрышной заходки. Транспортирование полезного ископаемого осуществляется попеременно через фланговые траншеи.

Основное достоинство этого варианта заключается в том, что берма безопасности между вскрышным и добычным уступами имеет большую ширину. Вследствие этого требуется вскрышной экскаватор с меньшим радиусом разгрузки, чем при первой схеме. Кроме того, при этом варианте исключаются холостые переходы экскаваторов (рис. 14.3, *б, II*).

Недостатки этого варианта: большие простои экскаваторов, которые лишь частично используются для профилактических ремонтов; жесткая зависимость между работой вскрышных и добычных экскаваторов; минимальный размер вскрытых запасов полезного ископаемого; неизбежные трудности в отработке тупиков и создании передовых ниш. С уменьшением длины карьерного поля влияние недостатков увеличивается; чем короче фронт работ, тем больше время простоев оборудования, тем больше затраты средств и потери времени, связанные с переходом на работу в новую заходку.

III. Разработка двумя блоками с одной центральной капитальной траншеей (рис. 14.3, *в, I и II*). При этом вскрышные и добычные работы ведут попеременно в разных блоках, начиная от середины карьерного поля. За время отработки вскрышной заходки на одном крыле полностью вынимают вскрытые

запасы полезного ископаемого и начинают отработку вскрыши на другом крыле, а добычной экскаватор производит выемку вскрытых запасов первого крыла фронта работ. Простой экскаваторов при этой схеме сводятся к минимуму, размер вскрытых запасов достаточно велик, работа вскрышного и добычного экскаваторов относительно независима. Однако сохраняются холостые переходы экскаваторов, возникают затруднения в центре фронта работ, периодически приходится изменять направления грузопотока полезного ископаемого. Создание центральной траншеи для выдачи полезного ископаемого упрощает организацию транспортирования, но ведет к усложнению перевалочных работ на участке проведения траншеи из-за уменьшения длины отвального фронта.

В практике встречаются и другие варианты отработки: двумя блоками с двумя фланговыми траншеями (рис. 14.3, з); с тремя траншеями, из которых одна — центральная расположена в выработанном пространстве; с двумя блоками и центральной передовой траншеей, расположенной на вскрышном уступе, и др.

Эффективность вариантов отработки может быть оценена путем сравнения затрат на приобретение оборудования, горно-капитальные работы, перестройку комплекта оборудования для работы в новой заходке, а также по величине простоев и затрат времени на холостые переходы (прежде всего вскрышного экскаватора).

Коэффициент использования экскаваторов во времени

$$k_n = T_p / (T_p + T_n),$$

где T_p — время работы экскаватора при выемке заходки длиной L , высотой H , шириной A ; T_n — время простоев и холостых переходов при выемке одной заходки.

При суточной производительности экскаватора P_s

$$k_n = \frac{1}{1 + P_s T_n / (LHA)}.$$

14.4. Вскрытие горизонтальных месторождений

Горизонтальные месторождения вскрывают обычно внешними траншеями, так как выработанное пространство занято внутренними отвалами. Применяют отдельные, групповые и общие траншеи, расположенные на одном или обоих флангах в центре карьерного поля.

Расположение траншей на обоих флангах карьера широко распространено в практике открытых горных работ. Оно применяется как при сквозном, так и при тупиковом фронте работ.

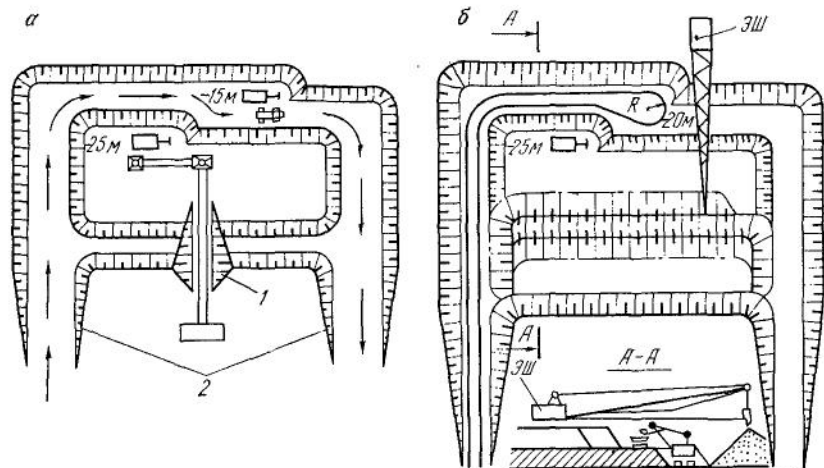


Рис. 14.4. Схемы вскрытия двумя фланговыми траншеями:
1 — крутая траншея; 2 — парные траншеи

При вскрытии двумя взаимосвязанными фланговыми траншеями (рис. 14.4, а) создаются сквозной фронт и поточное движение, благодаря чему возрастает пропускная способность транспортных коммуникаций и улучшается обеспеченность забоя порожняком. Вскрытие парными траншеями обычно применяется при большом числе экскаваторов на уступе и относительно небольшой длине карьера.

Вскрытие двумя самостоятельными фланговыми траншеями (рис. 14.4, б), создающими тупиковый фронт и возвратное движение, обычно применяется в следующих случаях:

при большой длине карьерного поля, когда для уменьшения дальности транспортирования его необходимо разделить на два крыла. Каждое крыло вскрывается самостоятельными траншеями; когда целесообразно рассредоточить грузопотоки вскрыши и полезного ископаемого по разным направлениям: пустые породы направить через траншею, расположенную вблизи, к отвалам, а полезное ископаемое — через другую траншею;

когда траншеи находятся в эксплуатации попеременно, что вызывается, например, требованиями безопасности при бестранспортной системе разработки и при вывозке полезного ископаемого в автосамосвалах.

Расположение траншей на одном фланге карьера целесообразно:

при разработке месторождений с небольшими запасами,

когда затраты на проходку двух траншей экономически не оправдываются;

при небольшой производительности карьера, когда в двух траншеях нет необходимости;

при значительной глубине залегания пласта, когда объем двух траншей получается слишком большим.

Центральное расположение траншей также позволяет сократить дальность транспортирования. Однако этот вариант реже применяется в практике, так как при нем затруднено вскрытие нескольких горизонтов. Если при фланговом расположении траншей транспортные коммуникации в карьере располагаются на его бортах, то при центральном они должны размещаться в выработанном пространстве, где необходимо для этой цели оставлять целики, ведущие к потерям полезного ископаемого, или строить тоннели в теле отвала.

При большой длине карьера применяют вскрытие центральной траншеей в комбинации с фланговыми. Это позволяет разделить карьер на два участка и обеспечивает независимую работу на каждом из них при перевалке породы в выработанное пространство.

На двух флангах располагают обычно отдельные и групповые траншеи, а на одном фланге и в центре — общие траншеи.

Отдельные внешние траншеи (рис. 14.5, а) применяют для вскрытия неглубоких горизонтальных и пологих залежей. Отдельные траншеи обеспечивают уступ независимым транспортом, что позволяет рассредоточить грузопотоки породы и полезного ископаемого, создает удобство в организации горно-эксплуатационных работ и способствует достижению высокой

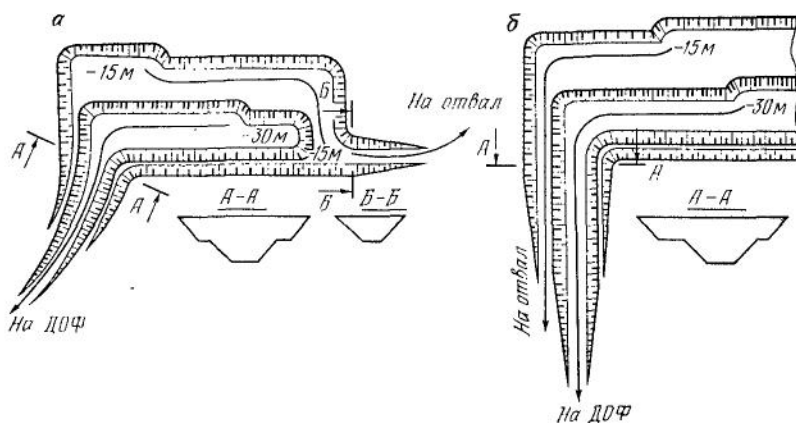


Рис. 14.5. Схемы вскрытия горизонтальной залежи отдельными внешними траншеями (а) и общей внешней траншеей (б)

производительности экскаватора на каждом уступе и большой производственной мощности карьера в целом.

Групповые внешние траншеи применяют для вскрытия глубоких горизонтальных и пологих месторождений большой мощности, которые разрабатывают значительным числом (четыре-шесть) уступов. При этом грузопотоки породы и полезного ископаемого обычно рассредоточены, так как одна группа траншей вскрывает только добычные уступы, другая — вскрышные.

Общие внешние траншеи (рис. 14.5, б) применяют для вскрытия пологих и наклонных месторождений, разрабатываемых небольшим числом (два-три) уступов. Преимуществом внешней общей траншеи является меньший ее объем по сравнению с объемом групповых внешних траншей, вскрывающих такое же число уступов.

14.5. Вскрытие пологих месторождений

Если при вскрытии горизонтального месторождения внешней траншеей примыкание ее дна к рабочим горизонтам происходит в точках пересечения этих горизонтов с бортом карьера (1, 2, 3 на рис. 14.6, а), то при вскрытии пологой залежи эти точки примыкания образуются при пересечении горизонтов с почвой или кровлей залежи (1', 2', 3' на рис. 14.6, б), а траншея оказывается сдвинутой внутрь контура карьера и поэтому может быть названа траншеей смешанного заложения. При этом существенно сокращаются длина и объем внешней части траншеи и, следовательно, эксплуатационные затраты на транспорт и капитальные — на горно-строительные работы. В том случае, когда угол падения залежи α и угол наклона траншеи i одинаковы, почти вся траншея находится в контуре карьера. Если уклон наклона траншеи меньше угла падения залежи ($i < \alpha$), то длина внешней части траншеи

$$L_T = h_T (\operatorname{ctg} i - \operatorname{ctg} \alpha),$$

где h_T — глубина траншеи.

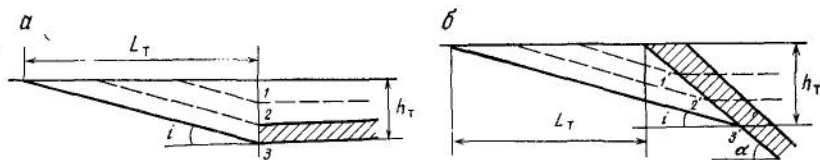


Рис. 14.6. Продольное сечение внешней траншеи при вскрытии горизонтальной залежи (а) и траншеи смешанного заложения при вскрытии пологой залежи (б)

Контрольные вопросы

1. Какие виды работ и горные выработки включают в себя этапы и состав горно-строительных работ при вскрытии горизонтальных и пологих месторождений?

2. Как в зависимости от срока окупаемости капитальных вложений обосновывается число и расположение капитальных траншей при вскрытии горизонтальных и пологих месторождений?

3. Какими показателями характеризуются схемы взаимосвязи способа вскрытия и бестранспортные системы разработки горизонтальных месторождений?

4. Сравните рациональные условия, преимущества и недостатки способов вскрытия горизонтальных и пологих месторождений фланговыми, центральными, отдельными, групповыми и общими внешними траншеями.

5. Чем различаются траншеи внешнего и смешанного заложения при вскрытии пологих месторождений?

15. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ НАКЛОННЫХ И КРУТЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

15.1. Горнотехнические условия открытой разработки наклонных и крутых месторождений

Отличительные особенности горнотехнических условий для разработки наклонных и крутых месторождений, определяющие способы их вскрытия и системы разработки, заключаются в следующем:

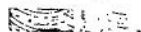
1. Месторождения эти (глубинного или нагорного типа) представлены пластами, пластообразными или сложными залежами наклонного (от 8—10 до 25—30°) и крутого (более 25—30°) падения различной мощности, во многих случаях с нечетко выраженными контактами и границами между различными типами и сортами полезного ископаемого, а также между рудами и пустой породой.

В период эксплуатации карьера обычно производится до-разведка глубоких горизонтов и более детальная разведка верхних горизонтов. В результате разведки уточняются форма и размеры залежей и качественный состав руд.

Породы вскрыши обычно скальные, верхний слой мощностью 5—10 м (иногда до 60—100 м) представлен слабыми породами. Рельеф местности ровный, холмистый или в виде косогора.

Коэффициенты вскрыши колеблются от 0,5—1 до 10—15 м³/м³.

2. По мере отработки месторождения горные работы опускаются вниз со скоростью от 5—7 до 15—20 м в год. В результате понижения горных работ увеличивается глубина карьера, происходит формирование рабочих и нерабочих бортов



карьера, увеличивается дальность транспортирования, изменяется рабочая зона — число рабочих уступов возрастает до 10—15, а затем, в период доработки, сокращается.

3. Производственная мощность по полезному ископаемому и вскрыше и объемы грузоперевозок являются величинами переменными и обычно в течение основного периода разработки возрастают.

4. Вскрытие обычно осуществляется внутренними траншеями со сложной формой трассы, расположенной на нерабочих бортах карьера. Работы по вскрытию ведут в течение всего времени разработки: на каждом горизонте обычно проводят подготовительные выработки (разрезные траншеи), удлиняют и совершенствуют систему капитальных и временных съездов.

Если при разработке горизонтальных месторождений вскрывают сразу все горизонты и работы по вскрытию, как правило, заканчиваются в период строительства карьера, то здесь они продолжаются до конца разработки месторождения.

5. На карьерах с большой проектной глубиной (более 300—400 м) и длительным сроком разработки через каждые 12—15 лет производятся реконструкции, в результате которых обычно расширяются контуры карьера, вносятся изменения в способ вскрытия, обновляется горнотранспортное оборудование.

6. Системы разработки — транспортные углубочные. Горнотранспортное оборудование — цикличное (одноковшовые экскаваторы, автомобильный или железнодорожный транспорт и др.) или поточно-цикличное. Большая роль принадлежит буровзрывному рыхлению скальных пород и крепких руд. Из-за отсутствия выработанного пространства отвалы располагаются вне карьера и требуют значительных площадей.

7. Большое значение имеют вопросы устойчивости бортов, транспортирования горной массы с глубоких горизонтов, аэрологии карьеров.

15.2. Общая характеристика систем открытой разработки наклонных и крутых месторождений

Для разработки наклонных и крутых месторождений преимущественно применяются различные модификации транспортных углубочных систем разработки. В основном используется параллельное или кольцевое развитие фронта работ, а при вскрытии спиральными съездами — иногда веерное. Наибольшее распространение получили продольная однобортная и двухбортная, а также кольцевая углубочные системы. Реже применяются поперечная однобортная и двухбортная и веерная рассредоточенная системы.

При этих системах используют преимущественно продольные заходки, разделение пород вскрыши и полезного ископае-

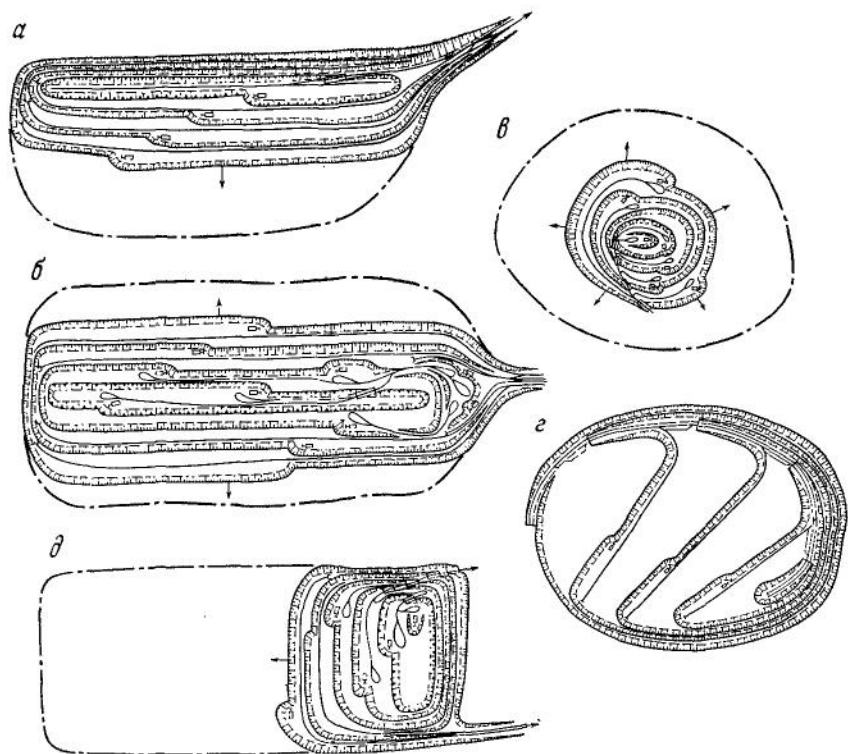


Рис. 15.1. Системы открытой разработки наклонных и крутых месторождений

мого на горизонтальные слои, постоянный или переменный профиль рабочего борта.

При разработке наклонных месторождений развивать горные работы целесообразно от висячего бока залежи к лежащему, так как такой порядок позволяет вводить карьеры в эксплуатацию в кратчайшие сроки и с наименьшим объемом горно-строительных работ и, кроме того, достичь наилучшего распределения вскрыши по периодам разработки, т. е. отнести выемку наибольших объемов вскрыши на более поздние периоды (рис. 15.1, а). Вскрытие при этом осуществляется стационарными съездами, располагаемыми на нерабочем борту карьера со стороны лежащего бока.

При разработке вытянутых крутых месторождений аналогичные результаты и наибольшая эффективность достигаются при развитии горных работ от центра к флангам, т. е. к обоим продольным бортам карьера, что требует применения двухбортовой продольной системы разработки и вскрытия обычно

скользящими съездами, которые по мере отработки верхних горизонтов переходят в стационарное положение (рис. 15.1, б).

При разработке округлых крутых месторождений, например рудных штокерного типа, часто применяется углубочная кольцевая система разработки, обеспечивающая развитие горных работ от центра к контурам карьера и тем самым минимальный объем горно-строительных работ и рациональное распределение вскрыши по периодам разработки. Вскрытие, как правило, осуществляется скользящими и временными автосъездами, которые по мере достижения конечных контуров карьера переходят в стационарное положение (рис. 15.1, в).

На некоторых карьерах с аналогичными горно-геологическими условиями, но при использовании железнодорожного транспорта вскрывающие выработки размещаются на отработанных верхних уступах погашенных бортов в виде спиральных съездов. Это обуславливает применение однобортной веерной и рассредоточенной системы разработки (рис. 15.1, г).

Поперечные системы разработки имеют ограниченные условия применения и целесообразны, главным образом, при необходимости селективной выемки сложноструктурных пластовых месторождений, для создания выработанного пространства в одном из торцов карьера и размещения там внутренних отвалов и в других специфических условиях (рис. 15.1, д).

В ряде случаев, особенно в глубоких карьерах, при поэтапной отработке могут применяться одновременно различные системы разработки — продольные и поперечные, одно- и двухбортные, используемые на различных этапах и участках карьера или в различные периоды его эксплуатации.

Основными показателями, характеризующими эффективность системы разработки, являются:

среднее расстояние транспортирования горной массы внутри карьера, которое должно быть минимальным;

число рабочих уступов и длина фронта работ, которые должны быть достаточными для обеспечения и развития производственной мощности карьера, по добыче полезного ископаемого и вскрышным породам;

величины вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого, которые должны быть не ниже нормативных;

объем горноподготовительных работ для подготовки новых горизонтов, который должен быть минимальным;

угол рабочего борта карьера, который с целью достижения рационального календарного распределения вскрыши должен быть наибольшим.

Выбор эффективной системы разработки производят на основе экономической оценки календарных графиков за 10—15 лет. При этом учитывают как ежегодные эксплуатационные, так и капитальные затраты, а также время их вложения.

15.3. Основные элементы систем разработки

Высота уступа h_y зависит от типа погрузочного оборудования и физико-механических свойств разрабатываемых пород. Рациональная высота уступа должна обеспечить минимальные затраты на вскрышные и добычные работы и безопасность горных работ.

С увеличением высоты уступа, как правило, сокращаются (до определенного предела) затраты на буровзрывные работы, передвижку путей и содержание автодорог, на экскавацию и вспомогательные работы. Кроме того, увеличение высоты уступа позволяет увеличить угол откоса рабочего борта, что делает более экономичным распределение вскрыши по периодам разработки.

При валовой выемке высоту уступа принимают в соответствии с правилами безопасности максимально допустимой по высоте черпания выемочно-погрузочного оборудования. При разработке мягких связных пород, не требующих буровзрывного рыхления, высота уступа ограничивается высотой черпания экскаватора ($h_y \leq h_{ч}$), а при разработке разрыхленных скальных пород высота уступа не должна превышать высоту черпания более чем в 1,5 раза ($h_{y \max} \leq 1,5h_{ч}$).

При селективной выемке ценного полезного ископаемого высоту уступа уменьшают. Это позволяет снизить потери и разубоживание полезного ископаемого. Однако желательно, чтобы высота уступа была не менее $\frac{2}{3}$ высоты напорного вала экскаватора, так как при меньшей высоте уступа снижается производительность экскаватора вследствие неполного заполнения ковша при черпании.

На практике наибольшая высота уступа для ЭКГ-5 в мягких породах равна 10 м, в скальных — 15 м; для ЭКГ-8И — соответственно 13 и 17—20 м; для ЭКГ-12,5 — соответственно 16,5 и 20—25 м.

