

ВЫСШЕЕ

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Часть I

ВЫСШЕЕ
ОБРАЗОВАНИЕ

В.В. РАЖЕВСКИЙ ■ ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ
Часть I - производственные процессы

100000

Книга должна быть возвращена
не позже указанного здесь срока

Количество предыдущих выдач _____

~~577-5/10 86~~

~~111-2/11 86~~

14.04.14/115.

622.27(075)

P481

В.В.РЖЕВСКИЙ

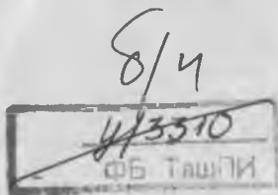
ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Часть 1

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ
ПРОЦЕССЫ

Издание четвертое,
переработанное и дополненное.

*Допущено Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебника для студентов вузов,
обучающихся по специальности
«Технология и комплексная механизация
открытой разработки месторождений
полезных ископаемых»*



МОСКВА „НЕДРА” 1985

Ржевский В. В. Открытые горные работы. Часть I. Производственные процессы: Учебник для вузов.— 4-е изд., перераб. и доп.— М.: Недра, 1985.— 509 с.

Даны основные понятия об открытых горных разработках. Рассмотрены производственные процессы: подготовка горных пород к выемке, бурение, взрывание, выемочно-погрузочные работы, перемещение карьерных грузов, отвалообразование и др. Изложены сведения об организации, текущем и оперативном планировании и управлении процессами и качеством добытого полезного ископаемого. В четвертом издании (3-е изд.— 1978) учтены происшедшие изменения в технологии, механизации и организации производственных процессов на карьерах.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых».

Табл. 62, ил. 203, список лит.— 29 назв.

Рецензент: кафедра открытых горных работ Свердловского горного института

ПРЕДИСЛОВИЕ

«Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года», утвержденными XXVI съездом КПСС, предусмотрено: опережающими темпами развивать добычу угля наиболее эффективным открытым способом на основе широкого внедрения прогрессивной технологии, горного и транспортного оборудования большой единичной мощности; ускорить создание производственных мощностей в Кузбассе, сооружение объектов Канско-Ачинского и Экибастузского топливно-энергетических комплексов и увеличение добычи угля в этих районах; обеспечить опережающее развитие сырьевой базы черной металлургии; в цветной металлургии обеспечить укрепление сырьевой базы действующих предприятий, а также ее дальнейшее развитие; обеспечить дальнейшее развитие промышленности нерудных строительных материалов.

При подготовке четвертого издания данного учебника автор руководствовался решениями XXVI съезда КПСС, последующими решениями Пленумов ЦК КПСС и постановлениями партии и правительства, направленными на решение задач по совершенствованию хозяйственного механизма, улучшению качества добытых полезных ископаемых, комплексному использованию минерального сырья, сохранению окружающей среды, охране недр и подготовке высококвалифицированных кадров.

В четвертом издании автор продолжил развитие научных и инженерных основ курса, отличающихся от основ специальных курсов (геологические дисциплины, разрушение горных пород взрывом, горные и транспортные машины и комплексы, организация производства и др.), исключив при этом дублирование и вместе с тем сохранив взаимную связь всех производственных процессов.

Базой учебного курса «Процессы открытых горных работ» является учение о горных породах — объектах горных работ. Основанием для современных инженерных и экономических расчетов при планировании и проектировании технологии, механизации и организации горных работ должны служить сравнительно простые экспериментальные данные о породах в конкретных природных условиях каждого карьера. Каждый технологический процесс рассматривается на основе физико-технических и горно-технологических показателей и характеристик пород. Это нашло отражение прежде всего в методиках расчета производительности горных и транспортных машин и определении условий их применения.

Методический аспект учебника — стремление показать студенту как независимое значение каждого производственного процесса, так и их общее объединяющее начало, а также возможности оптимизации совокупности выполняемых процессов. Этим задачам посвящено также учение о технологической связи процессов и технических средств, об основах организации горных работ, их планирования и управления.

Третьему изданию учебника присуждена Государственная премия СССР за 1983 г.

Раздел I

Основные понятия открытых горных работ

1. СУЩНОСТЬ И ЭЛЕМЕНТЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

1.1. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Открытыми горными работами называют совокупность работ, производимых с земной поверхности с целью добывания разнообразных горных пород и создания различных выемок и котлованов. Наибольшие масштабы открытых горных работ связаны с добычей полезных ископаемых. При этом все работы и процессы, связанные с извлечением полезного ископаемого из недр, совершаются в открытых горных выработках. При *подземном способе разработки* полезные ископаемые добывают посредством сооружения специальных подземных выработок.

При открытой разработке месторождений горные работы подразделяются на вскрышные (выемка, перемещение и размещение вскрышных пород) и добычные (выемка, перемещение и складирование или разгрузка полезного ископаемого). В соответствии с целями и особенностями производства выделяются отдельно горно-подготовительные работы, объединяющие проведение вскрывающих и подготовительных выработок (капитальных траншей и полутраншей, разрезных траншей и полутраншей и других выработок, например подземных, и т. д.). Целью горно-подготовительных работ является создание транспортного доступа к забоям и начального фронта горных работ.

Открытая разработка включает также работы по подготовке месторождения и его отдельных участков (в основном подготовка поверхности), по обеспечению устойчивости разрабатываемого массива горных пород, по охране недр и сооружений (обеспечению водного режима, предотвращению самовозгорания пород и деформации поверхности, рекультивации и т. п.). Указанные работы должны производиться в определенном порядке. Между ними необходимо выдерживать четкие соотношения и зависимости, позволяющие по техническим условиям обеспечить в каждый момент времени требуемый фронт вскрышных и добычных работ, производительную и безопасную работу применяемого оборудования и в целом эксплуатацию месторождения.