Ширина рабочей площадки устанавливается с учетом физико-механических свойств горных пород, рабочих параметров экскаватора и вида транспорта (рис. 15.2).

При разработке пород с предварительным их рыхлением буровзрывным способом минимальная ширина рабочей площадки (м)

$$B_{p. п} = B_p + c + T + z,$$

где B_p — ширина развала, м; c — безопасный зазор между нижней бровкой развала и транспортной полосой ($c = 2 \div 3$ м); T — ширина транспортной полосы, м; z — ширина призмы обрушения, м.

Ширина транспортной полосы при однокорейном рельсовом пути $T = 3$ м; при двухкорейном $T = 7,5 \div 15$ м в зависимости от

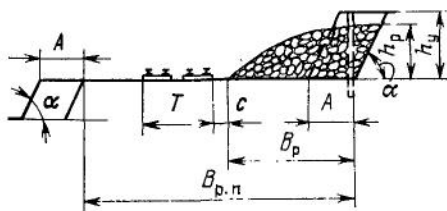


Рис. 15.2. Схема рабочей площадки:

h_p — высота развала

принятой ширины междупутья. Минимальный размер междупутья 4,5 м. Для сокращения циклов передвижки забойных путей ширину междупутья обычно принимают равной ширине заходки по целику.

Ширина призмы обрушения

$$z = h_y (\operatorname{ctg} \gamma_y - \operatorname{ctg} \alpha),$$

где α — угол откоса рабочего уступа ($65-80^\circ$); γ_y — угол устойчивого откоса уступа ($\gamma_y = 35 \div 60^\circ$).

При определении ширины рабочей площадки предусматривают ее увеличение на 5—6 м для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта. Рациональная ширина рабочих площадок бывает больше минимально допустимой на добычных уступах за счет ширины полосы резервных (вскрытых) запасов полезного ископаемого, за счет временного опережения верхнего уступа и т. п. Фактическая ширина рабочих площадок на карьерах колеблется в широких пределах — от 20—25 до 80—120 м.

Профиль поперечного сечения рабочего борта, зависящий от высоты уступов и ширины рабочих площадок, может быть стабильным, прямолинейным или ломаным, а также переменным ломаным. Угол рабочего борта определяется как средний по высоте всего борта или как локальный по группе уступов. Профили рабочего борта на разных поперечных сечениях неодинаковы. Средний угол рабочего борта при железнодорожном транспорте обычно составляет $7-12^\circ$, при автомобильном $10-15^\circ$. При переменном ломаном профиле с участками временно законсервированных групп уступов, при суженых рабочих площадках или при поэтапной отработке с выделением промежуточных контуров карьера угол рабочего борта удастся повысить до $15-23^\circ$. Как правило, чем больше угол, тем лучше распределение объема вскрыши по годам эксплуатации карьера, так как при этом в первые периоды уменьшаются текущие коэффициенты вскрыши.

Число рабочих уступов и длина фронта работ должны быть наименьшими, но достаточными для обеспечения производственной мощности по добыче полезного ископаемого и для подготовки вскрытых запасов.

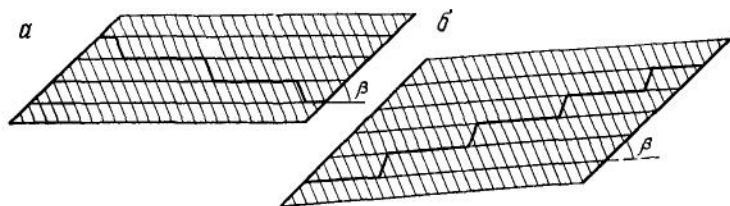


Рис. 15.3. Число добычных уступов при отработке залежи со стороны лежа-
чего (а) и висячего (б) бока

Обычно на уступах в зависимости от их длины и вида при-
меняемого транспорта располагают несколько экскаваторов.
Число блоков (экскаваторных забоев) на одном уступе при
железнодорожном транспорте по условиям транспортно-обмен-
ных операций не должно превышать 3, при автомобильном оно
может достигать 5—6. Минимальная длина экскаваторного
блока при железнодорожном транспорте 400—500 м, при авто-
транспорте 150—250 м.

Необходимое число одновременно разрабатываемых добыч-
ных уступов в карьере

$$m = P_k l_b / (Q_s L_y),$$

где P_k , Q_s — соответственно годовая производительность карье-
ра и экскаватора по добыче руд, тыс. м³/год; L_y , l_b — соответ-
ственно средняя длина уступа и блока на уступе, м.

Максимально возможное число добычных уступов определя-
ется возможностью размещения рабочих площадок в пределах
залежи полезного ископаемого и интенсивностью работ по под-
готовке новых горизонтов. Из рис. 15.3 видно, что число рабо-
чих уступов будет меньше при отработке залежи со стороны
лежащего блока, чем при развитии работ со стороны висячего
бока, и зависит также от угла падения залежи β .

Число вскрышных уступов стремятся сделать минимально
необходимым для создания запасов, готовых к выемке. Однако
необходимость уменьшить текущие коэффициенты вскрыши тре-
бует увеличения угла рабочего борта, что возможно за счет
увеличения числа уступов на вскрыше. В связи с этим возни-
кает задача определения оптимальных значений угла рабочего
борта и числа вскрышных уступов.

15.4. Системы разработки с применением железнодорожного транспорта

При железнодорожном транспорте наиболее эффективной
является продольная однобортная система разработки
(рис. 15.4).

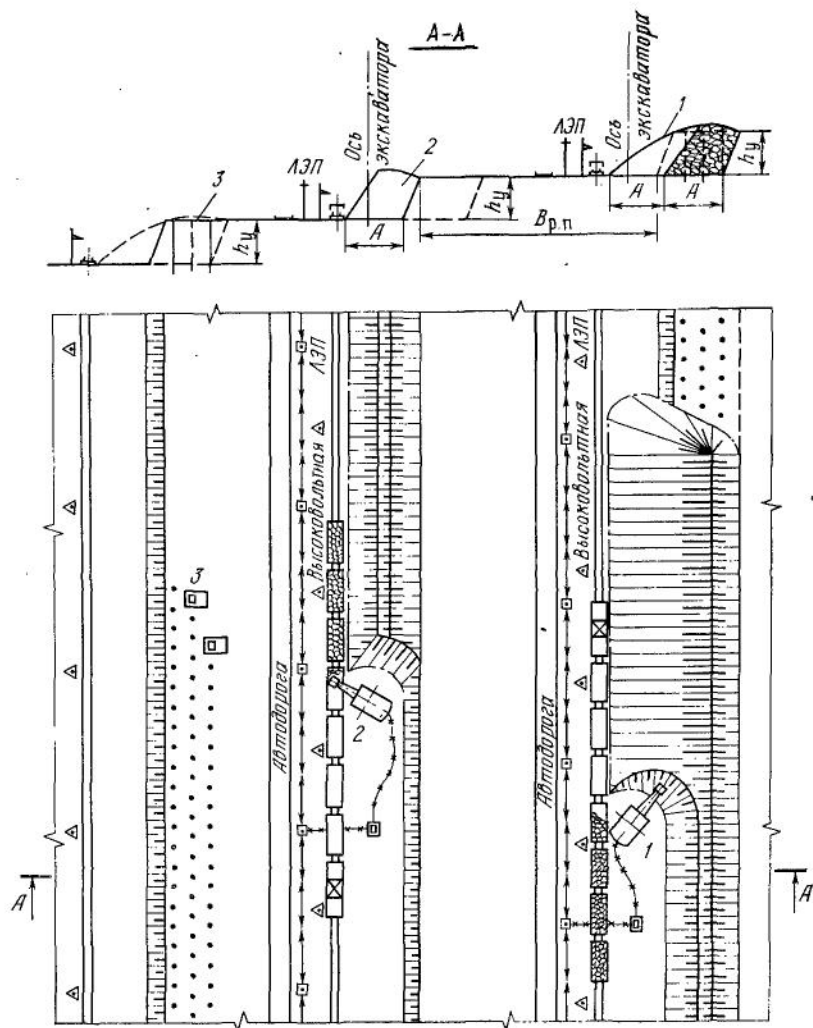


Рис. 15.4. Продольная система разработки с применением железнодорожного транспорта:

1 — выемка первой заходки по развалу; 2 — выемка второй заходки; 3 — буровая скважина; h_y — высота уступа; A — ширина заходки; $B_{р.п}$ — ширина рабочей площадки

В некоторых случаях целесообразно применение продольной двухбортовой системы разработки при вскрытии скользящими съездами.

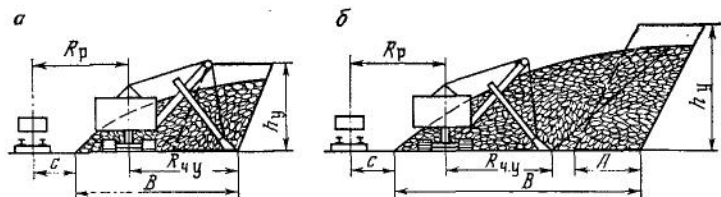


Рис. 15.5. Схемы выемки развала взорванной породы

Простои экскаваторов в ожидании обмена железнодорожных составов составляют свыше 30 % рабочего времени и оцениваются коэффициентом влияния транспорта:

$$k_{\text{тр}} = t_{\text{пг}} / (t_{\text{пг}} + t_{\text{об}}),$$

где $t_{\text{пг}}$ — время погрузки состава, мин; $t_{\text{об}}$ — время обмена составов, зависящее от длины экскаваторного блока и места расположения обменного пункта, мин.

Рациональная величина $k_{\text{тр}}$ при тупиковой конструкции фронта составляет 0,65—0,7.

Длина экскаваторных блоков при железнодорожном транспорте составляет на угольных карьерах 1200—2000 м, на рудных — 600—900 м.

Наличие нескольких рельсовых путей на рабочих уступах требует большого объема трудоемких путеперескладочных работ, для сокращения которых существенное значение имеет ширина развала пород после взрыва, в зависимости от которой производится выбор схемы выемочно-погрузочных работ.

При использовании железнодорожного транспорта наиболее распространены две схемы:

1. Взорванную горную породу убирают за один проход экскаватора (рис. 15.5, а). Взрывание производится без предварительной разборки путей. Это достигается при условии

$$B \leq 0,8 (R_{\text{ч. у}} + R_p) - c,$$

где B — ширина развала; c — безопасное расстояние от подошвы развала до оси железнодорожного пути ($c = 2,5 \div 3$ м).

2. Взорванную породу отгружают за два прохода экскаватора (рис. 15.5, б). После первого прохода экскаватора пути перескладывают в новое положение. При этом ширина развала (м)

$$B \leq 0,8 (R_{\text{ч. у}} + R_p) + A - c.$$

В обоих случаях шаг передвижки пути должен быть равен ширине заходки по массиву.

При работе мехлопат с верхней погрузкой развал породы должен быть убран за один проход экскаватора с соблюдением условия $B \leq 1,7R_{п.у.}$

15.5. Системы разработки с применением автомобильного транспорта

Система разработки с применением автотранспорта в настоящее время широко распространена, особенно на карьерах цветной металлургии.

Автомобильный транспорт особенно эффективен при разработке крутых штокообразных залежей при ограниченных размерах карьера в плане и значительной его глубине, а также при необходимости селективной выемки запасов месторождения.

Использование автомобильного транспорта может сочетаться с любой системой разработки. Эффективность применения выбранной системы разработки определяется правильным сочетанием ее основных элементов: высоты уступа, ширины заходки и рабочих площадок, протяженности действующего фронта работ и длины экскаваторных блоков.

Высота уступа при валовой выемке, как и при железнодорожном транспорте, определяется высотой черпания экскаватора. При разработке сложных забоев, требующих селективной выемки, уступы иногда делятся на подуступы.

Ширина заходки зависит от рабочих параметров экскаваторов и схем установки автосамосвалов под погрузку (для экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И она составляет от 14 до 20 м). Для повышения эффективности совместного использования экскаваторов и автосамосвалов время, затрачиваемое на маневры при установке автосамосвалов под погрузку, необходимо сокращать до минимума.

Минимальная ширина рабочей площадки определяется параметрами погрузочно-транспортного оборудования и буровзрывных работ и включает те же элементы, что и при железнодорожном транспорте, но в значительной степени зависит от схемы подъезда автосамосвалов к экскаватору. Рациональная схема установки автосамосвала в забое под загрузку должна обеспечить: 1) безопасность водителя автосамосвала во время загрузки породы в его кузов; 2) наименьший угол поворота экскаватора на разгрузку; 3) развороты автосамосвалов при маневрировании в порожнем, а не в загруженном состоянии.

Наименьшие затраты времени на маневрирование и наиболее экономичная установка автосамосвала достигаются при встречном движении экскаватора и транспорта на уступе.

При использовании автотранспорта в ряде случаев применяются системы разработки с поперечным расположением

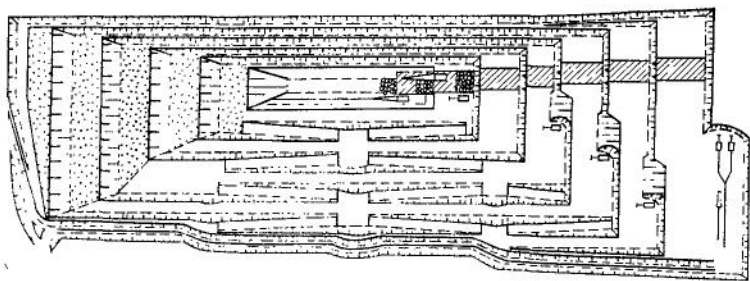


Рис. 15.6. Система разработки с поперечными заходками и внутренними отвалами

фронта работ и панельная отработка (рис. 15.6). Эти системы разработки позволяют повысить интенсивность отработки месторождения и улучшить селективную выемку различных сортов руд.

15.6. Системы разработки с применением конвейерного транспорта

Транспортирование скальных пород и руд конвейерами применяется на карьерах в виде двух групп технологических схем: циклично-поточной (ЦПТ), когда горная масса внутри карьера от забойных экскаваторов доставляется автотранспортом к дробильно-грохотильным перегрузочным пунктам, а затем после дробления поднимается из карьера конвейером;

поточной, когда горная масса в забое загружается экскаваторами в самоходно-дробильные агрегаты (СДА) и затем после дробления транспортируется конвейерами до отвала или обогатительной фабрики.

Каждая группа технологических схем имеет разновидности, различающиеся моделями погрузочного, дробильного, перегрузочного и транспортного оборудования и в связи с этим — конструкцией и параметрами системы разработки.

Присутствие перегрузочных устройств и дробильных агрегатов в технологическом комплексе вызывает следующие изменения в системе разработки.

При циклично-поточных схемах через 4—5 уступов необходимо выделение концентрационных горизонтов, на которых строятся дробильно-перегрузочные установки. К ним горная масса доставляется из забоев автосамосвалами (рис. 15.7).

Затраты на строительство дробильных перегрузочных пунктов составляют 2—3 млн руб. Высота дробильно-перегрузочных пунктов значительна и составляет 30—35 м при использовании конусных дробилок.

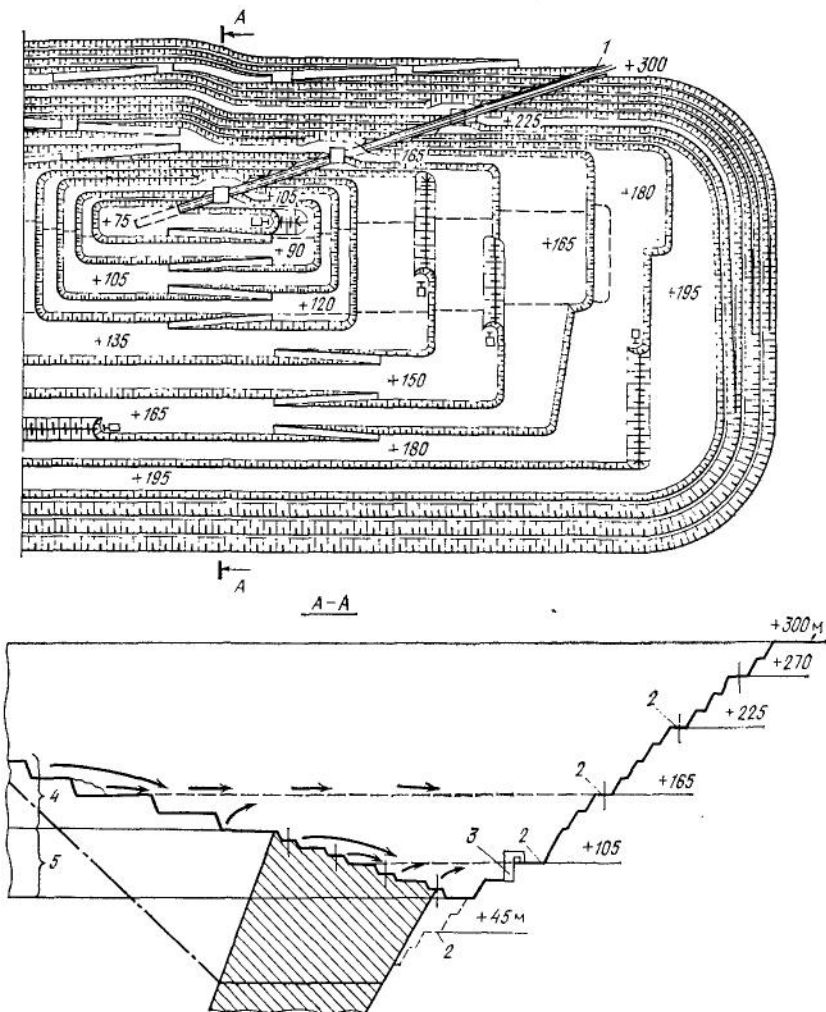


Рис. 15.7. Схема разработки месторождения с использованием циклично-поточной технологии:

1 — наклонный конвейерный подъемник; 2 — концентрационные горизонты; 3 — дробильная установка и разгрузочный пункт; 4 — группа уступов, отрабатываемых на горизонт разгрузки +165 м; 5 — то же, на горизонт +105 м

Большая стоимость и длительные сроки строительства дробильно-перезагрузочных пунктов вызывают необходимость их продолжительной (5—7 лет и более) эксплуатации на одном месте, что задерживает развитие горных работ в глубину; приводит к сокращению рабочей зоны и необходимости отработки группы

уступов, связанной с очередным действующим перегрузочным пунктом до предельного контура. Поэтому число одновременно обрабатываемых уступов ограничено, что вынуждает нерационально распределять вскрышу по годам эксплуатации.

При поточных схемах концентрация горных работ при ограниченном числе горизонтов еще выше, так как самоходно-дробильные агрегаты и громоздкие конвейерные линии для скальных пород экономичны лишь при большой мощности комплекса (20—30 млн т в год), которая должна быть получена в одном-двух забоях и, следовательно, при отработке одного или двух, но жестко взаимосвязанных уступов. Так как в комплексе с самоходно-дробильными агрегатами должны работать мощные экскаваторы (ЭКГ-20), то высота уступов должна быть 30—40 м и более.

Таким образом, развитие рабочей зоны при использовании мощных СДА и ЭКГ-20 будет осуществляться, как правило, в виде последовательной отработки слоев каждого из одного-двух уступов большой высоты до конечных контуров карьера.

15.7. Добычные работы при разработке сложноструктурных месторождений

От технологии добычных работ при разработке сложноструктурных многокомпонентных месторождений, особенно руд цветных и редких металлов, во многом зависит качество добытой руды на карьере и такие основные показатели рационального использования запасов, как потери и разубоживание полезного ископаемого.

Эксплуатационные потери образуются в основном при отбойке и выемке в зонах контактов между полезным ископаемым и пустой породой вследствие того, что некоторая часть полезного ископаемого оказывается примешанной к пустым породам и отгружается вместе с ними в породные отвалы. Кроме того, потери могут иметь место в почве и лежащем боку залежи, на контактах с пустыми породами, при сортировках, перевозках и перегрузках.

Разубоживанием называется снижение качества добываемых руд вследствие примешивания к ним в процессе добычи пустых пород или руд других сортов.

Допустимые размеры потерь и разубоживания определяются для каждого предприятия и устанавливаются в виде нормативов. Потери и разубоживание измеряются в процентах или долях единицы и находятся чаще в пределах от 3—6 % при селективной до 15—18 % при валовой выемке.

Показатели потерь и разубоживания взаимосвязаны. Чем меньше разубоживание, тем больше потери, и наоборот. Экономические последствия от изменения потерь и разубожива-

ния или, другими словами, «стоимость» одного процента потерь и разубоживания, как правило, неодинаковы и зависят от конкретных условий — ценности полезного ископаемого, геологического строения и технологии обогащения. Например, на одном из предприятий цветной металлургии цена одного процента потерь составляет 800 тыс. руб., а разубоживания 200 тыс. руб. На другом, наоборот, цена одного процента потерь составила 155 тыс., а разубоживания 700 тыс. руб.

Поэтому на каждом предприятии в зависимости от технологии добычных работ стремятся найти оптимальное соотношение между потерями и разубоживанием.

Объем полезного ископаемого $\Pi_{\text{н}}$, которое должно быть добыто из запасов z , определяется с учетом потерь и разубоживания по формуле

$$\Pi_{\text{н}} = z \frac{(1 - \eta)}{(1 - \rho)},$$

где η и ρ — показатели соответственно потерь и разубоживания, измеряемые в долях единицы.

Например, если потери составляют 10 %, а разубоживание 4 %, то из запасов $z = 1$ млн т будет добыто руды

$$\Pi_{\text{н}} = 10^6 \frac{(1 - 0,1)}{(1 - 0,04)} \text{ тыс. т.}$$

Для уменьшения потерь и разубоживания применяют селективную разработку, уменьшение высоты добычных уступов и рациональное развитие горных работ на вскрываемом горизонте.

Отработка залежей и особенно пластов со стороны лежачего бока обычно значительно сокращает потери и разубоживание, так как появляется возможность совместить контуры заходок и экскаваторных забоев с почвой и кровлей пласта, с контактами между полезным ископаемым и пустыми породами. При отработке со стороны висячего бока экскаваторная заходка пересекает эти контакты и поэтому значительно увеличивается перемешивание полезного ископаемого и пустых пород (рис. 15.8).

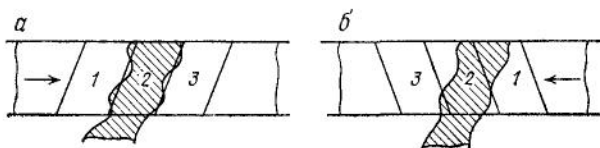


Рис. 15.8. Схемы отработки залежи со стороны лежачего (а) и висячего (б) бока:

1, 2, 3 — порядок выемки заходок

Селективная разработка полезных руд и пластов требует по сравнению с валовой дополнительных затрат на добычные работы, так как осуществляется оборудованием с меньшей производительностью, но в то же время позволяет снизить потери на 20—50 %, а разубоживание в ряде случаев — в 2—3 раза и более.

Технология селективной разработки включает две группы способов:

раздельного рыхления разнотипных видов горной массы с последующей раздельной отгрузкой каждого вида;

совместного рыхления с последующей селективной выемкой различных видов горной массы из общего развала.

Раздельное взрывание осуществляется в том случае, когда оказывается возможным выделить достаточные хотя бы для одной скважины рудные или породные блоки, когда возможна отбойка маломощных крутых пластов наклонными скважинами, а также при взрывании по контактам рудных тел с пустыми породами, при разделении уступа на рудные и породные подступы.

При раздельном взрывании обычно применяются скважины уменьшенного диаметра, уменьшенные заряды, а также заряды сложной конструкции, сокращенные расстояния между скважинами. При этом снижается производительность буровых станков и на 30—50 % повышается расход ВВ.

Совместное рыхление применяется в том случае, когда различные сорта руд в забое размещены без определенной последовательности в виде участков неправильной сложной формы и когда раздельное рыхление оказывается невозможным.

При совместном рыхлении стремятся произвести взрывание блоков с сохранением геологической структуры. Для того, чтобы не происходило большого смещения взорванной горной массы, перед откосом взрываемого уступа оставляют подпорную стенку. Коэффициент разрыхления скальных пород снижается при этом от 1,5 до 1,15.

Раздельная выемка из массива или развала в зависимости от сложности забоя может быть простой или сложной.

Сложная отличается от простой тем, что при ней приемы внутризабойной сортировки полезного ископаемого сочетаются с раздельной выемкой и попутной погрузкой требуемых сортов.

Простая раздельная выемка может осуществляться:

узкими заходками, когда забой делится по ширине на две-три обособленные заходки, которые отрабатываются последовательно;

выборочной погрузкой, когда по фронту взорванного блока экскаватор выбирает отдельно участки с требуемыми сортами руды и с породой;

ступенчатым забоем, когда взорванный блок обрабатывается двумя-тремя горизонтальными слоями;

подступами с раздельным рыхлением и выемкой горной массы каждого подступа.

Внутризабойная экскаваторная сортировка осуществляется благодаря использованию различных приемов выемки и погрузки разнородной горной массы; управляемого обрушения, раздельного черпания, послыйной сортировки с последующей отгрузкой слоя, сортировки по фракциям и др.

При применении метода управляемого обрушения в забое ковшем экскаватора в процессе выемки создаются лоткообразные выемки, в которых накапливаются обрушаемые породы или определенный сорт руды из верхних участков забоя. После отгрузки этих объемов производят выемку выступов между выемками.

Эффективность раздельной выемки существенно повышается благодаря применению гидравлических экскаваторов, бульдозеров, одноковшовых погрузчиков, драглайнов, маневренных буровых станков.

Контрольные вопросы

1. В чем состоят основные горнотехнические условия открытой разработки наклонных и крутых месторождений?

2. Дайте краткую характеристику основных систем открытой разработки наклонных и крутых месторождений.

3. Какими факторами определяются основные параметры системы разработки наклонных и крутых месторождений: высота уступа, ширина рабочей площадки, угол рабочего борта, число рабочих уступов и длина фронта работ?

4. Какие схемы выемочно-погрузочных работ применяются при продольных системах разработки с железнодорожным транспортом?

5. Какие требования предъявляются к рациональной схеме установки автосамосвала под погрузку при продольной системе разработки?

6. В каких условиях применяются и какие преимущества имеются у системы разработки с поперечным расположением фронта работ?

7. В чем состоят особенности технологических схем с циклично-поточной и поточной технологией?

8. Как определить величину запасов, необходимую для заданного объема добычи полезного ископаемого, в зависимости от величины потерь и разубоживания?

9. Какие способы производства горных работ в карьерах применяют для снижения потерь и разубоживания при разработке сложноструктурных залежей?

16. ВСКРЫТИЕ НАКЛОННЫХ И КРУТЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

16.1. Горно-строительные работы и развитие способов вскрытия

Объем горно-строительных работ, выполняемых от начала строительства карьера до момента сдачи его в эксплуатацию, включает проходку капитальных и разрезных траншей и выемку первоначальной вскрыши. Положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию должно быть таким, при котором создаются необходимой длины фронт работ и запасы полезного ископаемого в объеме, обеспечивающем заданную производственную мощность (порядка 40—50 % полной проектной).

При разработке наклонных и крутых месторождений для сдачи карьера в эксплуатацию необходимо, как правило, вскрыть 2—3 горизонта и создать на них рабочие площадки, а также пройти разрезную траншею по залежи или по контуру с ней (рис. 16.1).

На ряде месторождений, прикрытых мощной толщей рыхлых пород (до 100—160 м), горно-строительные работы представляют собой большой и сложный комплекс многолетних горных работ. Они включают строительство глубоких (до 100—150 м) траншей, а также выемку сотен миллионов кубических метров.

Работы по вскрытию при разработке наклонных и крутых месторождений, как правило, не заканчиваются со сдачей карьера в эксплуатацию, как это обычно имеет место при разработке горизонтальных месторождений, а продолжают в течение всего периода эксплуатации вплоть до отработки последнего нижнего горизонта. Они включают: 1) вскрытие и подготовку новых горизонтов по мере углубки карьера; 2) развитие сети съездов на вскрытых горизонтах, передвижку скользящих, погашение и строительство новых временных съездов по мере подвигания фронта работ, преобразование временных съездов в стационарные, удлинение берм, соединяющих капитальные

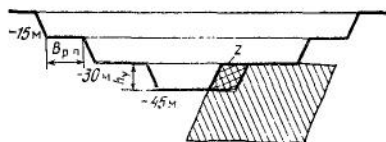


Рис. 16.1. Схема к определению объема горно-строительных работ при разработке наклонной залежи

съезды с рабочими площадками и др.; 3) реконструкцию комплекса вскрывающих выработок в связи с вводом нового вида транспорта или в связи с переходом на новые модели транспортного оборудования и др.

Для того, чтобы обеспечить необходимую для поддержания производственной мощности скорость понижения горных работ (в среднем 7—12 м/год при железнодорожном транспорте и 12—20 м/год при автотранспорте), требуется своевременная подготовка новых горизонтов. Работы по вскрытию нового горизонта не всегда ограничиваются только проходкой наклонной и разрезной траншей. В ряде случаев необходима проходка нескольких съездов и системы разрезных траншей, обеспечивающих доступ к различным участкам нового горизонта, различным геологическим блокам залежи для того, чтобы вести добычу различных сортов руд в соответствии с требованиями потребителя или режимом работы обогатительной фабрики.

Работы по подготовке нового горизонта обычно осложняются ограниченным пространством, на котором возможна организация проходки траншей. Поэтому планирование этих работ должно производиться с учетом всех конкретных условий и особенностей, а организация работ должна осуществляться на основе детальных календарных графиков. Для того, чтобы при текущем планировании выбрать оптимальный вариант, необходимо рассчитать и оценить ряд вариантов, что представляет собой весьма трудоемкую работу и может быть выполнено в доступные в производственных условиях сроки лишь посредством ЭВМ. Наглядная взаимосвязь во времени и в пространстве производства по подготовке нового горизонта при расчете времени на вскрытие нового горизонта представляется в форме графиков вида $L=f(T)$.

Развитие комплекса вскрывающих выработок и системы транспортных коммуникаций карьера во время его эксплуатации, необходимое для поддержания его производственной мощности, происходит вследствие понижения дна карьера и перемещения фронта горных работ, отработки и погашения уступов на верхних горизонтах и создания новых на нижних. Например, при вскрытии тупиковыми съездами наклонной залежи в системе транспортных коммуникаций (рис. 16.2), включающей в данный момент капитальные наклонные пути и тупики 1, расположенные на погашенном северном борту карьера, пути на бермах торцевых бортов 2, соединяющие съезды с передвижными путями 3 на рабочем борту, вследствие увеличения глубины карьера на два уступа с —45 до —60 м произошли следующие изменения в системе транспортных коммуникаций, показанные на рисунке штриховыми линиями. Созданы дополнительно два съезда на горизонте —60 и —75 м и тупик на горизонте —60 м. На западном торцевом борту построен соедини-

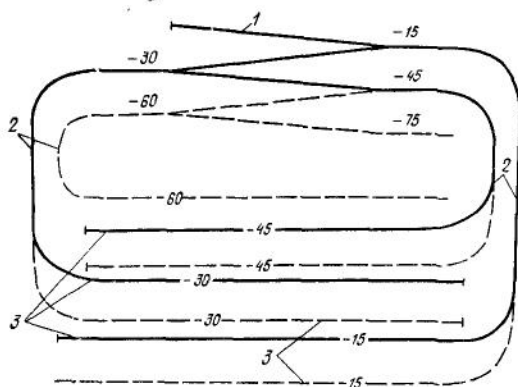


Рис. 16.2. Схема развития транспортных коммуникаций при вскрытии тупиковыми съездами

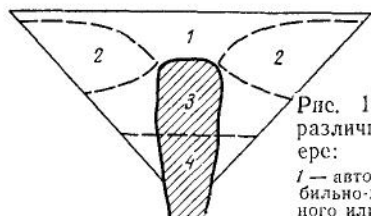


Рис. 16.3. Зоны рационального использования различных видов транспорта в глубоком карьере:

1 — автомобильного; 2 — железнодорожного; 3 — автомобильно-железнодорожного; 4 — автомобильно-конвейерного или скиповых подъемников

тельный путь на рабочую площадку горизонта —60 м. Вслед за перемещением фронта работ удлинены соединительные пути на рабочие площадки горизонтов —15, —30 и —45 м.

Реконструкция способа вскрытия и системы транспортных коммуникаций обычно производится через 10—15 лет в связи с достижением глубины карьера, при которой целесообразен переход на другой вид транспорта. В глубоких карьерах выделяют несколько зон рационального применения различных видов транспорта и способов вскрытия. Размеры этих зон зависят от конкретных горно-геологических условий и экономической конкурентоспособности видов транспорта. Так как последняя изменяется во времени в связи с неравномерностью технического прогресса, то это приводит к изменению границ эффективного применения видов транспорта. При строительстве карьеров, как правило, наиболее эффективен автомобильный транспорт, при отработке верхней части карьера до глубины 200—300 м — железнодорожный транспорт, ниже — комбинация внутрикарьерного автотранспорта с железнодорожным, конвейерными или скиповыми подъемниками. Верхние горизонты на глубину 60—100 м целесообразно вскрывать внешними глубокими траншеями, ниже рационально применение капитальных железнодорожных и автомобильных съездов, а в зоне нижних горизонтов — временных автосъездов (рис. 16.3).

16.2. Трасса капитальных траншей

Трассой траншеи называется ее продольная ось, направление и положение которой установлены в профиле и плане.

Профиль трассы — это проекция ее продольной оси на вертикальную плоскость. Основными параметрами профиля трассы траншеи являются величина руководящего подъема, длина отдельных элементов трассы и коэффициент развития трассы.

План трассы траншеи — это проекция ее продольной оси на горизонтальную плоскость. План трассы состоит из прямых и кривых участков.

По форме трассы в плане капитальные траншеи разделяются на простые и сложные.

Трасса капитальных траншей считается простой, если она имеет одно направление по всей длине, и сложной, если состоит из двух или нескольких участков разного направления. В последнем случае отдельные участки трассы соединены между собой петлями, кривыми или тупиками, соответственно с этим траншеи называют петлевыми, спиральными или тупиковыми.

Продольный профиль трассы состоит из горизонтальных и наклонных участков трассы на борту карьера и на площадках примыкания.

Прямой наклонный отрезок трассы между двумя уступами является наименьшим путевым участком. Положение его на борту карьера определяется углами трассы, которые в продольном профиле к горизонту и в плане к бровке уступа обычно не превышают 3—5°.

Теоретическая длина трассы, т. е. длина наклонного участка трассы между двумя уступами (рис. 16.4),

$$L_{\tau} = h/i_p,$$

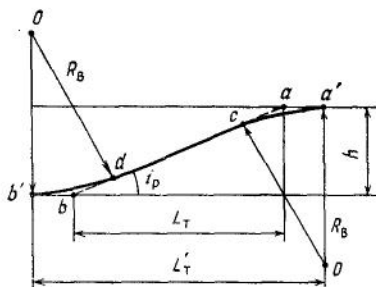
где h — высота уступа, м; i_p — руководящий уклон трассы, доли единицы.

Однако переход трассы с горизонтального участка на наклонный и наоборот должен происходить по условиям безопасности движения не под углом, а по плавным кривым $a'-c$ и $d-b'$. Поэтому теоретическая длина трассы при съезде с уступа на уступ должна быть измерена как отрезок между точками $a'-b'$. Она приближенно определяется по формуле

$$L'_{\tau} = \frac{h}{i_p} + i_p R_b,$$

где R_b — радиус вертикальной кривой (см. рис. 16.4), равный при железнодорожном транспорте 2000 м, при автомобильном — 40—100 м.

Рис. 16.4. Элементы съездов



Высота вертикальной кривой

$$h_K = l_K i_K;$$

высота наклонного участка трассы с руководящим уклоном i_P

$$h_{i_P} = h - l_K i_K,$$

где i_K — средний уклон трассы на кривой, равный $(0,3 \div 0,5) i_P$; l_K — длина кривой, равная приблизительно $i_P R_B$.

Действительная длина съезда больше теоретической за счет участков примыкания L_n , располагающихся, как правило, на горизонтальных площадках, а также за счет смягчения уклона на горизонтальных кривых, которые иногда могут иметь место в траншее:

$$L_d = -\frac{h}{i_P} + i_P R_B + L_n + L'_K.$$

Удлинение трассы вследствие уменьшения ее уклона на горизонтальной кривой

$$L'_K = L_K (1 - i_K / i_P),$$

где i_K — уклон по кривой.

Длина горизонтальной кривой определяется по формуле

$$L_K = \pi R \beta / 180,$$

где β — угол поворота кривой; R — радиус горизонтальной кривой.

Радиусы кривых карьерных железнодорожных путей при электровозной тяге 100—120 м минимальный и при 200—250 м оптимальный. Радиус кривых на автомобильных дорогах в зависимости от модели автосамосвала 12—20 м минимальный и 25—40 м оптимальный.

Отношение действительной длины трассы к теоретической представляет собой коэффициент развития трассы:

$$k_T = L_d / L_T = (L_T + L_n + L'_K) / L_T.$$

где L_d — действительная длина трассы.

Железнодорожный путь

	k_T
Внешний съезд	1,1—1,2
Внутренний съезд с примыканием на смягченном уклоне	1,2—1,3
Внутренний съезд с примыканием на площадках	1,4—1,6

Автодорога

Простой съезд	1,1—1,2
Петлевой съезд	1,5—1,8

Общая длина трассы капитальных траншей измеряется на плане трассы или ориентировочно рассчитывается по формуле

$$L_{тр} = \frac{H_0 - H_x}{i_p} k_T,$$

где $H_0 - H_x$ — разность отметок, через которые проходят начало и конец трассы, м; k_T — коэффициент развития трассы, который учитывает приращение длины трассы из-за смягчения уклона на кривых и за счет участков примыкания.

16.3. Конструкция съездов и площадок примыкания

Конструкции и размеры железнодорожного съезда, а также площадок примыкания и отдельных пунктов железнодорожных путей зависят в основном от уклона трассы на наклонном участке съезда и схемы разминовок на площадках.

Ширина съезда и транспортной бермы зависит от количества путей и различна для рыхлых и скальных пород.

При электровозном транспорте берма B_T включает (рис. 16.5) резервную берму безопасности B , земляное полотно $П$, кювет, обрез и полосу для установки опор контактной сети. Ширина резервной бермы безопасности B принимается в зависимости от вида транспорта, крепости пород и высоты уступа, равной 0,5—1,5 м в скальных и 1—2 м в рыхлых породах. Ширина кювета k поверху равна 1 и 1,65 м соответственно в скальных и рыхлых породах. Контактные опоры занимают полосу O шириной 0,4 м. Расстояние от контактной опоры до бермы безопасности равно 1 м, а расстояние Γ от оси пути до контактной опоры 3,1 м. На однопутных бермах расстояние от оси пути до бермы безопасности равно 2,75 и 2,5 м соответственно в рыхлых и скальных породах.

Расстояние между осями стационарных путей в зависимости от грузоподъемности думпкаров принимается от 4,1 до 5,3 м. Ширина обреза A составляет 0,4—1 м. Ширина железнодорож-

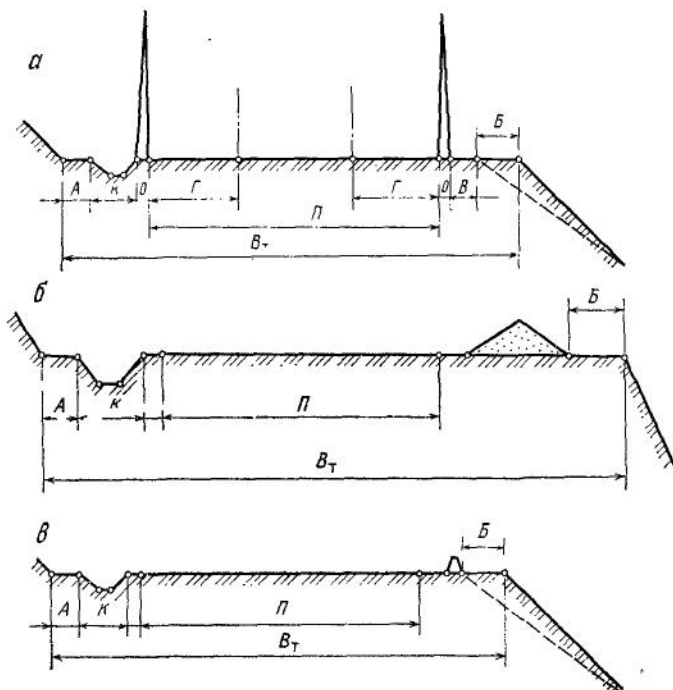


Рис. 16.5. Конструкция съезда:

а — железнодорожного; *б, в* — автомобильного с ограждением в виде вала и железобетонной стенки

ных транспортных берм B_t при электровозной тяге составляет в рыхлых породах при однопутном пути 9—10 м, двухпутном — 16—17 м. Ширина площадок, на которых устроены разъезды при том же количестве путей, на 1—2 м больше. В скальных породах ширина съездов и площадок на 1—2 м меньше, чем в рыхлых породах.

Длина площадки примыкания зависит от конструкции раздельного пункта железнодорожных путей, которая определяется расчетной длиной поезда, а также схемой движения и маневров поездов.

На рис. 16.6 приведена конструкция раздельного пункта, предназначенного для обмена поездов при двустороннем примыкании, встречном движении и однопутных путях на съездах. Длина площадки L_p определяется длиной поезда l_p с учетом 15-метрового резерва, длиной стрелочных переводов l_c (40—80 м), расстоянием смещения между стрелками d , которое при встречной укладке составляет 6,5 м (см. рис. 16.6), а при попутной укладке 45—62 м.

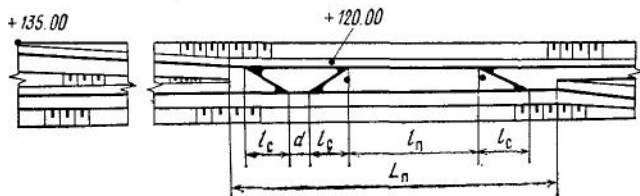


Рис. 16.6. Конструкция раздельного пункта при двухстороннем примыкании железнодорожных путей на горизонтальной площадке

Так как поезд обычно состоит из локомотива длиной 17—22 м и 6—10 вагонов длиной по 12—18 м, то длина площадок примыкания составляет при раздельных пунктах простой конструкции 400—500 м, а при тупиковых площадках сложной конструкции 600—800 м. Ширина автомобильного съезда включает аналогичные элементы *А*, *К*, *Б*, обочину *О*, ширина которой 1—2 м и в основном зависит от ширины проезжей части *П* и полосы, занимаемой защитным породным валом или предохранительной стенкой (см. рис. 16.5). Ширина проезжей части автодороги при двухполосном движении составляет для 40—75-тонных автосамосвалов 12—16 м, для 100—160-тонных автосамосвалов 17—20 м.