Порядок и последовательность выполнения открытых горных работ в пределах карьерного поля или его участка называется системой разработки. Принятая система разработки должна обеспечить безопасность ведения работ, планомерность и экономическую эффективность их, предусмотренную производственную мощность карьера, полноту извлечения запасов, комплексное использование всех полезных ископаемых, охрану недр и окружающей среды.

Под вскрытием (системой вскрытия) понимается совокупность долговременных горных выработок (траншей и подземных выработок), обеспечивающих транспортный доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера и забоям с целью доставки вскрышных пород на отвалы, полезных ископаемых — к пунктам их приема на поверхности, а с поверхности к рабочим горизонтам — материалов, оборудования и людей.

1.2. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

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

Непосредственно горные работы на карьерах заключаются в выемке, перемещении и складировании полезных ископаемых и вскрышных пород. Соответственно весь комплекс горных работ можно разделить на связанные между собой основные производственные (технологические) процессы: подготовку пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение (транспортирование) горной массы, складирование (отвалообразование) пустых пород и разгрузку или складирование полезных ископаемых. Если на карьере производится первичное обогащение или переработка полезного ископаемого до конечного продукта, они также входят в состав основных производственных процессов.

Технологическими называют процессы, при которых разрабатываемые горные породы изменяют свое агрегатное состояние и местоположение.

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

Помимо этого на карьерах выполняется ряд общих вспомогательных процессов — электроснабжение, вентиляция, водоотлив, опробование полезных ископаемых, ремонты оборудования и др. — способствующих производству горных работ.

Выемочно-погрузочные работы, перемещение и разгрузка (складирование) горной массы объединяют основные и вспомогательные процессы горных работ, составляя единый и по

существо, непрерывный технологический комплекс горных работ, в котором организация одного процесса влияет на организацию других связанных с ним процессов.

Все основные производственные процессы на карьерах механизированы. В настоящее время преобладающими способами механизации производственных процессов являются экскаваторный, гидравлический и комбинированный (их сочетание). При экскаваторном способе применяются различные механические средства (экскаваторы, скреперы, механические виды транспорта и др.), а при гидравлическом 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 преимущественно при разработке пород, легко поддающихся размыву и транспортированию водой, при наличии источников воды и достаточно дешевой электроэнергии.

Средства механизации производственных процессов должны в первую очередь соответствовать характеристикам пород, в противном случае выполнение этих процессов становится технически невозможным или весьма затруднительным. Важно не только иметь техническую возможность выемки и перемещения горных пород, но и обеспечить высокую производительность средств механизации в каждом процессе, их надежность в работе и долговечность эксплуатации.

Большие объемы разрабатываемых и перемещаемых горных пород, измеряемые на карьере нередко десятками и сотнями миллионов тонн в год, вызывают необходимость подбора технических средств механизации основных процессов, соответствующих по производительности, размерам, развиваемым усилиям (мощности) друг другу. Такая цепь взаимосвязанных машин и механизмов, обеспечивающих надежную и эффективную разработку и перемещение пород, называется комплексом карьерного оборудования.

Комплексная механизация предусматривает полную механизацию не только основных, но и вспомогательных процессов. Комплекс карьерного оборудования включает соответствующие основному оборудованию по мощности и производительности средства механизации вспомогательных работ. Из всех операций вытеснен тяжелый ручной труд.

Наиболее дорогостоящим и трудоемким процессом при открытой разработке является перемещение горных пород. Минимальные затраты средств достигаются либо при перемещении пород в конечном положении по кратчайшему расстоянию, либо при перемещении их на большие расстояния более дешевыми видами транспорта.

В комплексы оборудования добычных и вскрышных работ, как правило, включаются транспортные средства. Они отлича-

ются наличием разгрузочных устройств на поверхностном технологическом комплексе или у потребителей.

Наиболее эффективная и планомерная эксплуатация горного и транспортного оборудования достигается при поточном производстве горных работ, характеризуемом выполнением всех процессов в одном темпе, непрерывностью общего процесса разработки и равномерностью во времени (ритмичностью). Поточность производства легче достигается при использовании оборудования непрерывного действия (роторных экскаваторов, конвейеров и др.).

Основными принципами, на которых базируются технология и механизация горных работ, являются: поточное производство, совмещение основных процессов, независимость процессов, кратчайшее расстояние перемещения горной массы, сокращение числа и объемов вспомогательных работ.

1.3. ПОНЯТИЕ О КАРЬЕРЕ

В результате производства открытых горных работ на земной поверхности образуются большие выемки, совокупность которых называют карьером. Контур поперечного сечения этих выемок является незамкнутым.

В административно-хозяйственном понимании карьером называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения. В угольной промышленности и на россыпных месторождениях карьер называют разрезом.

При производстве открытых горных работ для добычи полезного ископаемого горизонтальной или пологой залежи необходимо удалить покрывающие пустые (вскрышные) породы (рис. 1.1, а), а лежащий бок (почва) залежи не разрабатывается.

При разработке наклонных и крутых залежей помимо покрывающих пород необходимо удалить и часть вмещающих пустых пород для создания транспортного доступа к различным частям залежи по глубине и для обеспечения устойчивости массива вмещающих пород после выемки полезного ископаемого. Так как для этих целей угол откоса породного массива должен быть не более $25-30^\circ$, при открытой разработке наклонных залежей удаляются только вскрышные породы со стороны всячего бока залежи, а породы лежачего бока не вынимаются (рис. 1.1, б). При разработке крутых залежей вынужденно удаляют породы со стороны всячего и лежачего ее боков (рис. 1.1, в).