В соответствии с правилами безопасности карьерные автодороги со стороны откоса должны ограждаться породным валом. Однако его высота, обеспечивающая удержание автосамосвала в случае аварии, даже для 27-тонных машин превышает 1,5—2 м и, следовательно, для его устройства требуется полоса шириной 3—4 м. Поэтому при движении автосамосвалов грузоподъемностью 40 т и более необходимо создавать железобетонное защитное ограждение, размещение которого возможно на полосе шириной менее 1—1,5 м. При такой конструкции ширина автомобильных съездов составляет 20—30 м.

В некоторых случаях ширину автосъездов увеличивают за счет создания резервной полосы для обеспечения непрерывности движения автосамосвалов при ремонте дорог и очистке их от снега.

Длина площадки примыкания при автомобильном транспорте зависит от формы примыкания, ширины автодороги и радиусов вертикальной кривой трассы в месте ее перелома, а также принятых радиусов поворотов автосамосвалов на площадке.

При пересечении автосъездом горизонтальной бермы безопасности без примыкания на горизонте (рис. 16.7, а) удлинение трассы составляет 12—15 м. При одностороннем примыкании трассы (рис. 16.7, б) наименьшая длина площадки примыкания приближенно равна 20—25 м. На ряде карьеров при экс-

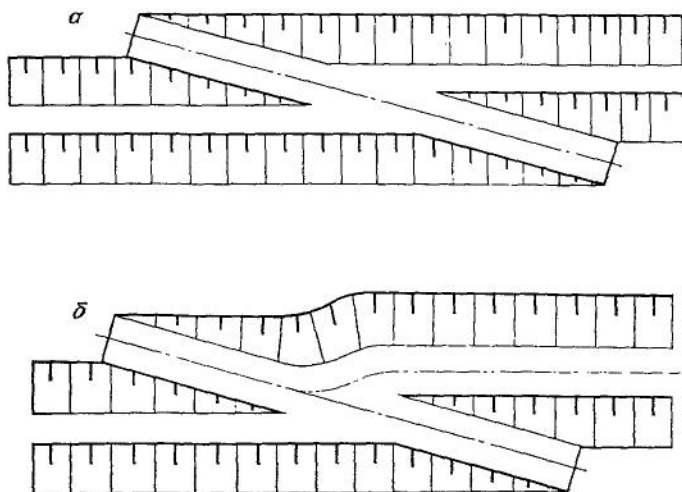


Рис. 16.7. Конструкции автомобильных съездов

платации автосамосвалов грузоподъемностью 75—110 т она больше и составляет 30—50 м.

16.4. Вскрытие туиковыми съездами

Способ вскрытия туиковыми внутренними траншеями является наиболее распространенным при разработке наклонных и крутых месторождений с большой глубиной залегания.

При этом способе наклонные съезды, вскрывающие отдельные горизонты, располагаются на одном из бортов карьера во взаимно обратных направлениях (рис. 16.8). Съезды оканчиваются горизонтальными туиковыми площадками, которые служат для перемены направления движения поездов и примыкания путей рабочих горизонтов. Чаще всего туиковые съезды располагают со стороны лежачего бока месторождения, так как это позволяет быстрее начать добычу полезного ископаемого на вскрываемом горизонте, поскольку расстояние от предельного положения борта до лежачего бока меньше, чем до висячего.

Туиковые съезды могут быть стационарными и скользящими.

Подготовка нового горизонта состоит в проведении наклонной и разрезной траншей (рис. 16.9). Проведение наклонной траншеи начинается с горизонтальной площадки верхнего горизонта и заканчивается на нижнем горизонте. Раз-

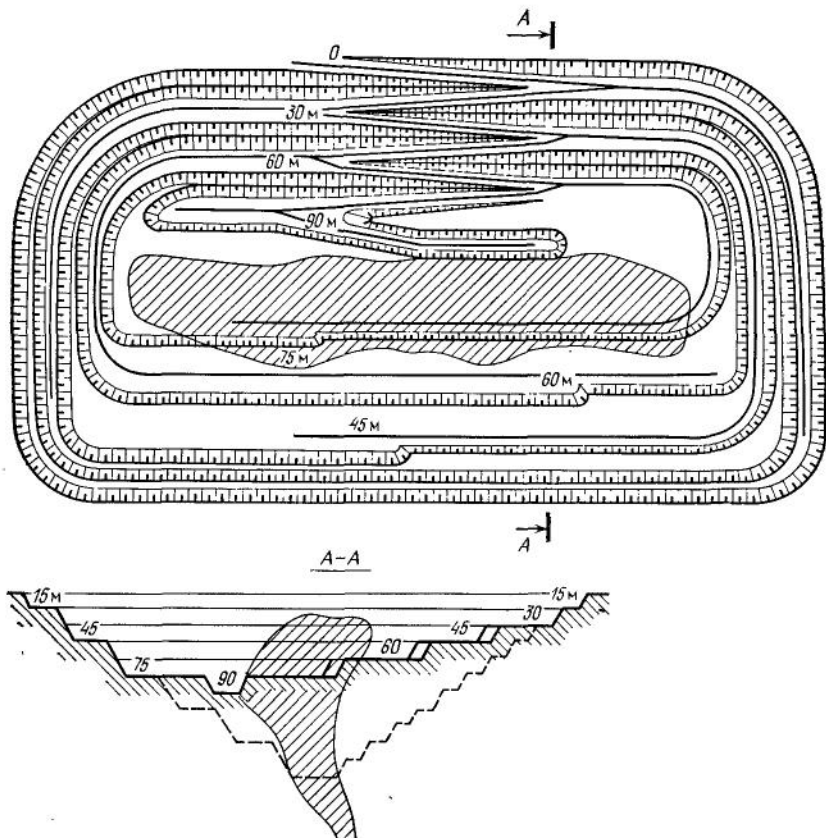


Рис. 16.8. Схема вскрытия карьера тупиковыми съездами

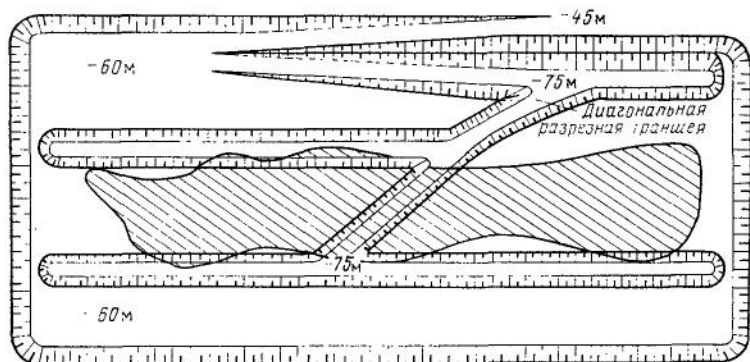


Рис. 16.9. Схема развития траншей для подготовки нового горизонта при вскрытии тупиковыми съездами

резная траншея чаще проводится в лежащем боку пласта. Иногда, чтобы быстрее подойти к полезному ископаемому и начать работу на новом горизонте, проводят соединительную диагональную траншею от лежачего бока залежи к висячему (см. рис. 16.9). Кроме диагональной проводят разрезные траншеи по породам висячего и лежачего боков, которые позволяют вести параллельно работы по добыче и вскрыше как в висячем, так и в лежащем боку карьера.

Чтобы избежать разубоживания полезного ископаемого пустыми породами, выемку полезного ископаемого иногда ведут от висячего к лежащему боку залежи.

При вскрытии тупиковыми съездами в зависимости от условий залегания месторождения и необходимой пропускной способности траншей применяют различные схемы путевого развития.

Простые тупиковые съезды и съезды с разминочными тупиками имеют небольшую пропускную способность и поэтому применяются на карьерах небольшой производственной мощности.

При вскрытии тупиковыми съездами глубоких карьеров со значительными объемами перевозок применяются схемы путевого развития с телескопическим развитием путей или с двумя съездами на борту карьера.

Тупиковые съезды с телескопическим развитием путей требуют оставления больших горизонтальных площадок, но обеспечивают высокую пропускную способность.

Минимальная длина карьерного поля, при которой возможно применение простых тупиковых съездов, составляет 700—800 м, а при сложных схемах путевого развития — 1500—1900 м.

Достоинствами способа вскрытия тупиковыми съездами являются: возможность их применения при разработке месторождений с различными условиями залегания; простота подготовки и ввода в эксплуатацию новых рабочих горизонтов; при достаточной ширине карьерного поля возможность одновременной отработки большого числа рабочих горизонтов; большая пропускная способность, особенно при телескопической схеме развития путей.

Если простые тупиковые съезды обеспечивают объем перевозок до 16—20 млн т в год, то двухпутные съезды с телескопическим развитием путей, с двумя съездами на борту карьера или со ступенчатыми съездами могут обеспечить перевозку до 35—70 млн т в год.

К недостаткам способа вскрытия тупиковыми съездами относятся: необходимость перемены направления движения поездов на площадках, что вызывает потери времени на маневры поездов, увеличивает продолжительность их рейса; значитель-

ная длина (от 200 до 600—800 м) горизонтальных площадок в пунктах примыкания рабочих горизонтов, что увеличивает дальность транспортирования и общую длину путей. Для обеспечения большой провозной способности капитальных траншей требуется сложное развитие путей.

Вскрытие тупиковыми съездами наиболее широко распространено на рудных и нерудных карьерах (Баженовские асбестовые и др.).

16.5. Вскрытие скользящими съездами

При вскрытии скользящими съездами (рис. 16.10) отработываемый уступ рассекается наклонным диагональным съездом на две части и разрабатывается уступами 1—2 и 3—4 переменной высоты.

Уклон скользящего съезда должен рассчитываться по условию трогания состава с места; обычно он на 30 % меньше определенного по условию равномерного движения.

Минимальная длина наклонной части съезда при высоте уступа 10 м составляет 660 м, а с учетом тупиков, стрелочных переводов и криволинейной части — около 1000 м. Следовательно, скользящие съезды могут применяться практически лишь при длине фронта работ более 800—1000 м.

Ширина наклонной части съезда определяется как минимальная ширина рабочей площадки, исходя из размещения экскаватора, развала породы после взрыва и железнодорожного пути. При одновременной обработке более одного горизонта число путей на скользящем съезде обычно принимается не менее двух.

Достоинства скользящих съездов: возможность развития работ в карьере от центра к флангам, что обеспечивает меньший срок строительства карьера, быстрый ввод в эксплуатацию отдельных горизонтов, относительно равномерное распределение объемов вскрышных работ по годам эксплуатации; воз-

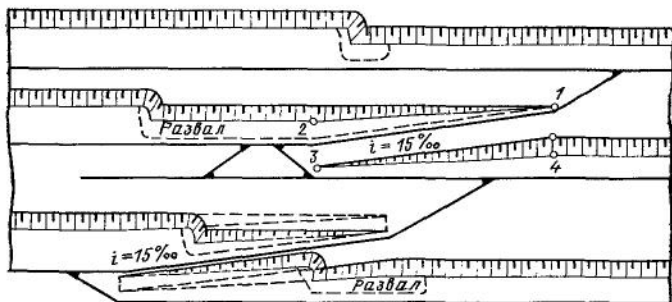


Рис. 16.10. Схема скользящего съезда

возможность применения при любых условиях залегания месторождений.

Наиболее характерно применение скользящих съездов в следующих случаях:

при разработке крутых месторождений, когда оба борта карьера являются рабочими. Стационарное заложение трассы траншей и развитие работ от конечного контура карьера при разработке таких месторождений потребовало бы большого объема горно-капитальных работ, длительного срока строительства и вызвало бы значительное увеличение коэффициента вскрыши в первые годы эксплуатации;

при разработке пологих месторождений большой мощности, когда породы нижнего вскрышного уступа переваливаются в выработанное пространство. В этом случае трассу траншей, вскрывающих породные уступы, нельзя сделать стационарной, расположив ее на лежащем боку месторождения, так как это будет препятствовать внутреннему отвалообразованию. Поэтому верхние вскрышные уступы вскрывают стационарными внешними траншеями, а нижние, за исключением последнего, разрабатываемого по бестранспортной схеме, вскрывают скользящими съездами;

при разработке крутых и наклонных сближенных пластов. При вскрытии таких пластов стационарными внутренними траншеями их следовало бы заложить по предельному контуру карьера в пунктах 1 и 2, указанных на рис. 16.11, а. Располагать траншею на висячем боку (пункт 1) нецелесообразно, так как при этом срок строительства карьера будет длительным и объемы вскрышных работ будут нерационально распределены по годам эксплуатации.

Разработка месторождения со стороны лежащего бока позволяет произвести вскрытие стационарными внутренними траншеями, обеспечивает небольшой срок строительства и наилучшее распределение объемов вскрышных работ по годам, но не позволяет производить раздельную выемку полезного ископаемого и пустых пород, так как при подвигании фронта работ от лежащего бока к висячему неизбежно будет происходить разубоживание полезного ископаемого.

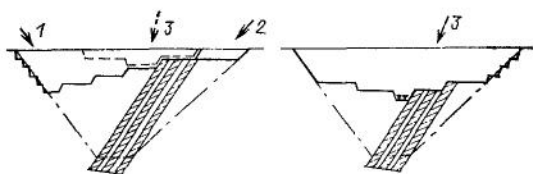


Рис. 16.11. Варианты развития горных работ в карьере при вскрытии стационарными и скользящими съездами

Поэтому крутые и наклонные пласты сложного строения целесообразно вскрывать скользящими съездами и начинать работы в пункте 3, т. е. со стороны висячего бока залежи, что благоприятствует раздельной выемке полезного ископаемого и пустых пород, требует небольшого объема горно-капитальных работ, обеспечивает быстрый ввод карьера в эксплуатацию и лучший, чем в первом варианте, график горных работ. В этом случае по мере углубления горных работ скользящие съезды при достижении ими предельного контура карьера будут принимать стационарное положение (рис. 16.11, б).

При дальнейшем углублении карьера число горизонтов со стационарными съездами будет увеличиваться. Таким образом, в данном случае трассу внутренних траншей можно рассматривать как стационарную, конечный отрезок которой является скользящим.

Основными недостатками скользящих съездов являются: периодическое перемещение путей на съездах, что затрудняет нормальную производственную деятельность карьера; удорожание затрат на выемку горной массы в той части уступа, которая пересекается наклонным съездом.

Недостатки скользящих съездов в большей степени проявляются при железнодорожном транспорте. При автомобильном транспорте эти съезды не вызывают больших затруднений в работе и поэтому широко применяются.

При железнодорожном транспорте скользящие съезды целесообразно применять лишь при прямой или тупиковой трассе, так как перенос петель и кривых рельсовых путей требует трудоемких и сложных работ.

При автомобильном транспорте применение петлевой и спиральной скользящей трассы является обычным явлением. Переустройство трассы в этом случае не требует остановки эксплуатационных работ, как это имеет место при железнодорожном транспорте.

16.6. Вскрытие спиральными съездами

Трасса внутренних капитальных траншей располагается на бортах карьера в виде пространственной спирали, огибающей контур залежи (рис. 16.12). Спиральная трасса примыкает к рабочим горизонтам обычно на горизонтальных площадках, от которых на каждом горизонте начинаются подготовительные, добычные и вскрышные работы.

При железнодорожном транспорте наклонную часть спиральной трассы траншеи надлежит укладывать сразу в стационарное положение, ввиду сложности переноски пути.

Подготовка и вскрытие горизонтов производится следующим образом.

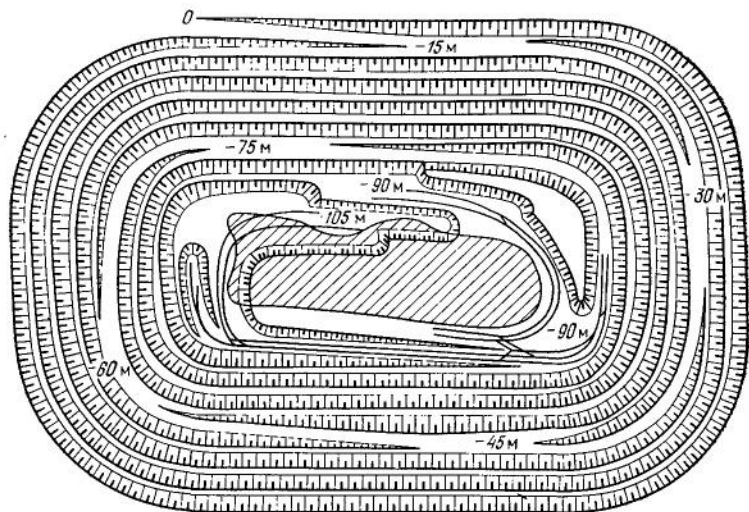


Рис. 16.12. Схема вскрытия спиральным железнодорожным съездом

Наклонную часть траншеи проводят обычно по предельному контуру карьера до отметки рабочего горизонта. Затем трасса траншеи переходит в горизонтальную часть в виде разрезной траншеи. После проведения разрезной траншеи начинают выемочные работы. При этом их направление и объем зависят от размеров месторождения, конфигурации залежи и производственной мощности карьера. Перемещение фронта работ обычно веерное, поворотным пунктом веера является место соединения горизонтальных забойных путей с наклонными путями капитальной траншеи. Когда в результате ведения горных работ на вскрытом горизонте освободится площадь, достаточная для размещения новой траншеи, начинают вскрывать последующий горизонт. Для этого на вскрытом горизонте оставляют горизонтальную площадку длиной 200—250 м и начинают проводить следующую наклонную траншею, которая тоже располагается по предельному контуру карьера (на данном горизонте). Таким образом, подготовительные работы на каждом горизонте состоят в проведении наклонного съезда и горизонтальной разрезной траншеи, которая берет начало с горизонтальной площадки. По мере углубления горных работ трасса траншеи приобретает форму спирали, по которой возможно организовать непрерывное движение поездов без маневров и остановок.

Благодаря этому при спиральных съездах могут быть достигнуты высокая производительность транспорта и большая пропускная способность траншей.

Поскольку спиральные съезды надлежит укладывать по стационарной трассе, для вскрытия нижних горизонтов необходимо верхние горизонты отрабатывать до предельного контура. Поэтому при вскрытии спиральными съездами горные работы ведут одновременно не более чем на двух-трех горизонтах, причем на одном горизонте заканчиваются работы, на втором нормально развиваются, а третий горизонт подготавливается.

Ограниченное число рабочих уступов и необходимость выемки основного объема вскрыши в первый период работы карьера являются значительным недостатком спиральных съездов с железнодорожным транспортом.

Неравномерное распределение объемов вскрышных работ требует большого числа оборудования и рабочей силы во время строительства карьера и в первые годы его эксплуатации. В связи с этим срок строительства карьера и затраты на его строительство получаются чрезмерно большими. Влияние этого недостатка может быть несколько уменьшено, если верхние горизонты будут вскрыты внешней траншеей.

Спиральные съезды при железнодорожном транспорте применяют для вскрытия обширных месторождений, когда спиральная трасса может быть вписана в контур карьера.

При автомобильном транспорте вскрытие спиральными съездами весьма распространено, так как они могут, имея большие уклоны и меньшие радиусы кривых, вписываться в карьеры меньших размеров в плане. Кроме того, они могут быть скользящими или временными.

Применять спиральные съезды можно лишь при устойчивых бортах карьера. Если на одном из его бортов встречаются неустойчивые породы, то в случае их сдвижения (оползни, обвалы) могут быть нарушены постоянные пути на съездах и будет остановлена работа всего карьера.

Одним из условий применения способа вскрытия месторождений спиральными съездами является достаточная разведанность месторождения. Без этого нельзя с необходимой точностью установить предельный контур карьера, по которому должны закладываться траншеи со спиральной трассой.

Спиральными съездами обычно вскрывают месторождения при значительной глубине залегания полезного ископаемого и с большими промышленными запасами, например штокообразные и весьма мощные пластовые залежи.

16.7. Вскрытие петлевыми съездами

При этом способе вскрытия трасса капитальных траншей располагается обычно на лежащем боку карьера и состоит из отрезков, расположенных во взаимнообратных направлениях и соединенных между собой петлями (рис. 16.13). Петли укладываются на площадках, ширина которых должна быть не менее

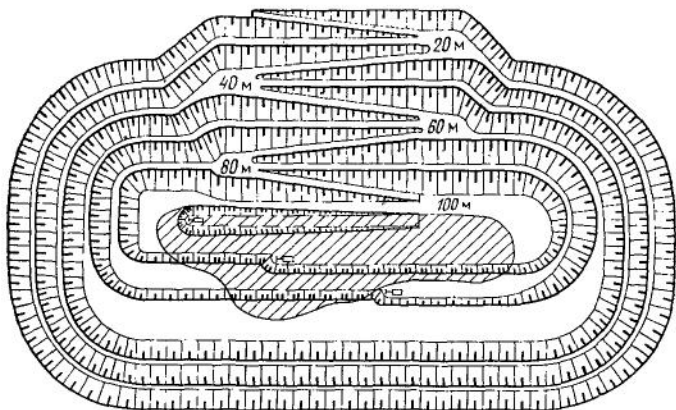


Рис. 16.13. Схема вскрытия петлевыми автомобильными съездами

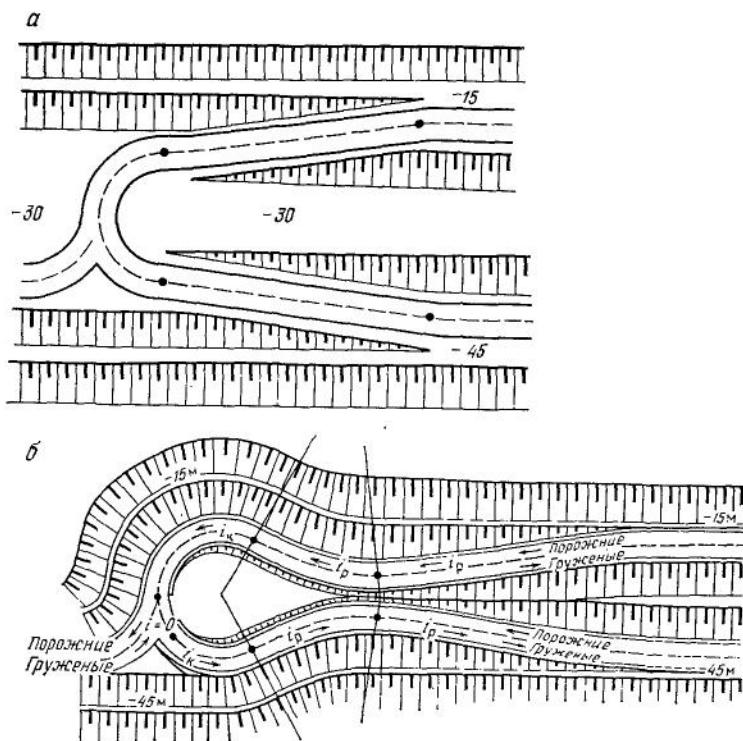


Рис. 16.14. Схемы петлевого соединения съездов посредством круговой кривой (а) и серпантин (б):

i_p — руководящий уклон; i_k — средний уклон трассы на кривой

двух радиусов кривых, т. е. 300—500 м при железнодорожном транспорте и 40—50 м при автомобильном.

Петли, соединяющие прямые отрезки трассы, могут иметь форму круговой кривой или серпантина с внешней кривой (рис. 16.14). На карьерах обычно используются круговые кривые, имеющие меньшую длину (50—90 м), тогда как длина серпантина составляет 120—150 м.

При железнодорожном транспорте применение петлевой трассы целесообразно лишь на пологих устойчивых бортах в глубоких карьерах, например на Коркинском угольном, иначе размещение широких площадок вызовет чрезмерный дополнительный объем вскрыши.

При автомобильном транспорте петлевые съезды широко распространены, они заменяют соответствующие им при железнодорожном транспорте тупиковые съезды.

Основным достоинством петлевой трассы является ее хорошая приспособляемость для вписывания в сложный рельефе местности и на бортах сложной формы.

Основной недостаток — необходимость выемки дополнительного объема вскрыши для устройства площадок под петли.

16.8. Вскрытие на косогоре

Карьеры, обрабатывающие месторождения, расположенные на склоне гор, обычно делятся на две зоны: верхнюю — нагорную и нижнюю — глубинную. Вскрытие нагорной части производят внешними полутраншеями обычно петлевой формы при автотранспорте (рис. 16.15) или тупиковой формы — при железнодорожном транспорте.

Разработку начинают с верхних горизонтов, поэтому все вскрываемые выработки и транспортные коммуникации, необходимые для нагорной части, должны быть построены к началу эксплуатации.

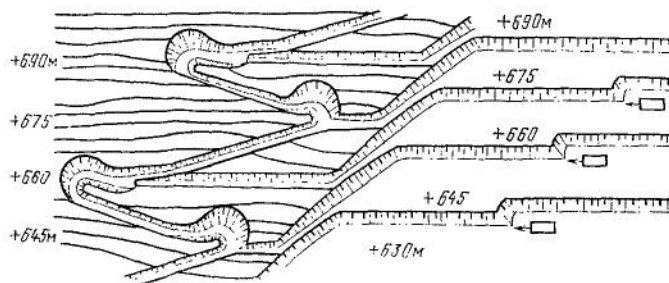


Рис. 16.15. Схема вскрытия месторождения на косогоре

Горные работы на каждом горизонте в контуре карьера начинаются с проходки разрезной полутраншеи. Затем разносится ее борт и таким образом создается рабочая площадка, горная масса с которой по соединительной дороге вывозится к капитальной внешней траншее.

Для складирования вскрышных пород стремятся устраивать внешние отвалы на склоне горы вблизи контура карьера. Отвалы делают независимыми для каждого уступа или групповые с таким расчетом, чтобы обеспечить наименьшее расстояние транспортирования и перемещение груза под уклон.

Форма трассы системы полутраншей зависит от рельефа местности, наклона косягора и размера свободного пространства, необходимого для расположения траншей.

Площадки петлевого съезда могут устраиваться на насыпях или в выемке. В зависимости от наклона косягора, ширины площадки и устойчивости пород принимают такой вариант трассы, при котором дополнительный объем вскрышных работ и сроки строительства траншей минимальны.

Трассирование и строительство капитальных траншей на склонах гор часто осложняется необходимостью учета камнепадов, снежных лавин, грязевых селей, сейсмических и климатических явлений (ветер, гололед, туманы и др.), которые затрудняют работу транспорта.

16.9. Вскрытие крутыми траншеями

Крутые траншеи оборудуют конвейерными или скиповыми подъемниками, углы наклона трассы которых соответственно 18 и 37—45°.

Скиповые подъемники современной конструкции являются высокопроизводительным эффективным видом карьерного транспорта. Их целесообразно применять при разработке наклонных и крутых залежей для подъема горной массы с глубиной более 100 м.

Основные элементы скипового подъемника: рельсошпальная путевая решетка, скипы, подъемная машина, тяговые канаты, перегрузочные устройства в карьере и на поверхности (рис. 16.16).

Скиповые пути располагают в крутой траншее с прямолинейным или ломаным продольным профилем (угол наклона 20—45°) на борту карьера.

Деревянные и железобетонные шпалы укладывают на слой балласта или на железобетонный фундамент. Ширина рельсовой колеи составляет 3—5 м, масса 1 м рельсов 38—75 кг.

Скип грузоподъемностью 40—120 т состоит из кузова, рамы, колесных пар с механизмом подрессоривания и подвесного устройства для тягового каната.

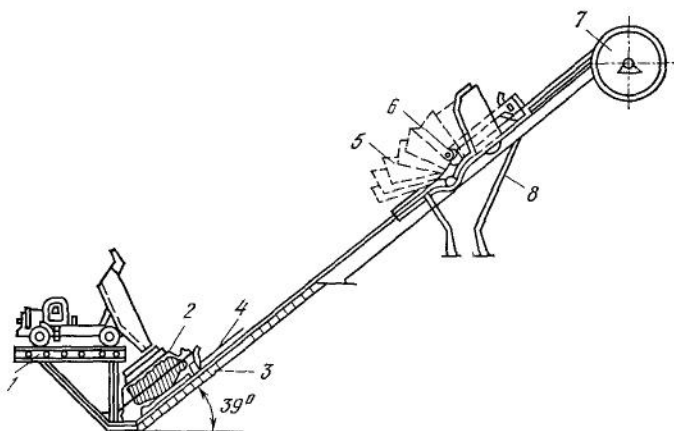


Рис. 16.16. Основные элементы скипового подъемника:

1 — перегрузочный пункт; 2 — скип; 3 — рельсовый путь; 4 — канат; 5 — положение скипа при разгрузке; 6 — задняя уравновешивающая ось; 7 — головной шкив; 8 — разгрузочный бункер

Разгружаются скипы опрокидыванием кузова вперед или назад. Поворот кузова производится при движении скипа в направляющих кривых или с помощью гидроопрокидывателя.

Подъемные установки скипов могут быть: двухскиповыми одноканатными с двухбарабанными подъемными машинами для скипов грузоподъемностью до 45 т, двухскиповыми многоканатными для скипов грузоподъемностью 65—90 т, односкиповыми с противовесом или с ленточным тяговым органом для скипов грузоподъемностью 120—200 т.

Рациональными моделями подъемников являются: для мелких карьеров — скиповые грузоподъемностью 27—40 т со скоростью подъема 8—10 м/с и производительностью 1,5—2,6 тыс. т/ч, для средних карьеров — грузоподъемностью 40—75 т со скоростью подъема 6—9 м/с и производительностью от 2 до 3 тыс. т/ч, для крупных карьеров — установки грузоподъемностью 120—200 т со скоростью подъема 4—6 м/с и производительностью 4—6 тыс. т/ч (20—30 млн т в год).

У существующих скиповых установок высота подъема составляет 60—240 м, скорость подъема 57—70 м/с, грузоподъемность скипа 20—40 т, производительность 650—2000 т/ч. С увеличением высоты скипового подъема производительность его постепенно снижается.

Основные достоинства скиповых подъемников: большой угол подъема и кратчайшее расстояние перемещения, минимум капитальных работ по сооружению траншей, подъем крупнозернованных пород без предварительного дробления, возможность

полной автоматизации, малая энергоемкость, надежность работы в любых климатических условиях, возможность раздельного подъема вскрышных пород и различных типов и сортов полезного ископаемого.

Недостатки: большие затраты металла на строительство подъемника, ограниченная производительность установки (7—15 млн т), большая потребность в металлических канатах и необходимость в высококвалифицированном обслуживающем персонале.

Первый в СССР скиповый подъемник грузоподъемностью 40 т построен на Сибайском карьере для подъема горной массы с глубины от 180 до 430 м.

Конвейерные подъемники поднимают (под углом 16—18°) только дробленый материал, поэтому перед загрузкой ленточных конвейеров крупнокусковые скальные породы и руды необходимо дробить. Дробильная установка монтируется на рабочем или на концентрационных горизонтах.

Достоинства конвейерных подъемников: высокая производительность (до 20—30 млн. т/год) одной установки, низкие трудоемкость и затраты на подъем; возможность полной автоматизации подъема; надежность в эксплуатации; обеспечение ритмичной работы дробленых устройств и обогатительных фабрик.

Недостатки: необходимость предварительного дробления полускальных и скальных руд и пород в карьере; сложность подготовки новых горизонтов и перемещения на новые горизонты дробильно-грохотильных устройств; высокие капитальные затраты на оборудование конвейерного подъемника.

Крутые траншеи проводят с поверхности до первого перегрузочного устройства на глубине 100—150 м, а затем удлиняют их по мере понижения работ с шагом 45—60 м.

Приемно-погрузочные площадки скиповых и конвейерных подъемников устраивают на концентрационных горизонтах, объединяющих группы до четырех-пяти уступов. В пределах одной группы уступов горную массу перемещают с рабочих горизонтов на концентрационный с помощью автосамосвалов, доставляющих ее к погрузочному устройству подъемника.

Группирование уступов позволяет рассредоточивать в карьере грузопотоки на отдельные ветви меньших размеров, каждая из которых направляется к отдельному наклонному подъемнику.

Крутые траншеи следует располагать на нерабочем борту или в торцах карьера с таким расчетом, чтобы:

траншеи были стационарными, по меньшей мере в течение 10—12 лет расстояние транспортирования горной массы с помощью дорогостоящего внутрикарьерного транспорта было наименьшим;

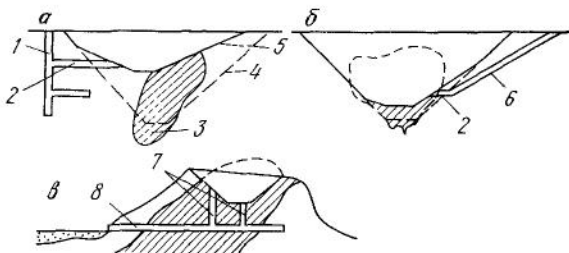


Рис. 16.17. Схемы вскрытия карьерного поля подземными горными выработками:

a — вертикальным стволом; *б* — наклонным стволом; *в* — рудоспусками; 1 — вертикальный ствол; 2 — квершлаг; 3 — залежь; 4 — конечный контур карьера; 5 — рабочий контур карьера; 6 — наклонный ствол; 7 — рудоспуски; 8 — штольня

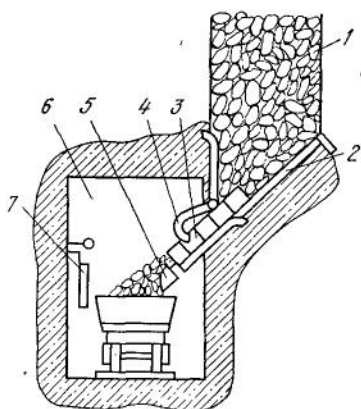


Рис. 16.18. Схема нижней части рудоспуска:

1 — ствол; 2 — днище ствола; 3 — выпускное отверстие; 4 — пальцевый затвор; 5 — лоток-заслонка; 6 — погрузочная камера; 7 — отбойный щит

число пересечений крутой траншеи с железнодорожными путями или автодорогами, расположенными на бортах карьера, было минимальным;

подъемники не мешали производству горных, особенно взрывных работ и не требовали оставления больших по размерам охранных целиков.

16.10. Вскрытие подземными выработками

При вскрытии подземными выработками транспортная связь рабочих горизонтов карьера с поверхностью осуществляется при помощи штолен, тоннелей, стволов шахт или рудоспусков (рис. 16.17). Этот способ вскрытия применяют в тех случаях, когда проведение подземных выработок экономичнее, чем проведение капитальных траншей.

Тоннель может быть применен для вскрытия глубоких горизонтов месторождения во избежание проведения капитальных траншей в неустойчивых породах верхних горизонтов. Вскрытие вертикальными и наклонными стволами применяют при разработке глубоких месторождений, когда целесообразно транспортировать горную массу из карьера ленточными кон-

вейерами или скиповыми подъемниками. Если проведение крутых траншей по каким-либо причинам вызывает значительные трудности, то подъемники устанавливают в стволах.

Такая схема позволяет избежать пересечения конвейеров с железнодорожными путями и создать транспортный выход, не зависящий от устойчивости борта карьера.

Рудоспуски применяют для перепуска руды с рабочих горизонтов нагорного карьера на горизонт откаточной штольни при углах наклона рудоспуска $55-90^\circ$ и вертикальном расстоянии перепуска до 600 м. Рудоспуски обычно имеют круглую, редко прямоугольную форму сечения диаметром до 6 м, а иногда и более. Производительность рудоспусков достигает 3000 т/ч и более, срок существования — около 15 лет. Их обычно применяют на карьерах с годовой производственной мощностью более 5 млн т руды. Известны карьеры, годовая производственная мощность которых при наличии рудоспусков превышает 30 млн. т.

В СССР рудоспуски нашли широкое применение особенно на карьерах Заполярья.

Рудоспуск состоит из устья, ствола, аккумулирующей части (бункера) и люкового устройства. Перекрытие выпускных отверстий и регулирование потока материала осуществляются при помощи затворов (рис. 16.18).

Для наблюдения за движением руды или ликвидации рудных пробок параллельно рудоспуску проводят контрольные восстающие, которые через 10—12 м соединяют с рудоспуском смотровыми ходками. Рудоспуски бывают вертикальные и наклонные. По отношению к контурам карьерного поля рудоспуски могут быть внутренними и внешними.

16.11. Комбинированные способы вскрытия

Комбинированное вскрытие представляет собой сочетание двух или нескольких способов вскрытия, рассмотренных выше. Применение комбинированных способов позволяет в наибольшей мере учесть конкретные условия залегания и размеры месторождения.

Варианты комбинированного вскрытия месторождений весьма разнообразны. Наиболее распространенными из них являются: вскрытие верхних горизонтов, имеющих наибольший объем пустых пород; внешними траншеями, а нижних горизонтов — спиральными, петлевыми или тупиковыми съездами; вскрытие верхних горизонтов траншеей со спиральной трассой, а нижних горизонтов — тупиковыми съездами; бестраншейное вскрытие породных и траншейное вскрытие добычных уступов; вскрытие породных уступов траншеями, а уступов полезного ископаемого — подземными выработками и др.

Контрольные вопросы

1. Какие виды работ по вскрытию крутых и наклонных месторождений выполняются в период строительства карьера, а также при эксплуатации карьера по мере понижения горных работ?
2. Как определить параметры основных элементов трассы железнодорожных и автомобильных дорог?
3. Нарисуйте поперечные сечения конструкций съездов и площадок примыкания и покажите значения размеров составляющих элементов.
4. Нарисуйте схемы вскрытия туликовыми стационарными объездами. Дайте характеристику их недостатков, достоинств и условий применения.
5. В чем отличительные особенности скользящих туликовых объездов? В каких условиях рационально их применение?
6. Как развивается трасса и осуществляется подготовка новых горизонтов при вскрытии спиральными съездами?
7. Какова форма и размеры площадок для поворота трассы при петлевых съездах?
8. Как размещаются трассы съездов при вскрытии на косогоре?
9. Сравните преимущества, недостатки и условия применения скиповых и конвейерных подъемников при вскрытии глубоких карьеров.
10. Какие подземные выработки и в виде каких грузотранспортных схем используются для вскрытия карьеров?

17. ОСНОВНЫЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЕКТИРОВАНИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

17.1. Организация проектирования горных предприятий

Проект является официальным документом, составленным в соответствии с утвержденными нормами и правилами. В нем приводится экономическое обоснование целесообразности решения какой-либо технической задачи (например, строительства или реконструкции карьера), устанавливаются наилучшие пути решения данной задачи и подсчитываются потребные затраты и ожидаемый экономический эффект.

Проект карьера является многоцелевым и предназначен для использования:

министерством и другими директивными и планирующими ведомствами для обоснования решения о строительстве или реконструкции карьера;

стройбанком, строительными и другими организациями, а также дирекцией строящегося карьера для выполнения операций по финансированию строительства или реконструкции карьера;

дирекцией строящегося предприятия для организации строительства, в том числе при приемке завершенных работ от строительных организаций;

дирекцией действующего предприятия для организации и финансирования работ при эксплуатации карьера.

Проект горного предприятия включает геологическую, горную (технологическую), горно-механическую, энергетическую, транспортную, экономическую, сметную и другие части.

Геологическая часть представляет собой основной исходный материал для решения главных принципиальных задач проекта. В геологической части даются характеристика и параметры месторождения, включая форму и размеры рудных тел, технологические сорта руд, физико-технические свойства пород, запасы полезного ископаемого и т. д.

Горная (технологическая) часть содержит:

определение границ карьера, обоснование перспективных и промежуточных контуров на крупных месторождениях, раскройку карьерных полей, выделение этапов разработки;

подсчеты запасов полезного ископаемого и объемов вскрыши в контурах карьера, залежах, подсчетных геологических блоках, эксплуатационных участках;

основные положения по организации работ, включая общую схему комплексной механизации, типы и модели бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и отвального оборудования;

обоснование проектной мощности карьера, годовых объемов вскрыши, срока службы карьера, продолжительности периода освоения проектной мощности, начала разработки второго этапа;

буровзрывные работы, в том числе расчет параметров буровзрывных работ, расхода ВВ и СВ, числа буровых станков и другого оборудования;

экскаваторные (выемочно-погрузочные) работы, в том числе обоснование моделей добычных и вскрышных экскаваторов, расчет их производительности и числа, расчет параметров экскаваторных забоев.

В горной части рассматриваются также вопросы дренажа вод, хранения и доставки ВВ, вентиляции, борьбы с оползнями, лавинами, промсанитарии, рекультивации отвалов и др.

Таким образом, в горной части проекта решаются основные задачи по обоснованию параметров карьера, развитию его мощности и динамики горных работ, определяющие в основном масштаб предприятия и технологию горных работ, размеры капитальных вложений и эксплуатационных затрат и, в конечном счете, технико-экономические результаты проекта.

Итоговыми результатами горной части проекта являются чертежи (элементы системы разработки, планы горных работ, поперечные сечения по карьере и др.) и пояснительная записка, включающая обоснование и содержание решений по основным задачам и таблицы подсчета запасов и объемов работ по годам и горизонтам, расход материалов и энергии, потребность в оборудовании, трудозатраты, различные технико-экономические показатели.

Завершенный проект горного предприятия представляется в нескольких комплектах в виде чертежей, пояснительных записок к ним, смет, паспорта проекта и различных приложений, включающих документы, в которых зафиксированы исходные положения, задание на проектирование, акт выбора площадки, справка об утверждении запасов, акты согласования и постановления об утверждении проекта и т. п. В завершенном проекте пояснительная записка включает 300—800 машинописных страниц и примерно 60 листов графического материала.

Проектирование горных предприятий осуществляется проектными институтами, каждый из которых, как правило, обслуживает группу карьеров в отрасли (например, Гипроруда, Сибгипрошахт, Казгипроцветмет и др.).

В проектных институтах имеются специализированные отделы: горный или отдел открытых работ, генплана и транспорта, сметный и др. Эти отделы решают соответствующие задачи проекта, а в целом за проект, за качество и сроки его выполнения отвечает главный инженер проекта, который назначается по каждому проектируемому объекту. Главный инженер проекта получает задание на проектирование, выдает задание отделам и другим организациям и принимает от них выполненные работы, обеспечивает комплексную увязку отдельных частей проекта, принимает окончательные решения по основным принципиальным вопросам проекта, рассматривает и согласовывает проект при его утверждении, сдает заказчику, а также осуществляет авторский надзор за строительством.

Проектирование промышленных предприятий в СССР, решение основных вопросов проекта, а также оформление проектов и смет, порядок, согласование и утверждение регламентируются инструкциями, нормами и правилами, прежде всего «Инструкцией по разработке проектов и смет для промышленного строительства» Государственного комитета Совета Министров СССР по делам строительства.

Работа над проектом начинается с получения задания на проектирование, которое выдается заказчиком в лице директора строящегося или реконструируемого предприятия или другого лица, уполномоченного министерством или ведомством.

Задание на проектирование должно содержать основные исходные данные и установленные технико-экономические показатели.

К заданию прилагается геологический отчет по результатам разведки месторождения, протокол утверждения запасов Государственной комиссией по запасам (ГКЗ), а также материалы изучения качественной характеристики полезного ископаемого.