Удаление больших масс покрывающих и вмещающих вскрышных пород является характерной особенностью открытых разработок угольных и рудных месторождений, когда годовые объемы перемещаемых пород могут в несколько раз превышать объемы добываемых полезных ископаемых. При разработке строительных горных пород объемы работ по удалению

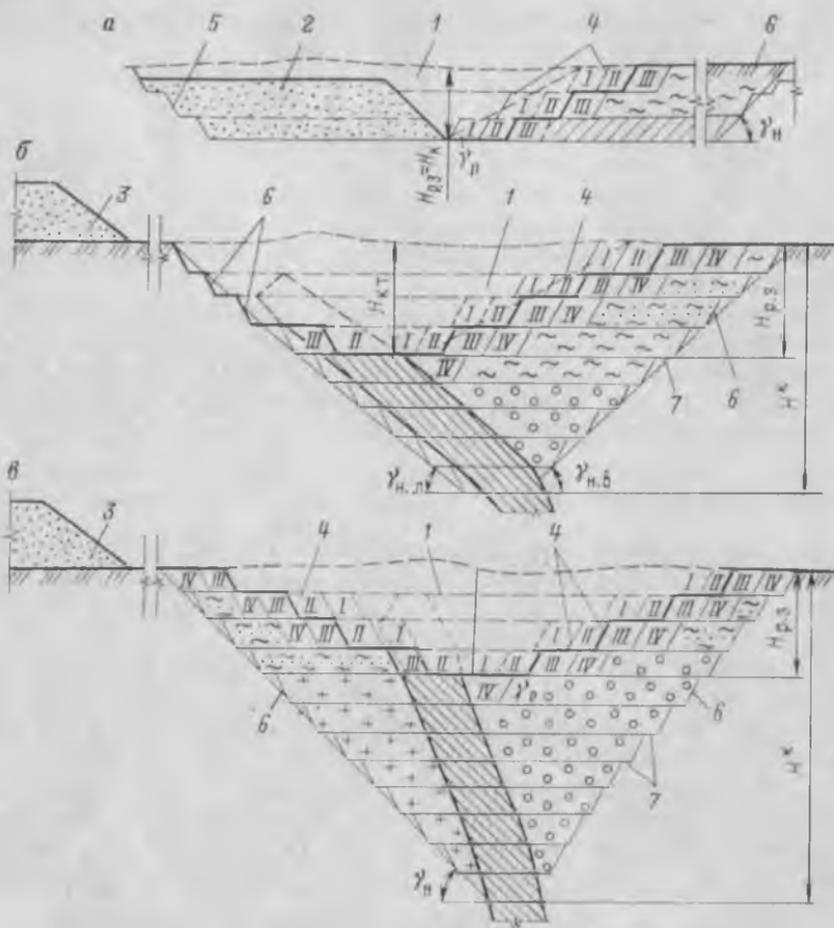


Рис. 1.1. Принципиальные схемы открытой разработки залежей:

a — горизонтальных; *б* — наклонных; *в* — крутых; 1 — выработанное пространство; 2 и 3 — внутренние и внешние отвалы; 4 и 5 — рабочий и нерабочий борты; 6 — конечный контур карьера; 7 — бермы; I, II, III, IV — последовательность развития работ на уступах; $H_{рз}$ — высота рабочей зоны; H_k — конечная глубина карьера; γ_p — угол откоса рабочего борта; γ_n — угол откоса нерабочего борта; $\gamma_{н,л}$ — угол откоса нерабочего борта по лежащему боку; $\gamma_{н,в}$ — угол откоса нерабочего борта по висячему боку

пустых пород невелики, а в некоторых случаях и совершенно отсутствуют.

При ведении горных работ с земной поверхности создается техническая возможность, а большие объемы горных работ обуславливают необходимость применения в карьерах мощного оборудования для разрушения, выемки и транспортирования пород.

Выемка полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород производится слоями с опережением верхними нижних; в результате разрабатываемый массив горных пород при-

обретает форму уступов. Между смежными слоями (уступами) оставляют площадки для размещения экскаваторов, транспортных коммуникаций и других производственных целей. В результате выемки полезного ископаемого и вскрышных пород в земной коре образуется ступенчатая поверхность уже выработанного пространства (см. рис. 1.1). Размеры выработанного пространства при разработке горизонтальных месторождений увеличиваются в плане (см. рис. 1.1. а), а при разработке наклонных и крутых месторождений — одновременно в плане и по глубине (см. рис. 1.1. б и в), так как постепенно создаются (нарезаются) новые слои (уступы) по глубине залежи. Глубина выработанного пространства при разработке мощных крутых залежей может достигать нескольких сотен метров.

Выемка пород и полезного ископаемого в нижнем слое или создание (нарезка) нового слоя возможны только после выемки горной массы во всех вышележащих слоях или части их. Поэтому выемка вскрышных пород должна опережать во времени и пространстве выемку полезного ископаемого.

Для того чтобы уменьшить затраты на перемещение пород, покрывающих или вмещающих залежь, при разработке горизонтальных и пологих залежей стремятся перемещать вскрышные породы по кратчайшему расстоянию в ранее созданное выработанное пространство. При наклонном и крутом падении залежей в большинстве случаев отсутствует возможность размещения вскрышных пород в выработанном пространстве и их вывозят за пределы карьера.

Насыпи пустых пород и некондиционных полезных ископаемых, извлекаемых и удаляемых при открытой разработке месторождения, называют отвалами. Отвалы, размещаемые в выработанном пространстве карьера, называют внутренними (см. рис. 1.1, а), а вне контуров карьера — внешними (см. рис. 1.1, б и в).

При неустойчивых породах откосы выемок выполаживаются, что увеличивает объем работ и затраты на них. При большой мощности неустойчивых покрывающих пород открытая разработка месторождения может оказаться сложнее и дороже подземной.

Для производства открытых горных работ необходимы большие размеры горных выработок (широкие площадки, большая длина уступов и др.) с целью применения оборудования большой мощности и производительности. Производительность карьерных экскаваторов может достигать десятков миллионов кубических метров породы в год, для чего необходимы высококвалифицированный персонал и четкая организация производства.

Безопасность производства открытых горных работ достигается осуществлением мероприятий по отводу поверхностных и подземных вод, снегозащите, укреплению и выполаживанию откосов уступов, склонных к оползанию и обрушению, и др. На

карьерах нередко возникают запыленность и загазованность атмосферы из-за бурения скважин, многократных перевалок горной массы экскаваторами, местных пожаров (при разработке угля), работы дизельных машин, интенсивного движения карьерных автосамосвалов и других причин. В таких случаях необходимы проветривание рабочих мест и проведение мероприятий по борьбе с пылью и пожарами.

1.4. ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРА

Месторождение или часть его, разрабатываемую одним карьером, называют карьерным полем. Карьерное поле является объемной геометрической фигурой, характеризуемой размерами в плане и глубиной; оно входит в состав земельного отвода карьера, в пределах которого размещаются также удаленные из карьера вскрышные породы, промышленная площадка и другие производственные сооружения.

Как уже отмечалось, разработку горных пород в карьере ведут слоями с опережением в плане верхними слоями нижних. Обычно слои горизонтальны (рис. 1.2, а). Иногда пологую залежь разрабатывают наклонными слоями (рис. 1.2, б и в), а крутую — крутыми слоями (рис. 1.2, г).

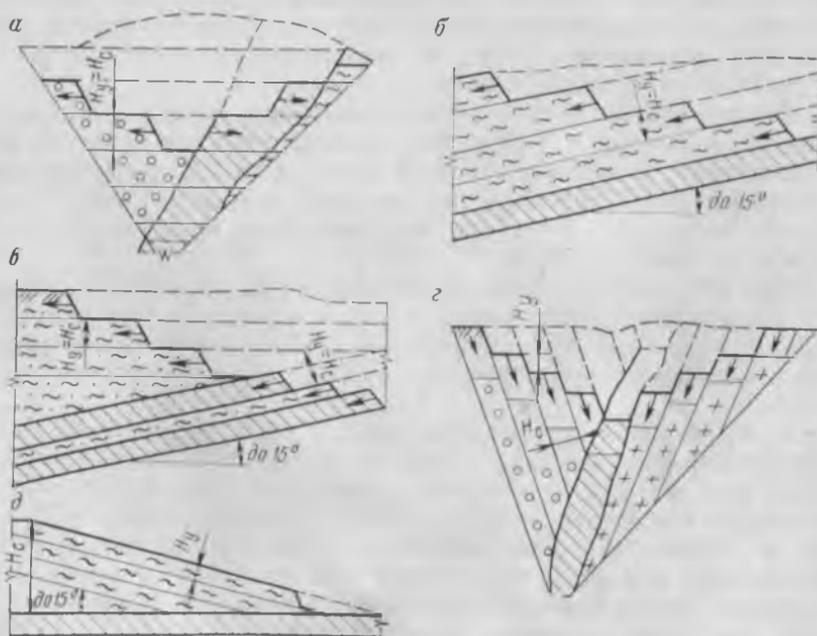


Рис. 1.2. Типовые схемы слоев и уступов:
 t_c — высота (толщина) слоя; H_y — высота уступа

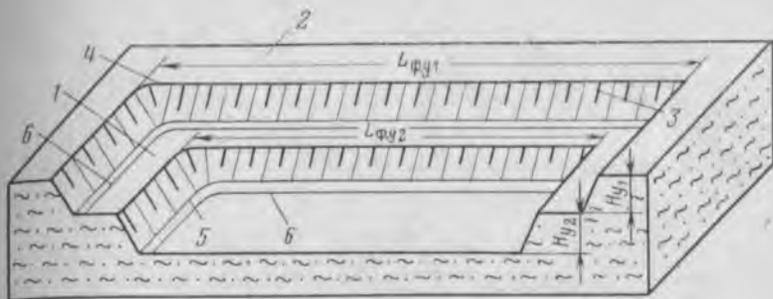


Рис. 1.3. Элементы уступа:

1 и 2 — нижняя и верхняя площадки соответственно; 3 — фронтальный откос уступа; 4 и 5 — верхняя и нижняя бровки соответственно; б — места сооружения транспортных коммуникаций; $L_{фy1}$ и $L_{фy2}$ — длина фронта работ соответственно первого и второго уступов; H_{y1} и H_{y2} — высота первого и второго уступов соответственно

В общем случае слой является более широким понятием, чем уступ. Уступ — это отдельно разрабатываемая часть слоя горных пород, имеющая форму ступени. В наиболее распространенных условиях разработки горизонтальными и наклонными слоями соответственно горизонтальные и наклонные уступы совпадают с ними и имеют ту же высоту (мощность слоя) и размеры в плане. При большой высоте горизонтального слоя (до 50—100 м) его можно разрабатывать и наклонными уступами (рис. 1.2, д). Крутые слои могут разрабатываться горизонтальными уступами (см. рис. 1.2, г).

Каждый уступ характеризуется высотной отметкой, соответствующей горизонту расположения на нем транспортных коммуникаций. Отметки уступов могут быть абсолютные (относительно уровня моря) или, реже, условные (относительно постоянного пункта на поверхности). У горизонтальных уступов отметки постоянные, а у наклонных — переменные.

Горизонтальные или наклонные поверхности уступа, ограничивающие его по высоте, называют нижней и верхней площадками (рис. 1.3), а наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства, — откосом уступа. Углом откоса уступа называется угол, образованный поверхностью откоса уступа и горизонтальной плоскостью, а линии пересечения откоса с верхней и нижней площадками — соответственно верхней и нижней бровками.

Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка вскрышных пород или полезного ископаемого. Если на площадке располагается оборудование, необходимое для разработки уступа, она называется рабочей площадкой.