Проектирование ведется обычно в две стадии: первая — составление технического проекта, вторая — рабочие чертежи.

Для несложных объектов проектирование может осуществляться в одну стадию в виде технико-экономического проекта.

Для определения сметной стоимости строительства составляется сводная смета.

В некоторых случаях до начала выполнения технического проекта составляют технико-экономическое обоснование (ТЭО), в котором намечаются решения основных задач проекта, указываются основные варианты, приближенно дается их экономическая оценка, делается заключение об экономической целесообразности проектирования.

В стадии изготовления рабочих чертежей детализируют и корректируют проектные решения по отдельным объектам и сооружениям. Рабочие чертежи по горной части включают планы горных работ по горизонтали и по этапам с разбивкой объемов работ по годам и способам их выполнения, детальные планы и профили траншей, съездов и т. д.

Продолжительность проектирования крупного карьера при традиционных ручных методах решения задач и изготовления чертежей составляет несколько лет. Применение систем автоматизированного проектирования (САПР) в их развитом виде позволяет намного сократить сроки проектирования и повысить качество проектов, т. е. достоверность и оптимальность проектных решений.

Затраты на проектирование определяются в размере 3—5 % стоимости строительства и для крупных горных предприятий составляют сотни тысяч и даже миллионы рублей.

Технический проект должен быть согласован с заказчиком и организацией, которая будет строить объект, и должен быть подвергнут экспертизе, а затем утверждению в министерстве или Совете Министров СССР.

17.2. Методы решения задач при проектировании карьеров

Горные предприятия как объекты проектирования в большинстве случаев относятся к высшей категории сложности, так как они в отличие от многих других промышленных объектов и сооружений, например, металлургических, машиностроительных, химических заводов и т. п., являются не только техническими, а прежде всего природно-технологическими комплексами. Параметры и показатели экономической эффективности горных предприятий зависят (при данном уровне техники и технологии) в значительной степени от природных факторов, строения и размеров месторождений, рельефа местности и гидрогеологических условий, а также от допустимого воздействия на окружающую среду.

В отличие от ряда других природно-технологических комплексов, таких, например, как гидроэлектростанции и транспорт-

ные коммуникации, горные предприятия (особенно карьеры) являются в высокой степени динамическими объектами, развивающимися в течение нескольких десятилетий во времени и в пространстве. Строительство большинства карьеров как технических сооружений завершается лишь к концу разработки запасов полезных ископаемых, включенных в их границы, а в течение всего срока эксплуатации — от начала строительства до погашения горных работ — находятся в непрерывном развитии (ежегодно увеличиваются глубина и объем карьеров, длина транспортных коммуникаций, перемещаются в пространстве рабочие места и изменяются горнотехнические условия).

Оптимизация проектов горных предприятий осложняется также большой разнородностью определяющих факторов: природных (недра, земля, воздух, вода, растительность), технических, экономических и социальных, вероятностным характером воздействия, высокой степенью неопределенности и малой изученностью ряда факторов к началу проектирования.

Проектирование карьеров — это творческий процесс, состоящий в основном из решения различных технических, экономических и технико-экономических задач.

Наиболее сложными являются технико-экономические задачи. Отличительная их особенность — множественность возможных решений, все из которых отвечают техническим или технологическим требованиям заданных условий, но различаются по экономическим результатам. В связи с этим возникает необходимость подвергнуть экономической оценке варианты и принять такое решение, которое является наилучшим — оптимальным для данных условий.

К числу важнейших технико-экономических задач, часто решаемых в практике исследования, проектирования и планирования открытых горных работ, можно отнести определение границ карьера, его производственной мощности, технико-экономическое сравнение способов валовой и раздельной разработки сложных руд, выбор способа вскрытия, порядка и интенсивности отработки залежей, обоснование рационального режима горных работ и календарного графика вскрышных работ, выбор рационального вида карьерного транспорта, способа отвалообразования и т. п. Задачи эти решаются различными методами технико-экономического анализа.

Технико-экономический анализ — это совокупность методов количественной и качественной оценки факторов и параметров, определяющих результат решения задачи. Количественная оценка позволяет измерять и, следовательно, сопоставлять факторы и параметры посредством технических и экономических показателей, таких, как затраты или прибыли, себестоимость продукции, производительность труда, расход энергии, металла, взрывчатых веществ и т. п.

Количественная оценка наиболее точна и объективна, так как может быть осуществлена совокупным однозначным измерителем, выраженным в виде числа.

Однако при решении многих задач открытой разработки бывает трудно, а иногда практически невозможно дать количественную оценку всем основным факторам из-за многообразия и сложности взаимосвязей между основными геологическими, техническими и экономическими факторами. Для учета этих зависимостей в некоторых случаях возникает необходимость, помимо количественной, использовать также качественную оценку, т. е. учитывать форму и степень влияния тех или иных факторов путем логических суждений.

К числу факторов, оцениваемых качественно, относятся, например, безопасность работ, требование наименьших потерь, требования санитарных норм, противопожарных норм и др. Тот или иной вариант сравниваемых схем разработки может оказаться, например, наилучшим по технико-экономическим показателям, но должен быть отвергнут, если условия безопасности работ или охраны окружающей среды при нем хуже, чем при других вариантах.

Таким образом, для правильного решения задачи необходимо учитывать в совокупности количественные и качественные зависимости, опираясь при этом на передовой опыт и новейшие достижения науки и техники.

Основными методами технико-экономического анализа, используемыми при решении задач открытой разработки, являются: метод вариантов, аналитический метод, графический и их комбинация, а также методы математического моделирования и вычислительного эксперимента посредством ЭВМ.

Наиболее распространен в практике проектирования горных предприятий метод вариантов. Сущность его заключается в том, что из числа технически возможных и экономически наиболее вероятных вариантов решения задачи принимают тот, технико-экономические показатели которого, полученные в результате расчета, оказываются наилучшими.

Несмотря на простоту метода, при его применении необходимо соблюдать следующие правила:

1. Выбор вариантов для экономического сравнения должен обосновываться на тщательном анализе условий задачи, т. е. на изучении технической стороны задачи с тем, чтобы для детального расчета и экономического сравнения были приняты действительно технически возможные варианты.

2. Для детального расчета должно приниматься минимальное, но достаточное число вариантов. Это требование обусловлено тем, что чем больше вариантов, тем выше точность, но вместе с тем и больше трудоемкость решения задачи.

3. Исходные данные и прежде всего соответствие их условиям задачи должны быть подвергнуты тщательному анализу. Исходные данные, особенно экономические показатели, цены, нормативы расхода материалов и т. п., должны быть достоверными и сопоставимы во всех сравниваемых вариантах.

4. Особое внимание должно быть обращено на выбор экономического критерия, от которого зависит правильность и трудоемкость решения задачи.

5. При расчетах затрат и доходов должны учитываться лишь существенные расходы и поступления.

6. Оценка и сопоставление вариантов должны производиться по абсолютной величине показателя, принятого в качестве экономического критерия, и по его относительной величине — в процентах по отношению к меньшему показателю.

В практике проектирования принято считать варианты равноценными, если разница в расходах составляет не более 10 %. В этом случае предпочтение отдается тому из них, который более удобен в организационном отношении или технически более надежен.

Аналитический метод заключается в том, что путем технико-экономического анализа задача решается в общем виде, т. е. создается расчетная формула, а в конкретных условиях искомое неизвестное находится подстановкой в формулу исходных числовых значений. Обычно в горном деле под аналитическим методом понимают нахождение оптимальных значений искомой величины путем использования математического анализа, а именно метода «максимума — минимума».

К основным достоинствам аналитического метода можно отнести малую трудоемкость и быстроту решения задачи при наличии формулы, а также наглядное математическое выражение основных зависимостей, позволяющих установить степень влияния того или иного фактора.

Основными недостатками метода являются однозначность решения, затрудняющая качественную оценку результатов и сравнение с другими возможными вариантами, сравнительно невысокая точность, приближенность решения, являющаяся следствием упрощения сложных горно-геологических и технико-экономических условий.

В практике проектирования и исследования аналитический метод обычно применяют для анализа взаимосвязей и оценки различных факторов в какой-либо технико-экономической задаче и для получения приближенных решений, которые затем с меньшими затратами времени уточняют другими методами, например, методом вариантов.

Графическим называется метод получения численных решений различных задач путем графических построений. В качестве простейшего примера может быть приведена известная за-

дача нахождения равнодействующей (ее величины и направления) двух сил по правилу параллелограмма.

Основное достоинство этого метода заключается в простоте и наглядности решения. Его успешно применяют для получения первых приближений, уточняемых затем другими, обычно применяемыми совместно с ним методами.

При проектировании карьеров графический метод используется для определения параметров схем разработки, прежде всего бестранспортных, для определения площадей и объемов полезного ископаемого и вскрыши, скорости подготовки новых горизонтов, конечной глубины карьера и для решения других задач.

Методы математического моделирования и вычислительных экспериментов начали широко развиваться и применяться в связи с внедрением в практику проектирования ЭВМ и систем автоматизированного проектирования.

Современные ЭВМ, предназначенные для быстрой оперативной обработки больших массивов информации, позволяют на основе математических моделей, имитирующих с достаточной степенью адекватности месторождения полезных ископаемых, горные выработки и технологические процессы, проводить различные вычислительные эксперименты. Это особенно целесообразно в горном производстве, когда проведение физических или экономических экспериментов практически невозможно. Например, нельзя построить на одной и той же залежи несколько карьеров различных вариантов, но можно эти варианты карьера представить в виде математических моделей, а затем, подвергнув их технико-экономической оценке и сравнению, выбрать для детальной проектной проработки наилучший.

При математическом моделировании используются различные методы математического программирования (динамического, линейного и т. д.), геостатистики и геоинформатики, автоматизированные банки данных.

Геоинформатика в горном производстве, являющаяся теоретической базой автоматизированных систем проектирования и планирования горных разработок, представляет собой новый, быстро развивающийся раздел горной науки.

При геоинформационном методе месторождение, рельеф местности, горные разработки, транспортные коммуникации характеризуются массивом точек, каждая из которых имеет координаты в трехмерном пространстве данного объекта и может иметь признаки качества, вектор перемещения, показатель скорости перемещения и координаты времени. В иерархии элементов информации точка является наименьшим структурным элементом и поэтому ее информационные данные позволяют описывать форму, свойства и динамику всех более крупных тел и, следовательно, сложноструктурных элементов. Этот инфор-

мационный массив формируется в виде автоматизированного банка данных и используется в системах автоматизированного проектирования и планирования как база исходных данных для решения различных задач проектирования: определения границ карьеров, подсчета запасов полезного ископаемого, проектирования вскрытия и т. д.

17.3. Методы экономической оценки технических решений

Открытая разработка связана с большими затратами средств как на строительство карьера, так и на приобретение и эксплуатацию мощного и дорогостоящего оборудования. Капитальные затраты на строительство мощного горно-обогатительного комбината составляют десятки и сотни миллионов рублей, а ежегодные эксплуатационные расходы на крупном карьере часто достигают 30—100 млн руб. в год. В этих условиях применение оптимальных вариантов даст большой экономический эффект. Например, оптимальные варианты направления развития горных работ и параметров карьера отличаются по экономической эффективности от среднего уровня на 20—40 % и более и позволяют за 10—20-летний период достигнуть экономии 10—30 млн руб.

Технико-экономические задачи открытой разработки подразделяются на статические и динамические.

К статическим относятся задачи, в которых варианты различаются только по первоначальным капитальным K и годовым эксплуатационным затратам $\mathcal{E}$, но имеют одинаковый полезный эффект, одинаковый и сравнительно короткий срок оценки, т. е. сопоставимы по объему и качеству продукции и срокам оценки.

В практике проектирования и планирования горных работ к этой группе обычно относятся сравнение и оценки горного оборудования (буровых станков, экскаваторов и др.), обоснование способов отвалообразования, проходки траншей и др.

В динамических задачах варианты различаются не только величиной затрат, но и временем их выполнения, а также величиной прибыли и временем ее получения. Динамические задачи характеризуются неравномерностью годовых объемов работ и затрат, изменением качества и ценности добываемого полезного ископаемого в течение оцениваемого периода, значительной разновременностью затрат на добычные и вскрышные работы вследствие опережения вскрышными работами добычных.

Основные положения технико-экономической оценки вариантов и выбора оптимальных технических решений регламентируются официальными методиками определения экономической эффективности новой техники и капитальных вложений.

В статических задачах из сравниваемых вариантов лучшим является тот, в котором меньше годовые приведенные затраты Z_r , определяемые по формулам:

$$Z_r = Z_i + E_n k_i;$$

$$Z_r = Z_i T_n + k_i,$$

где k_i , Z_i — капитальные и годовые эксплуатационные затраты в i -м варианте; E_n , T_n — коэффициент эффективности и нормативный срок окупаемости (6—10 лет) капитальных вложений.

Вариант с большими капитальными затратами, но с меньшей себестоимостью и, следовательно, с меньшими годовыми эксплуатационными затратами является выходным, если срок окупаемости дополнительных капитальных затрат $T_{ок}$ не больше нормативного.

$$T_{ок} = \Delta k / \Delta Z \leq T_n,$$

где Δk — дополнительные капитальные затраты в оцениваемом варианте, руб.; ΔZ — годовая экономия эксплуатационных затрат в этом же варианте, руб.; T_n — расчетный срок окупаемости дополнительных капитальных затрат.

В динамических задачах оптимальным является тот вариант, при котором сумма расчетной дисконтированной прибыли за оцениваемый период больше.

Сумма прибыли определяется как разность между суммой ценности полезного ископаемого и суммарными капитальными и эксплуатационными затратами.

Для расчета суммарной прибыли вначале определяются ежегодные размеры затрат и прибылей по каждому варианту за весь оцениваемый период. Затем они пересчитываются в виде дисконтированных величин, т. е. приведенных к одному для всех сравниваемых вариантов моменту оценки и лишь после этого могут сопоставляться. Ежегодные затраты и прибыли по отношению к моменту приведения рассматриваются как прошлые — до момента приведения или будущие — после момента приведения.

Приведенные затраты или прибыль любого прошлого года по отношению к моменту оценки определяются по формуле

$$Z_{п\ t} = Z_t (1 + E_{ин})^{t_0},$$

где Z_t — действительные затраты, произведенные t лет назад; $1 + E_{ин}$ — коэффициент дисконтирования; t_0 — период, отделяющий время вложения затрат от момента их оценки, годы ($t_0 = t_n - t$); t_n — момент оценки, т. е. год, к которому приводятся затраты; t — год, в котором произведены затраты.

Будущие затраты и прибыль определяются по формуле

$$З_{\sigma t} = З_t / (1 \div E_{ин})^{t_0},$$

где $З_t$ — затраты, которые будут произведены через t_0 лет по отношению к моменту оценки; $t_0 = t - t_n$.

Приводя затраты и доходы к одному моменту оценки, тем самым учитывают количественно фактор времени.

17.4. Контуры и углы откосов бортов карьеров

Разработка месторождений полезных ископаемых может осуществляться или открытым способом, или подземным способом, или комбинированным. Решаются задачи выбора способа разработки или определения границы между открытыми и подземными работами. При решении обеих задач необходимо установить контуры карьеров на плане и геологических профилях.

Различают конечные, перспективные и промежуточные контуры карьера (рис. 17.1).

Конечными называют контуры, по которым согласно проекту должны быть погашены открытые горные работы.

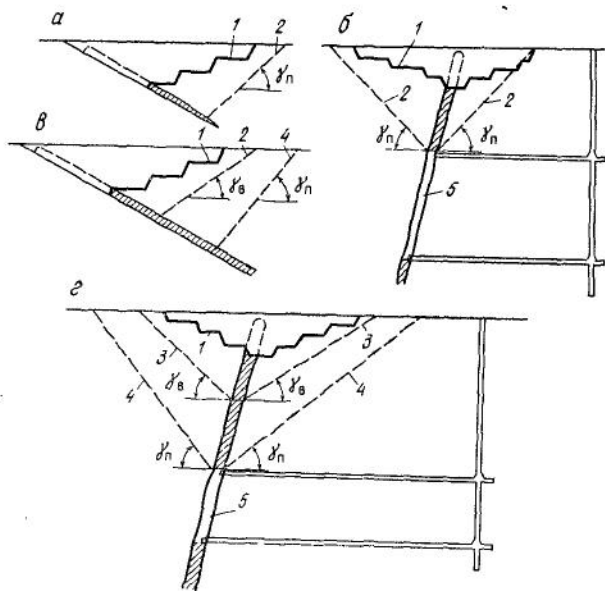


Рис. 17.1. Контур карьера на месторождениях с небольшими (а, б) и значительными (в, г) запасами:

1 — рабочий борт; 2 — конечный контур; 3 — промежуточный контур; 4 — перспективный контур; 5 — подземная выработка; γ_n — угол погашения; γ_b — угол временного борта

Перспективными являются контуры, до которых согласно проекту предполагается, но не обязательно, развитие открытых работ. Перспективные контуры карьера определяются приближенно и в процессе разработки корректируются.

Промежуточными являются контуры, которые согласно проекту должны быть достигнуты к определенному моменту разработки, обычно к периоду реконструкции карьера.

Конечные контуры могут быть, как правило, определены достоверно лишь для относительно небольших и хорошо разведанных месторождений или в проекте реконструкции — для последнего этапа разработки крупного месторождения, а также для месторождений, срок разработки которых не превышает 10—15 лет. Для глубоких месторождений, детально разведанных лишь в верхней части, определяют не конечные, а перспективные и промежуточные контуры, которые по мере разработки уточняют.

Определение контуров карьера имеет важное значение при открытой разработке, так как от них зависит объем промышленных запасов полезного ископаемого и объем вскрышных пород в карьере, его производственная мощность и срок существования. Контуры карьера влияют на выбор способа вскрытия и места заложения траншей, на расположение поверхностных сооружений, транспортных коммуникаций на поверхности и на многие другие решения. Соответственно контурам устанавливают технические границы карьера.

Углы откоса нерабочих бортов карьера должны обеспечивать устойчивость бортов и уступов и допускать размещение на них необходимых площадок (рабочих, транспортных и др.).

Занижение угла откоса борта на 2—3° на момент погашения карьера приводит к значительному увеличению объема вскрышных работ (на 10—30 %). При завышенном же значении этого угла по сравнению с устойчивым не обеспечивается безопасность работ, так как возникают оползни и обрушения пород.

Задача проектировщика заключается в том, чтобы принять максимальный, но обеспечивающий долговременную устойчивость угол откоса борта.

При проектировании углы устойчивого откоса бортов карьера в большинстве случаев принимаются на основе расчетов и опыта поддержания бортов в аналогичных условиях. При реконструкции карьеров они принимаются более точными на основе исследований и опыта работы данного карьера в первый период эксплуатации.

Для различных видов породы углы откоса нерабочих бортов карьера находятся в пределах: 35—50° для скальных, 25—35° для нескальных пород в обычных условиях и 18—25° для песчано-глинистых, трудно осушаемых пород.

Угол откоса, обеспечивающий размещение площадок (конструктивный), определяется обычно путем графического построения поперечного сечения борта. Величина этого угла зависит от ширины и числа площадок, оставляемых на борту, высоты уступов, а также от значений устойчивых углов откосов уступов, которые могут быть различными на разных горизонтах.

Ширина и число площадок на борту карьера определяются в зависимости от вида транспорта и способа вскрытия.

Согласно единым правилам безопасности открытых горных работ при погашении уступов должны оставляться предохранительные бермы шириной не менее одной трети расстояния по вертикали между смежными уступами. Бермы должны оставляться не более чем через каждые три уступа. Во всех случаях ширина бермы должна быть такой, чтобы обеспечивалась ее механизированная очистка.

Предохранительные бермы должны иметь уклон в сторону борта карьера и регулярно очищаться.

Угол откоса борта, обеспечивающий размещение транспортных площадок в скальных породах, может быть меньше значения устойчивого угла. В связи с этим не требуется дополнительный разнос борта.

17.5. Коэффициенты вскрыши

Коэффициент вскрыши — это отношение объема или массы вскрышных пород к объему или массе добываемого полезного ископаемого. Другими словами, коэффициент вскрыши показывает, какое количество пустых пород необходимо вынуть и переместить в отвалы для того, чтобы добыть единицу массы или объема полезного ископаемого.

В угольной промышленности под коэффициентом вскрыши понимают число кубометров породы, перемещаемое при добыче 1 т угля, и измеряют его в $\text{м}^3/\text{т}$. Этой размерностью пользуются также в некоторых других отраслях промышленности, но на меднорудных карьерах часто применяют объемный коэффициент вскрыши, представляющий собой отношение объема пустых пород к объему полезного ископаемого и измеряемый в $\text{м}^3/\text{м}^3$. На железорудных карьерах и карьерах строительных материалов используют коэффициент вскрыши, определяемый как отношение массы пустых пород к массе полезного ископаемого ($\text{т}/\text{т}$).

Объемный коэффициент вскрыши используют при проектировании карьеров и в расчетах конечной глубины карьера по аналитическим формулам и графическому методу.

В практике эксплуатации и проектирования наиболее широко применяют средний, словесой, контурный и текущий промышленные коэффициенты вскрыши.