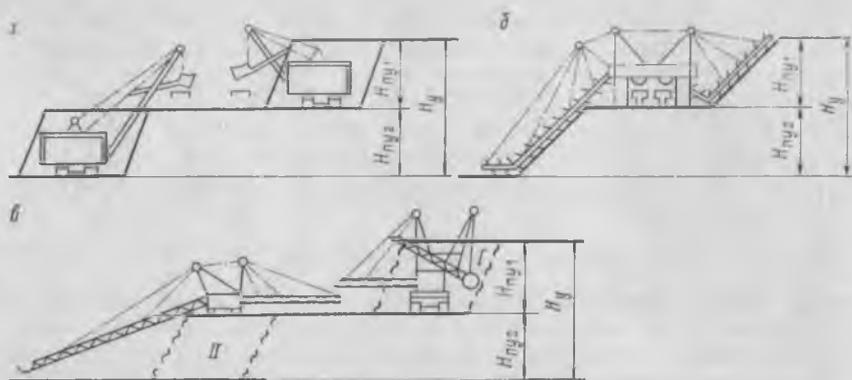


Рис. 1.4. Схемы разработки подступов:

а — одновременно разными экскаваторами; б — последовательно одним экскаватором; в — одновременно двумя экскаваторами; H_y — высота уступа; $H_{пу1}$ и $H_{пу2}$ — высота соответственно первого и второго подступов

Часто уступы разделяются на подступы (рис. 1.4), которые разрабатываются разным выемочным оборудованием или одним и тем же оборудованием последовательно или одновременно, но имеют единые для уступа транспортные пути.

Часть уступа по его длине, подготовленная для разработки, называется фронтом работ уступа, который измеряется его протяженностью $L_{ф.у.}$ Фронт работ уступа может быть прямолинейным или криволинейным в плане, а протяженность его остается постоянной или изменяется, что зависит в первую очередь от формы и размеров разрабатываемой залежи. Подготовка фронта заключается главным образом в подводе транспортных и энергосиловых коммуникаций для обеспечения работы оборудования на уступе.

В результате выемки пород происходит отработка уступа. В подавляющем большинстве случаев в карьере одновременно разрабатывается несколько уступов, происходит их продвижение, а часто и создание новых уступов по глубине карьера. Ступенчатые боковые поверхности, образованные откосами и площадками уступов и ограничивающие выработанное пространство, называются бортами карьера (см. рис. 1.1).

Борт, представленный рабочими уступами, называют рабочим бортом карьера. Линия, ограничивающая карьер на уровне земной поверхности, является верхним контуром карьера, а линия, ограничивающая дно (подошву) карьера, его чижним контуром. При производстве горных работ положение рабочего борта, верхнего и нижнего контуров карьера меняется в пространстве. Постепенно отдельные уступы, начиная сверху, достигают конечных контуров (границ)

карьера. К моменту погашения (окончания) открытых работ им соответствуют конечная глубина и конечные размеры карьера в плане (см. рис. 1.1). Откосы уступов нерабочих бортов карьера, на которых горные работы не проводятся, разделяются бермами (площадками): транспортными и предохранительными.

Угол между линией, нормальной к простиранию борта и соединяющей верхний и нижний контуры, и горизонталью называется углом откоса борта карьера (рабочего или нерабочего). Величина его зависит от высоты уступов и ширины их площадок и находится обычно в пределах: рабочего борта $7-17^\circ$ (иногда до $23-27^\circ$), нерабочего борта $25-53^\circ$.

Совокупность уступов, находящихся в одновременной разработке, называется рабочей зоной карьера. Положение рабочей зоны определяют отметками нижних площадок верхнего и нижнего (на данный момент времени) рабочих уступов карьера (см. рис. 1.1). Длина фронта горных работ карьера представляет собой суммарную протяженность фронтов горных работ всех рабочих уступов.

Для введения в разработку нового уступа необходимо создать транспортный доступ к нему и первоначальный фронт работ с соответствующей рабочей площадкой.

Для расположения транспортных коммуникаций, по которым будет осуществляться транспортирование горной массы нового уступа на поверхность или вышележащие уступы, необходимо вскрыть уступ, т. е. провести с поверхности или вышележащего уступа специальные (вскрывающие) горные выработки. Эти выработки в большинстве случаев соединяют пункты, расположенные на разных высотных отметках (если вскрывают один уступ, то разница высотных отметок равна высоте уступа), и поэтому имеют определенный уклон i . При сооружении вскрывающие выработки обычно имеют близкое к трапецидальному или треугольному сечению и называются соответственно капитальными траншеями и полутраншеями (рис. 1.5, а и б).

Для создания начального фронта работ на вскрытом уступе (нарезки уступа) необходимо провести от вскрывающей выработки горизонтальную (реже с небольшим уклоном для стока воды) горную выработку значительной протяженности по сравнению с размерами поперечного трапецидального (треугольного) сечения — разрезную траншею (полутраншею) или разрезной котлован, длина и ширина которого имеют один порядок измерения (рис. 1.5, в и г).

Главные параметры карьера следующие:

1. Конечная глубина, которая при разработке наклонных и крутых залежей определяет возможную производственную мощность карьера, размеры его по поверхности, общий объем извлекаемой горной массы. Для горизонтальных и пологих залежей конечная глубина определяется природными

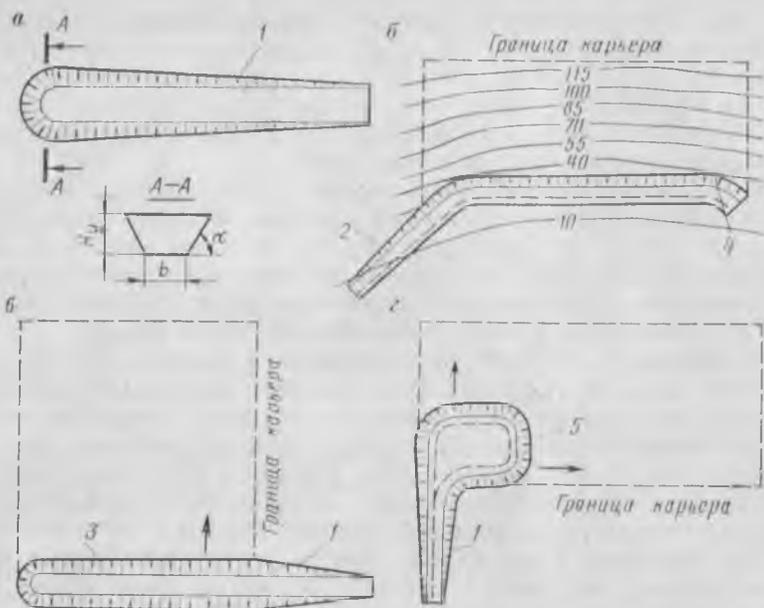


Рис. 1.5. Схемы горно-подготовительных выработок:

1 и 2 — соответственно капитальные траншеи и полутраншеи; 3, 4 и 5 — соответственно разрезные траншеи, полутраншеи и котлован; α — угол откоса борта траншеи; b — ширина подошвы траншеи; стрелками показано направление развития горных работ

условиями и изменяется незначительно за весь период разработки. Конечная глубина устанавливается при проектировании карьера. Современные карьеры имеют глубину от нескольких до 400 м. Проектами предусматривается возможность открытых горных разработок до глубины 700—900 м.

2. Размеры карьера на поверхности по простиранию и вкрест простирания залежи определяются размерами залежи, дна карьера, глубины и углов откоса его бортов. Они устанавливаются графически или аналитически. Форма карьера в плане обычно близка к овальной. Длина карьера изменяется от сотен метров до 8 км, а ширина в зависимости от типа месторождения — до 4 км.

3. Размеры дна карьера устанавливаются окончанием разрабатываемой части залежи на отметке конечной глубины карьера. Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки пород на нижнем уступе (по ширине не менее 20 м, по длине не менее 50—100 м).

4. Углы откосов бортов карьера определяются условиями устойчивости пород прибортового массива и разме-

щения транспортных коммуникаций. Их принимают более крупными для уменьшения объема вскрышных работ.

5. Общий объем горной массы в контурах карьера является важнейшим показателем, определяющим производственную мощность предприятия, срок его существования и др.

При равнинном рельефе поверхности достаточно точно общий объем горной массы в карьере (m^3) можно определить по выражению

$$V = S_d H_k + \frac{1}{2} P_d H_k^2 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_k^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \quad (1.1)$$

где S_d — площадь дна карьера, m^2 ; H_k — глубина карьера, m , P_d — периметр дна карьера, m ; $\gamma_{\text{ср}}$ — усредненный угол откоса бортов, градус.

Площадь, форма контура и периметр дна карьера в первую очередь зависят от размеров и конфигурации залежи. Дну карьера придается по возможности округленная форма с целью повышения устойчивости бортов и уменьшения объема извлекаемых вскрышных пород.

6. Запасы полезного ископаемого в контурах карьера — важнейший показатель, определяющий возможный масштаб добычи, срок существования карьера и экономические результаты разработки. Запасы в пределах каждого уступа (горизонта) и карьерного поля в целом устанавливаются при разведке месторождения, а затем уточняются и пересчитываются в контурах карьера при проектировании и эксплуатации его в соответствии с установленными и периодически изменяющимися условиями на полезное ископаемое.

2. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ КАК ОБЪЕКТ РАЗРАБОТКИ

2.1. ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ И ИХ КАЧЕСТВО

К *полезным ископаемым* относятся все виды горных пород, добываемых для хозяйственных, строительных, промышленных и научных целей и используемых в сыром виде или после переработки. При добыче полезных ископаемых открытым способом неизбежно разрабатываются покрывающие и вмещающие вскрышные породы. Полезное ископаемое и вскрышные породы объединяются понятием *горная масса*. Разделение пород на полезные ископаемые и вскрышные породы относительно. С прогрессом техники добычи и переработки многие вскрышные породы начинают использоваться как полезные ископаемые и число последних увеличивается.

Полезные ископаемые имеют огромное значение в экономике страны, являясь основой строительства и промышленности,

а масштаб их добычи и переработки определяет уровень материального производства, богатства и экономического развития государства.

Различают полезные ископаемые: металлические (руды черных, цветных, благородных, радиоактивных и редких металлов), неметаллические (сырье для металлургической, химической и других отраслей промышленности), горючие (уголь, горючие сланцы, торф и др.) и строительные горные породы (известняки, мраморы, граниты, гравий, пески и др.).

Совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической эффективности использования, называется *качеством полезного ископаемого*. Для углей, например, качественными показателями являются теплота сгорания, зольность, содержание влаги, кусковатость, содержание минеральных примесей, выход летучих, содержание серы и др., а для руд — процентный состав регламентируемых химических элементов, минералогический состав, структурные и текстурные особенности и другие свойства.

Каждое производство по-своему регламентирует качество одного и того же полезного ископаемого. Например, при химической переработке каменных углей в синтетические материалы не регламентируется их теплота сгорания; доломит, применяемый в системах очистки воды, оценивается по иным качественным показателям, чем тот же доломит, используемый для производства огнеупорных изделий.

Одни качественные свойства полезного ископаемого относятся к числу главных — полезных, а другие, усложняющие или удорожающие его переработку или эксплуатацию, являются вредными. Например, для руд цветных металлов полезные свойства — это содержание извлекаемых металлов, а вредные — содержание мышьяка, вторичных сульфидов, высокая влажность и т. д.

Качество полезных ископаемых в недрах оценивается *кондициями**, которые устанавливаются на различных стадиях разведки, проектирования, разработки и эксплуатации месторождений.

Кондиции должны обеспечить эффективное использование недр с учетом затрат на добычу и переработку полезного ископаемого и последующее использование продукции. Например, при установлении кондиций на энергетический уголь должны учитываться затраты на 1 МДж выработанной электроэнергии. С увеличением расстояния перевозок требования к качеству возрастают.

Отклонение от кондиций при горных работах оценивается количественными и качественными потерями.

* Кондиция — условие договора или норма, которой должна соответствовать поставляемая продукция.