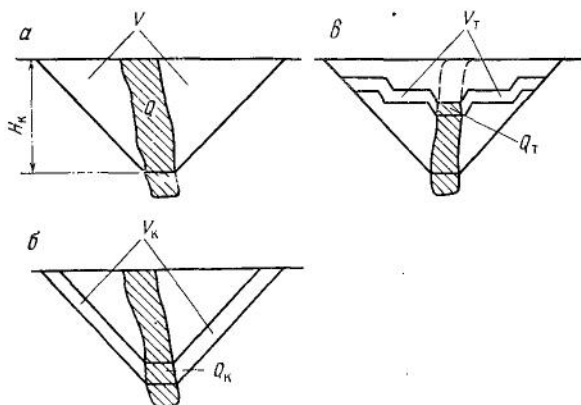


Рис. 17.2. Схемы к определению коэффициентов вскрыши

Средний коэффициент вскрыши показывает отношение всего объема вскрыши V (м^3) к запасам полезного ископаемого Q (м^3) в контурах карьера при данной глубине разработки H_k (рис. 17.2, а):

$$k_{\text{ср}} = V/Q.$$

Контурный коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрыши V_k , вынимаемого за счет расширения контуров карьера, к извлекаемым при этом запасам полезного ископаемого Q (рис. 17.2, б):

$$k_k = V_k/Q.$$

Текущий коэффициент вскрыши — это отношение объемов пустых пород V_T , вынутых за определенный период времени, к фактической добыче ископаемого Q_T за тот же период (рис. 17.2, в):

$$k_T = V_T/Q_T.$$

Рассмотренные коэффициенты являются геометрическими показателями, так как устанавливаются измерением количества вскрышных пород и полезного ископаемого.

Плановый и граничный коэффициенты вскрыши являются экономическими показателями.

По плановому коэффициенту вскрыши устанавливают размер погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации. Плановый коэффициент вскрыши обычно равен или близок среднему промышленному коэффициенту вскрыши.

По граничному коэффициенту вскрыши оценивают сравнительную экономическую эффективность открытой разработки и

приближенно находят конечные и перспективные контуры карьера, в том числе конечную глубину карьера.

Затраты на открытую разработку для добычи полезного ископаемого объемом Q можно выразить суммой

$$Z_o = Z_d + Z_v \text{ или } Z_o = C_d Q + C_v v,$$

где Z_d , Z_v — затраты соответственно на собственно добычу полезного ископаемого объемом Q и на необходимую при этом выемку вскрыши v ; C_d , C_v — себестоимость соответственно собственно добычи единицы полезного ископаемого и выемки единицы пустых пород.

Если эту сумму поделить на Q , получим полную себестоимость полезного ископаемого при открытом способе разработки:

$$C_o = C_d + C_v \frac{v}{Q}$$

или

$$C_o = C_d + C_v k_v,$$

где k_v — коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Из этого выражения видно, что полная себестоимость добычи единицы полезного ископаемого открытым способом прямо пропорциональна коэффициенту вскрыши, который обычно возрастает с увеличением глубины карьера. Очевидно, разработка месторождения открытым способом будет экономична до такой глубины, при которой полная себестоимость добычи открытым способом достигнет граничной C_r , т. е. предельно допустимой по экономическим условиям:

$$C_o \leq C_r.$$

Коэффициент вскрыши, при котором полная себестоимость добычи полезного ископаемого является предельно допустимой по экономическим условиям, называется предельным или граничным. Заменив в выражении $k_v = k_r$, получим формулу для определения граничного коэффициента вскрыши ($\text{м}^3/\text{м}^3$):

$$k_r = (C_r - C_d) / C_v.$$

17.6. Определение конечной глубины открытой разработки

Конечные контуры карьера при проектировании могут быть определены различными методами — приближенными и детальными.

При *приближенных* расчетах в качестве исходных данных используются поперечные геологические сечения, на которых реальные условия упрощены и сложные в действительности рудные тела представлены в виде простых геометрических форм, чаще всего прямоугольников.

Порядок определения конечных контуров карьера различен для месторождений большой и малой протяженности. В первом случае глубину карьера определяют на нескольких поперечных сечениях, достаточно полно характеризующих месторождение, а затем дно и контуры карьера выравнивают. Во втором случае, т. е. при коротких округленных в плане карьерах и при значительной глубине открытых работ, конечную глубину определяют в целом для всего карьера.

Для определения конечных контуров карьера на вертикальных поперечных сечениях применяют методы: аналитический, сравнения вариантов и графический.

Аналитический метод позволяет быстро найти конечную глубину карьера путем решения несложных формул применительно к заданным условиям, однако при сложных элементах залегания месторождения он не обеспечивает достаточной точности расчетов. Поэтому в практике проектирования аналитическим методом пользуются обычно для предварительного определения глубины открытых работ, которую затем уточняют другими методами.

Конечная глубина карьера (m) на поперечном сечении определяется по формуле

$$H_k = \frac{(k_r/\lambda) M}{\operatorname{ctg} \gamma_n + \operatorname{ctg} \gamma_b},$$

где k_r — граничный коэффициент вскрыши, m^3/m^3 ; M — горизонтальная мощность залежи, m ; $\lambda = 1,15 \div 1,8$ — коэффициент неравномерности вскрышных работ за весь период разработки; γ_n — угол погашения; γ_b — угол временного борта.

При сложных элементах залегания месторождения, а также в тех случаях, когда требуется большая точность подсчетов для определения конечной глубины карьера, пользуются методом сравнения вариантов. На поперечном сечении по месторождению вычерчивают контуры карьера для ряда вариантов глубины, а затем для каждого принятого варианта глубины карьера определяют запасы полезного ископаемого, объемы и коэффициенты вскрыши. Сравнением коэффициентов вскрыши (контурных или средних) каждого варианта с граничным коэффициентом вскрыши определяют рациональную конечную глубину карьера на данном поперечном сечении.

Конечную глубину открытых работ для месторождений небольшой длины определяют в целом для всего месторождения. Для наиболее распространенных условий, когда угол падения залежи больше $15-20^\circ$ и углы откосов бортов карьера не резко отличаются один от другого, используют формулу В. В. Ржевского:

$$H_k = \operatorname{tg} \gamma_{cp} \sqrt{0,025P^2 + 0,32k_r S_n} - 0,16P,$$

где $\gamma_{\text{ср}}$ — средневзвешенный угол откоса бортов карьера, градус; P — периметр дна карьера, м; $S_{\text{н}}$ — площадь полезного ископаемого на конечной глубине, м².

Значения P и $S_{\text{н}}$ определяют по горизонтальному плану залежи на ориентировочно возможной глубине. Если эти величины на глубине, определенной по формуле, отличаются от первоначально принятых, расчет повторяют, принимая новые значения. Погрешность приближенных расчетов конечных контуров карьеров значительная и составляет более 30—40 %.

Детальные расчеты контуров карьера производят на основе реальных геологических поперечных сечений и погоризонтных планов, а при использовании САПР — на основе достоверных математических моделей месторождений.

Для каждого из оцениваемых вариантов конечной глубины производят горно-геометрический анализ и получают календарные графики развития горных работ с учетом принятых способа вскрытия, системы разработки, вида транспорта, производственной мощности и других параметров. Затем производят технико-экономический анализ и оценку множества вариантов конечной глубины в сочетании с вариантами других параметров, т. е. для каждого варианта подсчитывают затраты и доходы на каждый год с начала строительства карьера, приводят их к одному моменту оценки и находят суммарную приведенную потребность. В итоге получают показатели затрат и прибылей в динамике за весь период оценки и другие технико-экономические показатели, позволяющие обоснованно и с высокой точностью принять наилучший вариант.

При большой глубине и значительных запасах месторождения длительность его полной отработки превышает 15—20 лет. В этих условиях установить в проекте достаточно точные конечные контуры карьера не представляется возможным. Поэтому рекомендуется устанавливать перспективные и промежуточные контуры карьера, которые ограничивают развитие открытых работ по отдельным периодам. Перспективные контуры на поверхности ограничивают возможное развитие открытых работ по экономическим и прочим условиям и определяют зону, внутри которой не должны строиться долгосрочные сооружения и здания, например, крупные гидротехнические сооружения, большие общественные здания и т. п.

В приближенных расчетах в качестве перспективной может быть принята глубина, превышающая на 30—40 % то значение, которое определяется по формулам конечной глубины. Точность расчета промежуточных контуров различна.

Первый контур может быть рассчитан с высокой точностью, так как обеспечивается хорошей разведанностью верхних горизонтов и высокой степенью достоверности исходных экономических показателей.

Второй промежуточный контур, находящийся за пределами 20—25 лет, имеет точность не более 20—25 %. Точность последующих, в том числе и перспективного конечного контура, еще ниже.

По мере развития горных работ промежуточные контуры и экономичность ведения в них открытых работ должны уточняться.

Когда верхний уступ достигнет первого промежуточного контура, необходимо проверить экономичность дальнейшего развития открытых работ в пределах второго контура, т. е. на последующие 10—15 лет. Если дальнейшее расширение открытых работ окажется экономичным, то расчетом должны быть уточнены второй и последующий контуры. Впоследствии должно быть произведено уточнение третьего промежуточного контура и т. д.

Если дальнейшее расширение окажется неэкономичным, то открытые работы будут погашаться по границе, установленной исходя из предыдущего промежуточного контура. К этому времени могут быть достаточно хорошо исследованы вопросы устойчивости пород, весьма точно определены значения углов погашения бортов и точно установлена конечная глубина карьера.

17.7. Определение производственной мощности карьера

Производственная мощность карьера — это количество горной массы, добываемой в карьере в единицу времени. Производственную мощность карьера обычно исчисляют в смену, сутки, месяц и год. Различают производственную мощность карьера по полезному ископаемому $\Pi_{\text{и}}$, вскрыше $\Pi_{\text{в}}$ и горной массе $\Pi_{\text{г.м}}$, между которыми существует следующая связь:

$$\Pi_{\text{в}} = \Pi_{\text{и}} k_{\text{т}};$$

$$\Pi_{\text{г.м}} = \Pi_{\text{и}} \frac{1}{\gamma_{\text{и}}} + \Pi_{\text{в}},$$

где $k_{\text{т}}$ — текущий коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$; $\gamma_{\text{и}}$ — плотность полезного ископаемого, $\text{т}/\text{м}^3$.

Производственная мощность карьера зависит от экономических и технических факторов, главными из которых являются: форма и элементы залегания месторождения, величина запасов, способ вскрытия и система разработки, вид транспорта, потребность в полезном ископаемом и себестоимость добычи 1 т.

Максимальная технически возможная производственная мощность карьера зависит, главным образом, от пропускной спо-

способности капитальных траншей и станций и от возможной интенсивности развития горных работ. Пропускная способность капитальных траншей и станций ограничивает объем горной массы, выдаваемой из карьера, и, следовательно, добычу полезного ископаемого. Современные карьерные транспортные коммуникации имеют следующую пропускную способность: однопольные траншеи и простые съезды — 15—20 поездов в смену; карьерные железнодорожные станции — 200—250 пар поездов в сутки; автомобильные траншеи и съезды с двухпольным движением — 200—250 автомобилей в час.

Возможная интенсивность развития горных работ при наклонном и крутом падении залежи определяется обычно скоростью понижения горных работ, а при пологом и горизонтальном залегании — скоростью подвигания фронта работ.

Между величиной годового понижения горных работ и производственной мощностью карьера по полезному ископаемому (без учета потерь и разубоживания) существует зависимость

$$P_{\text{н}} = h_{\text{г}} S_{\text{п}} \gamma_{\text{г}},$$

где $h_{\text{г}}$ — среднее понижение добычных работ в карьерах, м/год; $S_{\text{п}}$ — площадь полезного ископаемого в пределах карьера, м².

Годовое понижение горных работ составляет в среднем при железнодорожном транспорте 6—15 м, при автомобильном и конвейерном транспорте 10—20 м. В период строительства карьера при использовании автомобильного транспорта годовое понижение достигает 45—55 м.

Величина годового понижения зависит от способа и механизации подготовки новых горизонтов, модели используемых экскаваторов, высоты уступа и др. Наибольшая скорость понижения горных работ достигается при использовании автомобильного транспорта, а также механических лопат с верхней погрузкой в средства рельсового транспорта.

Зависимость между производственной мощностью карьера и скоростью подвигания фронта работ при горизонтальном и пологом залегании следующая:

$$P_{\text{н}} = v_{\text{н}} m L_{\text{п}} \gamma_{\text{н}},$$

где $v_{\text{н}}$ — скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому, м/год; m — средняя мощность пласта, м; $L_{\text{п}}$ — длина отбрасываемого пласта, м.

Скорость подвигания добычного фронта работ $v_{\text{н}}$ не может превышать скорости подвигания вскрышных работ $v_{\text{в}}$, которая обычно определяется числом и производительностью вскрышных экскаваторов. При бестранспортных схемах разработки должны соблюдаться условия:

$$v_{\text{н}} = v_{\text{в}}; \quad v_{\text{в}} = P_{\text{в}} / (H_{\text{в}} L_{\text{в}}),$$

где P_v — производительность основного вскрышного механизма; H_v — высота вскрышного уступа; L_v — длина вскрышного уступа.

При решении задачи ставится цель определить оптимальную производственную мощность карьера, т. е. найти такое ее значение, при котором может быть достигнут наибольший экономический эффект.

При проектировании чаще всего задачу решают в следующем порядке. Путем анализа находят ограничивающие факторы и тем самым устанавливают максимально возможную производственную мощность карьера. Затем, принимая в установленных пределах несколько вариантов, делают экономическую оценку и находят оптимальное значение производственной мощности.

Упрощенный метод экономической оценки вариантов состоит в том, что в качестве оптимальной принимают такую производственную мощность, при которой срок службы карьера соответствует физическому и моральному износу основных зданий и сооружений.

При сроке службы карьера t

$$P_{\text{и}} = Q/t,$$

где Q — запасы месторождения, извлекаемые при разработке, млн т.

Срок службы горного предприятия ориентировочно принимают на месторождениях с малыми запасами до 5—10 лет, с ограниченными запасами 20—30 лет, при разработке крупных месторождений более 30—40 лет.

Точность определения производственной мощности карьера зависит от срока, на который она устанавливается. Со сравнительно высокой точностью (около 10—15 %) она может быть принята лишь на ближайший период времени (10—12 лет). Для последующих периодов производственная мощность карьера, как правило, может быть принята лишь перспективной с точностью 20—25 % для второго периода и ± 50 % для периодов, находящихся за пределами 20—25-летнего срока. Значения перспективной производственной мощности второго и последующих периодов должны со временем уточняться в проектах реконструкции.

Производственная мощность карьера по вскрыше приближенно устанавливается по среднему коэффициенту вскрыши:

$$P_v = P_{\text{и}} k_{\text{ср}} k_{\text{н}},$$

где $P_{\text{и}}$ — производственная мощность карьера по полезному ископаемому; $k_{\text{ср}}$ — средний коэффициент вскрыши; $k_{\text{н}} = 1,1—1,3$ — коэффициент неравномерности распределения вскрыши по годам.

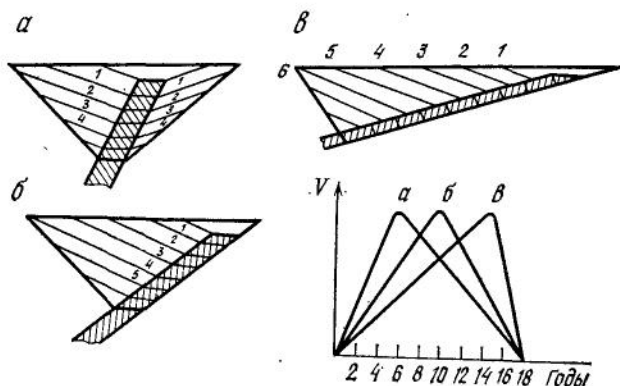


Рис. 17.3. Схемы развития горных работ и графики распределения объемов вскрыши V по годам при крутой (а), наклонной (б) и пологой (в) залежи: 1–6 — порядок развития горных работ

Более точно производственная мощность карьера по вскрыше устанавливается на основании календарного плана, который предусматривается в проекте, с учетом принятого порядка развития горных работ в карьере и в соответствии с заданной производственной мощностью по полезному ископаемому.

Обычно горные работы начинают в месте наиболее близкого выхода залежи к поверхности земли с целью создания необходимых вскрытых запасов при наименьших объемах вскрышных работ.

При крутом падении (рис. 17.3, а) горные работы начинают обычно в центре карьерного поля и развивают к флангам. Верхние уступы вскрывают траншеями внешнего заложения, а нижние — полустационарными и скользящими съездами.

При наклонном залегании (рис. 17.3, б) горные работы начинают со стороны лежачего и ведут в направлении висячего борта карьера. Вскрытие осуществляется стационарными съездами.

При пологом залегании (рис. 17.3, в) горные работы начинают на выходах пласта или залежи, перемещаются они по ее падению.

Порядок отработки месторождения характеризуется графиком режима горных работ, который отражает распределение объемов полезного ископаемого и вскрыши по этапам отработки и устанавливает взаимосвязь между текущими объемами полезного ископаемого и пустых пород.

Календарный план горных работ отражает распределение вскрышных и добычных работ во времени по годам разработки и составляется в виде чертежей, таблиц и графиков. На черте-

жах (в плане и на поперечных геологических профилях) показывается ежегодное изменение положения горных работ. В таблицах указываются ежегодные объемы вскрышных и добычных работ и место их выполнения.

На основании календарного графика можно сравнить экономичность различных вариантов разработки и оценивать принятый проектом вариант. Обычно вариант разработки тем экономичнее, чем большие объемы вскрыши отнесены на поздние сроки.

Календарный план карьера служит для окончательного определения сроков строительства карьера и освоения его проектной производственной мощности, потребности в основном горнотранспортном оборудовании, объемов горно-капитальных работ, производственной мощности карьера по вскрыше и полезному ископаемому.

17.8. Количество и качество полезного ископаемого при его добыче и переработке

В процессе добычи и переработки полезное ископаемое может находиться в стадии исходного сырья (т. е. руды в массиве), сырой руды, подаваемой на обогатительную фабрику, концентрата, т. е. продукта обогащения сырой руды и конечного продукта (агломерата, окатышей), полученного в результате обработки концентрата.

Количество и качество полезного ископаемого при переходе из одной стадии в другую изменяется вследствие эксплуатационных потерь и разубоживания.

Исходная руда характеризуется содержанием полезного компонента (металла) в массиве α , %. Содержание полезного компонента (металла) в сырой руде α' , %, обычно ниже, чем в массиве α , в результате разубоживания, т. е. примешивания пустой породы или бедных руд при рыхлении, погрузке и на других стадиях технологического процесса. Разубоживание — это показатель качественных потерь при добыче полезного ископаемого.

Величина разубоживания определяется как отношение разности содержания полезного компонента в массиве и сырой руде к содержанию его в массиве и выражается в долях единицы или в процентах:

$$\rho = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}; \quad r = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha} 100 \text{ \%}.$$

Расчеты удобнее производить, выражая разубоживание в долях единицы. Перевод одной зависимости в другую следующий:

$$\rho = r/100 \text{ долей ед. и } r = \rho 100 \text{ \%}.$$

При открытой разработке разубоживание руд цветных металлов колеблется в широких пределах, в среднем от 5 до 60 %, разубоживание руд черных металлов находится в пределах 3—5 %.

В процессе разведки и эксплуатации содержание полезного компонента в массиве и в сырой руде определяется опробованием.

Количество и качество полезного ископаемого на различных стадиях добычи и переработки определяются исходя из следующего условия: из определенного количества руды в массиве Q с содержанием полезного компонента α с учетом потерь η и разубоживания ρ может быть добыто количество $P_{\text{и}}$ сырой руды с содержанием α' (%).

$$P_{\text{р}}\alpha' = Q\alpha(1 - \eta)$$

или

$$P_{\text{р}} = Q \frac{1 - \eta}{1 - \rho}.$$

Здесь ρ и η измеряются в долях единицы.

Из добытой сырой руды $P_{\text{р}}$, имеющей содержание полезного компонента α' , может быть получен концентрат $P_{\text{к}}$ с содержанием β (%):

$$P_{\text{к}} = P_{\text{р}} \frac{\alpha'}{\beta} \epsilon_{\text{к}},$$

где $\epsilon_{\text{к}}$ — извлечение полезного компонента из руды в концентрат, доли единицы.

Исходя из этого, годовая добыча руды, необходимая для производства заданного количества концентрата, определяется по формуле

$$P_{\text{р}} = P_{\text{к}} \frac{\beta}{\alpha' \epsilon_{\text{к}}}.$$

17.9. Общие сведения о системах автоматизированного проектирования (САПР)

Проектирование горных предприятий стало настолько сложным творческим процессом и связано с необходимостью одновременного комплексного учета такого большого количества факторов, что создание надежных и оптимальных проектов в короткие сроки, особенно при динамическом подходе, практически невозможно при традиционных методах и средствах проектирования. Переход к более современным методам может быть осуществлен только на основе широкого применения ЭВМ и систем автоматизированного проектирования (САПР).

САПР — это человеко-машинная, т. е. не автоматическая, а автоматизированная система быстрой обработки больших объемов информации, а также быстрого автоматизированного изготовления графической, табличной и текстовой документации при решении проектных, плановых и управленческих задач. Кроме того, САПР, включающие автоматизированные банки данных, обеспечивают надежное накопление, хранение и быструю выдачу по требованию геологической, технической, экономической и другой информации в требуемой форме — в виде изображения на экране дисплея или в виде документа — чертежа, таблицы, текста.

В горном производстве САПР создаются не только в проектных институтах, но и на горных предприятиях, где используются для планирования горных работ и автоматизированного управления производством. Автоматизированная система проектирования и планирования любого вида и уровня состоит из комплекса электронной вычислительной техники, программных средств и информационных массивов, т. е. обязательными являются такие виды обеспечения, как техническое, математическое, программное и информационное.

Техническое обеспечение. В состав технических средств, помимо ЭВМ, осуществляющих вычисления, входят также периферийные устройства (терминалы), которые служат для ввода информации в ЭВМ и ее вывода, для изготовления документов, в том числе чертежей, для хранения и передачи информации.

Использование ЭВМ осуществляется преимущественно в диалоговом режиме, при котором пользователь работает на каком-либо терминале. Набор периферийных устройств, в который обычно входят дисплей, графопостроитель, кодировщик графической информации (дигитайзер), принтер (печатающее устройство) и др., образует АРМ — автоматизированное рабочее место, удаленное от самой ЭВМ и связанное с ней средствами передачи данных. АРМ могут подключаться через вычислительные сети к мощным быстродействующим ЭВМ и автоматизированным банкам данных. Существуют локальные в рамках предприятия или объединения, региональные и даже международные (со спутниковой связью) вычислительные сети.

Для достижения высокого уровня автоматизации необходимо на каждые 50 проектировщиков или конструкторов иметь вычислительный комплекс, включающий мощную ЭВМ типа ЕС-1045 и выше, 8—12 видеотерминалов, 2—3 графопостроителя, несколько микро-ЭВМ и другие устройства.

Для САПР горных работ вычислительный комплекс должен включать: кодировщик (дигитайзер) с активным полем не менее 1200×870 мм (формат АО), ЭВМ с объемом оперативной памяти не менее 1 Мб и виртуальной памятью, совмести-

мой с дигитайзером и графопостроителем; устройства внешней памяти на магнитных дисках и лентах с объемом памяти не менее 100 Мб; графические (2—3 шт.) и алфавитно-цифровые (5—8 шт.) дисплеи (видеотерминалы), графопостроители (2—3 шт.) с полем черчения не менее 1200×1680 мм (формат 2А0) и скоростью черчения не менее 50 см/с; печатающее устройство; устройство для снятия твердой копии с экрана графического дисплея и др.

В последнее время все большее распространение получают персональные ЭВМ, которые, будучи компактными, имеют большие быстродействие и объем памяти и при сравнительно небольшой цене позволяют создавать автономные, т. е. независимые от больших ЭВМ и вычислительных центров, автоматизированные рабочие места.

Математическое обеспечение — это комплекс математических моделей, методов и алгоритмов для решения проектных задач. В основе САПР горных предприятий заложены математические модели месторождений, горных разработок и производственных процессов добычи и переработки горной массы.

В последние годы наибольшее распространение получают для математического моделирования производственных процессов имитационные методы, месторождений полезных ископаемых и горных разработок — геоинформационные методы.

Геоинформатика является реализацией принципов вычислительного эксперимента с применением ЭВМ и объединяет методы:

- математического моделирования пространственных сложноструктурных и динамических объектов, представленных дискретной информацией;

- автоматизированного хранения и обработки больших массивов информации с применением автоматизированных систем (АСУ, АСНИ, САПР, банков данных);

- решения технологических и экономических задач (расчеты и оптимизация параметров, показателей и др.).

На основе геоинформатики становится возможным широкое унифицированное применение ЭВМ и переход к промышленной технологии автоматизированного решения различных практических задач проектирования, планирования и технологического управления в горном производстве, геологии, строительстве различных коммуникаций и сооружений.

При геоинформационном методе для горного предприятия создается автоматизированный банк, в котором на основе точно-координатного принципа накапливается и систематически обновляется топографическая, геологическая, экологическая, технологическая информация, используемая оперативно при проектировании и планировании горных работ.

Программное обеспечение представляет собой совокупность

программ, посредством которых осуществляется решение задач в ЭВМ.

Программное обеспечение должно отвечать требованиям ГОСТов и стандартов СЭВ, иметь высокую надежность и возможность тиражирования. Создание пакетов прикладных программ и других видов программного обеспечения, особенно для сложных горно-геологических задач, требует больших затрат (десятков и сотен тысяч рублей) и привлечения групп (технолог-горняк, математик, программист) высококвалифицированных специалистов. Поэтому на горных предприятиях и в проектных институтах используют готовое программное обеспечение, выполненное специализированными организациями. Приобретение и освоение готовых пакетов прикладных программ дает обычно большую экономию в затратах и во времени, так как затраты на создание и поддержание программного обеспечения во много раз больше, чем на приобретение вычислительной техники.

Структурными составляющими САПР открытых разработок являются проектирующие системы, подсистемы, проектно-конструкторские задачи и модули.

Основным структурным звеном программного обеспечения САПР является подсистема, обеспечивающая получение законченных проектных решений и соответствующих проектных документов. Подсистемы формируются из проектно-конструкторских задач (ПКЗ), а последние — из модулей. Например, подсистема «карьерный транспорт» включает такие ПКЗ, как проектирование транспортных коммуникаций, расчеты количества транспортных средств и других, а ПКЗ «расчет количества транспортных средств» включает модули расчетов скорости движения, длительности обмена, простоев, погрузки и разгрузки и др. В первую очередь САПР открытой разработки крутых сложноструктурных месторождений входит программное обеспечение 18—20 технологических подсистем (подсчеты запасов, горно-геометрический анализ, границы карьеров, вскрытие, промежуточные контуры и этапы, устойчивость бортов, транспорт, комплексы механизации и др.).

Кроме основных технологических проектирующих систем необходимы базовые (диалоговые процедуры, машинная графика, СУБД и др.), инвариантные (горно-геометрический анализ, экономическая оценка вариантов, прогнозирование технико-экономических показателей, охрана окружающей среды), обслуживающие (электроснабжение, геодезическо-маркшейдерские расчеты и др.), а также различные сервисные программы.

Создание, тиражирование, хранение и эксплуатация программного обеспечения — это сложный в организационном отношении процесс, включающий, в частности, ограничение и санкционирование доступа к программам и информации.

Информационное обеспечение САПР включает: информационные массивы (базы данных), необходимые для проектирования; системы управления этими массивами и технологией расчетов.

Совокупность компонентов информационного обеспечения образует информационные базы (базы данных) САПР, а совместно с системой управления расчетами — банки данных, без которых не может быть развитых САПР.

Для горного производства характерны большие объемы разнообразной информации. Поэтому в САПР горного производства большое значение приобретают такие звенья, как хранение и ввод информации в ЭВМ.

Традиционная схема решения большинства горных технологических и особенно оптимизационных задач следующая. Исполнитель назначает варианты, затем готовит и вводит в ЭВМ информацию, нередко во многом различающуюся для каждого из вариантов. После работы и анализа зачастую назначаются новые варианты, и процесс повторяется несколько раз. При этом оказывается, что собственно расчеты занимают минуты или часы, а подготовка информации — недели, т. е. на нее приходится 90—95 % всей трудоемкости. Это обстоятельство является одной из основных причин, затрудняющих практическое распространение САПР.

Поэтому необходимы автоматизированное хранение, подготовка и ввод информации посредством комплекса информационных банков и системы управления ими (СУБД). В проектно-институте необходимы: банки нормативно-справочной информации, аналогов проектных решений, а также банки данных по месторождениям и проектируемым объектам.

Банк месторождения для вновь проектируемого предприятия или ГОКа при проектировании реконструкции должен содержать основные данные по объекту, необходимые для проектирования, т. е. информацию о рельефе, геологии, застройке, горных разработках, коммуникациях и т. д. Очень важно, чтобы все эти данные хранились в такой форме, которая позволяла бы их выводить на экран, на печать и автоматически вводить в расчет.

Применение САПР, во-первых, существенно сокращает сроки проектных и плановых работ и тем самым намного ускоряет реализацию планов строительства или реконструкции горного предприятия. Во-вторых, развитые системы САПР позволяют более надежно и во многих вариантах и деталях рассматривать и оценивать перспективы развития горных работ на том или ином карьере, что особенно важно при решении вопросов о доразведке месторождений, вскрытии глубоких горизонтов, поэтапной отработке и сроках расконсервации временных бортов и т. п.

Эффект в сфере проектирования достигается обычно при промышленной, а не при опытной эксплуатации САПР, благодаря значительному (в десятки раз) сокращению сроков проектных работ и повышению качества проектной документации, особенно чертежей. Большим достоинством является также возможность оперативной корректировки проектных и плановых решений при изменении заданий, исходных данных и при необходимости оценки новых вариантов. При достаточно полном техническом и программно-информационном обеспечении, охватывающем не только расчетные работы, но и изготовление проектной документации (чертежи, таблицы, текст пояснительных записок), производительность труда может быть повышена и соответственно численность персонала может быть снижена. Одновременно с этим потребуется существенное повышение квалификации горных инженеров-проектировщиков и привлечение в проектные институты специалистов по техническому обслуживанию ЭВМ, математиков-программистов и др.

Промышленная эксплуатация САПР приводит к уменьшению низкоквалифицированного персонала, занятого при обычной организации проектирования на ручных чертежах и расчетных работах, и к увеличению доли специалистов высокой квалификации.

Эффект в сфере производства достигается благодаря реализации оптимальных решений, принимаемых при применении САПР в проектах и планах. В горном производстве, где затраты на строительство объектов особенно велики, где используется весьма дорогостоящее оборудование, где объемы выемки горных пород из карьера достигают многих десятков миллионов кубометров в год, повышение степени оптимизации, приводящее к сокращению как капитальных, так и эксплуатационных затрат на 10—15 % и более, может дать громадный экономический эффект.

Контрольные вопросы

1. Для каких целей предназначен проект горного предприятия?
2. Какие основные задачи проектирования строительства и реконструкции горного предприятия содержат геологические и горные части проекта карьера?
3. Дайте сравнительную оценку условий применения, недостатков и преимуществ методов вариантов и аналитического для решения технико-экономических оптимизационных задач.
4. Какие экономические критерии используются для экономической оценки технических решений в статистических и динамических оптимизационных задачах?
5. Чем различаются конечные перспективные и конечные фактические контуры карьера?
6. Дайте определение и графическую интерпретацию различных видов коэффициентов вскрыши.

7. Какие методы и формулы применяют для приближенного определения конечной глубины карьера на вытянутых и коротких месторождениях?

8. Какие факторы и в форме каких зависимостей определяют в основном производственную мощность карьера по полезному ископаемому и по вскрытие?

9. Как зависит количество получаемого концентрата от объема добываемой руды, показателей содержания полезного компонента в руде и концентрате и показателя извлечения полезного компонента из руды в концентрате?

10. Какие виды обеспечения являются основными компонентами САПР?

11. В чем суть геоинформационного метода математического моделирования месторождений полезных ископаемых и горных предприятий?

12. Чем отличается порядок автоматизированного решения горных задач с применением ЭВМ при традиционных методах подготовки информации и при использовании автоматизированных банков данных горного предприятия?

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Автоматизированное проектирование карьеров*/В. С. Хохряков, С. В. Корнилов, Г. А. Неволин, В. М. Каплан/Под ред. В. С. Хохрякова.— М.: Недра, 1985.

2. *Анистратов Ю. И.* Технология открытой добычи руд редких и радиоактивных металлов.— М.: Недра, 1988.

3. *Арсентьев А. И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей.— М.: Недра, 1981.

4. *Астафьев Ю. П.* Добыча руд открытым способом за рубежом.— М.: Недра, 1983.

5. *Беляков Ю. И.* Проектирование экскаваторных работ.— М.: Недра, 1983.

6. *Буровзрывные работы на угольных разрезах*/Н. Я. Репин, В. П. Богатырев, В. Д. Буткин и др./Под ред. Н. Я. Репина.— М.: Недра, 1987.

7. *Васильев М. В.* Транспортные процессы и оборудование на карьерах.— М.: Недра, 1986.

8. *Виницкий К. Е.* Управление параметрами технологического процесса на открытых разработках.— М.: Недра, 1984.

9. *Высокопроизводительные глубокие карьеры*/М. Г. Новожилов, А. Ю. Дриженко, А. М. Масвский и др.— М.: Недра, 1989.

10. *Горлов В. Д.* Рекультивация земель на карьерах.— М.: Недра, 1981.

11. *Дриженко А. Ю.* Восстановление земель при горных разработках.— М.: Недра, 1985.

12. *Единые правила безопасности при взрывных работах.*— М.: Недра, 1976.

13. *Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.*— М.: Недра, 1986.

14. *Ефремов Э. И.* Подготовка горной массы на карьерах.— М.: Недра, 1980.

15. *Кулешов А. А.* Мощные экскаваторно-автомобильные комплексы карьеров.— М.: Недра, 1980.

16. *Охрана окружающей среды при проектировании и эксплуатации рудников.*— М.: Недра, 1985.
17. *Охрана окружающей среды/С. А. Брылов, Л. Г. Грабчик, В. И. Комащенко и др./Под ред. С. А. Брылова и К. Штрадки.*— М.: Высшая школа, 1985.
18. *Правила технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом.*— М.: Недра, 1972.
19. *Ржевский В. В.* Открытые горные работы. Части 1 и 2.— М.: Недра, 1985.
20. *Русский И. И.* Технология отвальных работ и рекультивация на карьерах.— М.: Недра, 1979.
21. *Справочник (кадастр) физических свойств горных пород/Под ред. Н. В. Мельникова.*— М.: Недра, 1975.
22. *Свицкий М. А., Чумаченко Н. М., Афонин Б. А.* Рудничная геология.— М.: Недра, 1987.
23. *Теория и практика открытых разработок/Под ред. Н. В. Мельникова.*— М.: Недра, 1979.
24. *Техника и технология добычи руд за рубежом/С. Н. Подвишенский, С. Л. Иофин, Э. С. Ивановский, В. Г. Гальперин.*— М.: Недра, 1986.
25. *Томаков П. И., Наумов И. К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ.— М.: Недра, 1986.
26. *Томаков П. И., Коваленко В. С.* Рациональное землепользование при открытых горных работах.— М.: Недра, 1984.
27. *Хохряков В. С.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых.— М.: Недра, 1982.
28. *Хохряков В. С.* Проектирование карьеров.— М.: Недра, 1980.
29. *Филатов С. С.* Вентиляция карьеров.— М.: Недра, 1981.
30. *Юматов Б. П., Бунин Ж. В.* Строительство и реконструкция рудных карьеров.— М.: Недра, 1978.

Введение	3
1. Объекты и условия открытой разработки	9
1.1. Отличительные признаки открытых горных работ	9
1.2. Достоинства и недостатки открытой разработки	13
1.3. Технологические свойства горных пород	14
1.4. Показатели качества полезных ископаемых и вскрышных пород	18
1.5. Условия залегания месторождений, разрабатываемых открытым способом	20
2. Основные сведения о технологии, механизации и экономике открытых разработок	23
2.1. Элементы карьера и основные горнотехнические понятия	23
2.2. Общие сведения о технологии добычи полезных ископаемых открытым способом	30
2.3. Основные этапы строительства и эксплуатации карьера	35
2.4. Основы экономики открытого способа разработки	39
2.5. Основные условия безопасности на карьерах	43
3. Подготовка горных пород к выемке	45
3.1. Методы подготовки горных пород к выемке	45
3.2. Кусковатость взорванной горной массы	48
3.3. Технология бурения взрывных скважин и буровые станки	49
3.4. Организация работы и производительность буровых станков	53
3.5. Промышленные взрывчатые вещества и средства инициирования	56
3.6. Взрываемость горных пород и расход ВВ	63
3.7. Параметры скважинных зарядов при уступной отбойке	65
3.8. Порядки взрывания скважин	68
3.9. Развал взорванной породы	70
3.10. Вторичное дробление	72
3.11. Расчеты зарядов и параметров расположения скважин	72
3.12. Организация и безопасность взрывных работ	78
4. Выемка горных пород одноковшовыми экскаваторами	81
4.1. Экскавируемость горных пород	81
4.2. Типы одноковшовых экскаваторов	83
4.3. Забой механической лопаты с канатным приводом в мягких породах	87
4.4. Выемка скальных пород меклопатами с канатным приводом	92
4.5. Выемка вскрышных пород меклопатами с верхней погрузкой	94
4.6. Выемка горных пород гидравлическими экскаваторами	96
4.7. Выемка мягких и скальных пород драглайнами	99
4.8. Распределение времени, производительность и технико-экономические показатели работы одноковшовых экскаваторов	103
4.9. Вспомогательные работы при использовании одноковшовых экскаваторов	109
5. Выемка горных пород многоковшовыми экскаваторами	111
5.1. Технологические параметры многоковшовых цепных и роторных экскаваторов	111
5.2. Забой роторных экскаваторов	116
5.3. Забой цепных экскаваторов	118
5.4. Производительность многоковшовых экскаваторов и особенности их работы в зимнее время	119

6. Выемка горных пород землеройно-транспортными машинами	122
6.1. Технологические параметры и схемы работы колесных скреперов	122
6.2. Применение бульдозеров на горных работах	125
6.3. Горные работы с применением одноковшовых погрузчиков	127
7. Карьерный транспорт	135
7.1. Значение, особенности и виды карьерного транспорта	135
7.2. Рельсовые пути и подвижной состав железнодорожного транспорта	138
7.3. Схемы развития железнодорожных путей на карьерах	143
7.4. Автодороги и подвижной состав карьерного автомобильного транспорта	145
7.5. Расчет карьерного автотранспорта и организация его работы	148
7.6. Конвейерный транспорт	151
7.7. Комбинированный транспорт	154
7.8. Путевые работы на карьерах	155
8. Отвалообразование	160
8.1. Конструкция отвалов и их параметры	160
8.2. Формирование отвалов	165
8.3. Эскаваторные отвалы при железнодорожном транспорте	167
8.4. Плужное и бульдозерное отвалообразование при железнодорожном транспорте	172
8.5. Отвалообразование при автомобильном транспорте	176
8.6. Развитие способов отвалообразования и их технико-экономическая оценка	179
9. Охрана окружающей среды на карьерах	181
9.1. Воздействие горного предприятия на окружающую среду	181
9.2. Мероприятия по снижению негативного воздействия на окружающую среду	184
9.3. Сохранение и использование почвы при открытой разработке	187
9.4. Горнотехническая рекультивация нарушенных земель и отвалов	189
10. Параметры траншей и способы их проведения	192
10.1. Конструкция и объем капитальных и разрезных траншей	192
10.2. Способы и организация проведения траншей	198
10.3. Транспортные способы проведения траншей	201
10.4. Бестранспортные способы проведения траншей	208
10.5. Пример расчета параметров и показателей проходки разрезной траншеи по скальным породам тупиковым забоем с нижней погрузкой в автотранспорт и построение графика организации проходческих работ	210
11. Взаимная связь производственных процессов в карьере	213
11.1. Комплексы горнотранспортного оборудования	213
11.2. Технологическая совместимость процессов и оборудования	216
11.3. Экономическая взаимосвязь производственных процессов	217
11.4. Пространственно-временная взаимосвязь горнотранспортных процессов в рабочей зоне карьера	219
12. Системы разработки и способы вскрытия	221
12.1. Развитие рабочей зоны карьера	221
12.2. Системы открытой разработки	225
12.3. Способы вскрытия и их классификация	231
13. Системы открытой разработки горизонтальных и пологих месторождений	236
13.1. Общая характеристика систем разработки горизонтальных и пологих месторождений	236

13.2. Бестранспортные системы разработки с экскаваторной перевалкой вскрыши в выработанное пространство	240
13.3. Бестранспортная система разработки с перевалкой пород вскрыши консольными отвалообразователями	250
13.4. Бестранспортные системы разработки с перевалкой вскрыши посредством транспортно-отвальных мостов	253
13.5. Транспортные системы разработки с перевозкой пород во внутренние отвалы	254
14. Вскрытие горизонтальных и пологих месторождений	256
14.1. Этапы и состав горно-строительных работ	256
14.2. Обоснование числа и расположения внешних траншей	257
14.3. Взаимосвязь способа вскрытия и системы разработки	258
14.4. Вскрытие горизонтальных месторождений	261
14.5. Вскрытие пологих месторождений	264
15. Системы открытой разработки наклонных и крутых месторождений	265
15.1. Горнотехнические условия открытой разработки наклонных и крутых месторождений	265
15.2. Общая характеристика систем открытой разработки наклонных и крутых месторождений	266
15.3. Основные элементы систем разработки	269
15.4. Системы разработки с применением железнодорожного транспорта	271
15.5. Системы разработки с применением автомобильного транспорта	274
15.6. Системы разработки с применением конвейерного транспорта	275
15.7. Добычные работы при разработке сложноструктурных месторождений	277
16. Вскрытие наклонных и крутых месторождений	281
16.1. Горно-строительные работы и развитие способов вскрытия	281
16.2. Трасса капитальных траншей	284
16.3. Конструкция съездов и площадок примыкания	286
16.4. Вскрытие тупиковыми съездами	289
16.5. Вскрытие скользящими съездами	292
16.6. Вскрытие спиральными съездами	294
16.7. Вскрытие петлевыми съездами	296
16.8. Вскрытие на косогоре	298
16.9. Вскрытие крутыми траншеями	299
16.10. Вскрытие подземными выработками	302
16.11. Комбинированные способы вскрытия	303
17. Основные сведения о проектировании открытых горных работ	304
17.1. Организация проектирования горных предприятий	304
17.2. Методы решения задач при проектировании карьеров	307
17.3. Методы экономической оценки технических решений	312
17.4. Контуры и углы откосов бортов карьеров	314
17.5. Коэффициенты вскрыши	316
17.6. Определение концентральной глубины открытой разработки	318
17.7. Определение производственной мощности карьера	321
17.8. Количество и качество полезного ископаемого при его добыче и переработке	325
17.9. Общие сведения о системах автоматизированного проектирования (САПР)	326
Список литературы	332