Количественные потери характеризуют уменьшение объема кондиционного полезного ископаемого вследствие оставления в недрах, отнесения к вскрышным породам, просыпания при погрузке и транспортировании и по другим причинам.

Качественные потери (разубоживание) характеризует степень примешивания к кондиционному полезному ископаемому при ведении горных работ пустой породы или некондиционных сортов полезного ископаемого.

2.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД

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

При разработке горные породы подвергаются различного рода воздействиям, главным образом механическим: ударам, сдвигу, уплотнению, перемещению и другим, в результате чего изменяется их состояние. В общем случае различают естественное и искусственно измененное (посредством взрыва, механическими способами разрушения, водопонижением, химическим укреплением и др.) состояния горных пород.

Горному инженеру важно знать физико-технические свойства и характеристики горных пород: плотность, пористость, влажность, сопротивление различным усилиям, абразивность, вязкость, хрупкость, устойчивость, увеличение объема при разрушении и др. При воздействии на породный массив в первую очередь необходимо знание свойств пород в их естественном состоянии; для других целей (погрузка, перемещение, складирование, дробление и др.) следует определять и учитывать свойства пород в искусственно измененном состоянии. При этом свойства пород зависят как от свойств пород в естественном состоянии, так и от способа воздействия на них и стадии разработки. Изменение свойств начинается на месте залегания пород. Например, при взрыве происходит не только разрушение пород, но и ослабление связей в прилегающем породном массиве; при водопонижении также изменяются свойства пород в массиве и т. д. Во многих случаях свойства пород изменяются постепенно (например, уплотнение пород в насыпях, слеживание, выветривание, фильтрационное оплывание сыпучих пород и т. д.).

Свойства пород изменяются в большом диапазоне. Трудно найти хотя бы две одинаковые по минералогическому составу породы на разных месторождениях с одинаковыми свойствами и характеристиками. Поэтому принято объединять породы

в группы, категории и классы с определенным диапазоном свойств и характеристик.

Для открытой разработки все горные породы целесообразно делить на группы:

скальные и полускальные (в естественном их состоянии);
разрушенные (искусственно или естественно измененные породы первой группы);

плотные, мягкие (вязные) и сыпучие.

Группы пород определяют способы их разработки и применяемые для этого технические средства.

Учитывая особо важное значение трещиноватости пород для расчета технологических процессов и оценки трудности разработки пород, желательно до начала горных работ установить по специальным методикам: тип трещиноватости; углы падения и азимуты главных систем трещин; протяженность, раскрытие и расстояние между трещинами в системах; характер и степень заполнения трещин; общий объем трещинной пустотности (в %); размер отдельностей (блоков) в массиве.

Снижение прочности породы в массиве характеризуется коэффициентом структурного ослабления λ , равным отношению сцепления отдельного куска породы при отрыве от массива K_m к сцеплению ее в образце (куске) K_k . Сцепление по трещинам и тектоническим нарушениям изверженных и метаморфических пород, а также по контактам слоев осадочных пород часто не превышает 0,05—0,1 МПа.

При оценке трещиноватости породного массива сейсмическими и акустическими методами может быть использован акустический показатель трещиноватости A_t , равный отношению квадратов скоростей распространения продольных волн в массиве и в образце данной породы*.

2.3. ХАРАКТЕРИСТИКА СКАЛЬНЫХ И ПОЛУСКАЛЬНЫХ ПОРОД

К скальным породам относятся большинство изверженных и метаморфических, а также некоторые осадочные породы, насыщенные водой и характеризующиеся пределом прочности при одноосном сжатии в куске (образце) более 50 МПа. К ним, в частности, относятся кварциты, граниты, базальты, габбро, колчеданы, прочные известняки, песчаники, песчаные сланцы, кремнистые конгломераты.

К полускальным породам относятся выветрелые изверженные и метаморфические породы и в основном коренные осадочные породы (глинистые и песчано-глинистые сланцы, глинистые и известковистые песчаники, руды гематитовые, мергели, известковые брекчин и конгломераты, известняк-ракушечник, аргиллиты, алевролиты, гипс, каменная соль, каменные и прочные

* Изучаются в курсе «Основы физики горных пород».

бурые угли и др.). Предел их прочности при одноосном сжатии в куске (при насыщении его водой) от 20 до 50 МПа. Характерным отличием полускальных пород от менее прочных (плотных) является необходимость предварительного их разрушения при разработке (обычно взрывным способом).

По степени трещиноватости (блочности) третьего порядка в массиве различают пять категорий скальных и полускальных пород (табл. 2.1).

У чрезвычайно трещиноватых пород силы сцепления между отдельностями весьма малы ($A_i=0,1\div 0,01$; $\lambda=0,01\div 0,065$).

Сильнотрещиноватые породы часто имеют выраженное напластование и видимые сомкнутые трещины ($A_i=0,25\div 0,1$; $\lambda=0,05\div 0,15$), а сцепление между отдельностями незначительное.

Среднетрещиноватые породы характеризуются выраженным блочным строением, хорошо различимыми трещинами ($A_i=0,4\div 0,25$; $\lambda=0,1\div 0,55$).

Малотрещиноватые породы характеризуются выраженным блочным строением и видимыми трещинами, иногда заполненными мелким нецементирующим материалом; сопротивление отрыву блоков значительное ($A_i=0,6\div 0,4$; $\lambda=0,5\div 0,9$).

Практически монолитные породы характеризуются весьма значительными размерами блоков ($A_i=1\div 0,6$; $\lambda=0,6\div 0,98$).

Слоистые породы характеризуются выраженным напластованием маломощных, сравнительно однородных слоев. Сцепление по напластованию значительно меньше, чем в поперечном направлении. Контактные поверхности слоев после разделения обычно ровные.

Скальные и полускальные породы в массиве могут находиться также в нарушенном, мерзлом состоянии или являться смесью разнопрочных пород.

Нарушенные породы — естественно или искусственно измененные; для них характерны глубокие раскрытые трещины. Естественно нарушенные породы встречаются главным образом в зонах тектонических нарушений. В нарушенных породах по сплошным трещинам разломов и дизъюнктивных нарушений сцепление массива очень мало или вовсе отсутствует. При заполнении зон глинистым материалом, особенно насыщенным водой, резко снижается также коэффициент внутреннего трения по сравнению с величиной его в ненарушенной породе. Искусственно нарушенные породы характерны для зон выветривания, сдвига, обрушения, оползней, сейсмического воздействия взрывов. Особенно интенсивно выветриваются в обнажениях метаморфические серицитовые, хлоритовые и тальковые сланцы. Помимо снижения прочности нарушенных пород изменяются и другие их свойства.

Т а б л и ц а 2.1. Междуведомственная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве

Категория трещиноватости пород	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, см	Удельная трещиноватость, 1/м	Содержание, %, в массиве отдельностей размером крупнее, см		
				30	70	100
I	Чрезвычайно трещиноватые (малоблочные)	До 10	Более 10	До 10	Около 0	0
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	10—50	2—10	10—70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	50—100	1—2	70—100	30—80	5—40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	100—150	1,0—0,65	100	80—100	40—100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Более 150	Менее 0,65	100	100	100

Разнопрочные породы характерны для сложных тектур, зон контактов и тектонических нарушений.

Скальные и полускальные малотрещиноватые сухие породы при отрицательной температуре практически незначительно меняют свои свойства.

Промерзшие полускальные трещиноватые породы высокой влажности (12—18 %) и относительно малой прочности (20—30 МПа) имеют повышенное сопротивление внешним усилиям вследствие заполнения трещин льдом. При оттаивании такие породы, например аргиллиты и алевролиты, разупрочняются из-за расширения трещин, растворения цементирующих веществ, повышения естественной влажности и под действием других факторов.

2.4. ХАРАКТЕРИСТИКА РАЗРУШЕННЫХ ПОРОД

В результате воздействия взрыва, механического разрушения и дробления или природных сил (обрушение, выветривание и др.) скальные и полускальные породы переходят в разрушенное состояние и становятся пригодными для погрузки и перемещения обычными техническими средствами. Разрушенные породы различаются по степени связности, кусковатости и прочности в куске, которая соответствует прочности пород до разрушения.

Связность отражает характер связей между смежными кусками породы, сопротивление отрыву которых значительно

меньше по сравнению с сопротивлением сдвигу. Степень связности зависит в первую очередь от разрыхленности разрушенных пород, а также их кусковатости, что выражается величинами сцепления K_c (связи природного характера), зацепления K_z (связи механического характера разрушения) и угла внутреннего трения пород ρ . Разрыхленность характеризует увеличение объема разрушенной породы по сравнению с занимаемым в массиве и определяется величиной коэффициента разрыхления K_p .

По степени связности разрушенные породы подразделяются на три категории:

I категория — сыпучие разрушенные породы. Характеризуются наличием многочисленных воздушных промежутков между кусками, но возможно зажатие отдельных кусков и зацепление между ними. Породы склонны к осыпанию и образованию четко выраженных откосов. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,4 \div 1,65$, а иногда более;

II категория — связно-сыпучие разрушенные породы. Характеризуются наличием небольших воздушных промежутков (пустот) между отдельными природными блоками и кусками. Сцепление между ними отсутствует, но куски зажаты и сохраняются зацепление между кусками и сцепление по ненарушенным природным трещинам в кусках. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,2 \div 1,3$. Насыпь не имеет четко выраженных откосов;

III категория — связно-разрушенные породы. Представлены природными отдельностями массива, не полностью разделенными между собой. При этом трещиноватость массива увеличивается, но сохраняется в значительной мере сцепление между блоками. Коэффициент разрыхления $K_p = 1,03 \div 1,05$, реже $1,05 \div 1,1$. Уступы имеют крутой откос.

Кусковатость определяют по среднему линейному размеру куска.

Разрушенные породы по кусковатости подразделяются на пять категорий:

I категория — очень мелко разрушенные породы с размером наиболее крупных кусков до $0,4-0,6$ м; $d_{cp} \leq 0,1$ м;

II категория — мелко разрушенные породы с размером кусков до $0,6-1,0$ м; $d_{cp} = 0,15 \div 0,25$ м;

III категория — среднеразрушенные породы с размером кусков до $1,0-1,4$ м; $d_{cp} = 0,25 \div 0,35$ м;

IV категория — крупно разрушенные породы с размером наиболее крупных кусков $1,5-2,0$ м; $d_{cp} = 0,4 \div 0,6$ м;

V категория — весьма крупно разрушенные породы, которые содержат отдельные куски размером $2,5-3,0$ м и более; $d_{cp} = 0,7 \div 0,9$ м.

Для очень мелко-, мелко- и среднеразрушенных сыпучих пород максимальный коэффициент разрыхления ограничен и обычно не превышает $1,5$.

Разрушенные взрывным способом породы называются соответственно весьма крупно-, крупно-, средне-, мелко- и очень мелкозорванными породами.

Полученные в результате механического дробления (в дробилках) мелкоразрушенные породы крупностью кусков не более 0,2 м называются раздробленными породами, а не более 0,1 м — мелкораздробленными породами. К очень мелкоразрушенным породам относится и щебеночно-гравийная масса, крупность частиц которой составляет 70—40, 40—20, 20—10, 10—5 мм.

Категории разрушенных пород по кусковатости и степени связности зависят от вида и условий процесса их разрушения. При механическом дроблении или дополнительном перемещении различными техническими средствами породы всегда сыпучие; связь между отдельными кусками обусловлена только силами трения и небольшого зацепления. Взорванные породы любой кусковатости могут быть связными, связно-сыпучими или сыпучими в зависимости от характера и условий взрывания, а также местонахождения после взрыва.

Разрушенные породы, перемещенные и уложенные в насыпи и отвалы, характеризуются коэффициентом внутреннего трения, равным тангенсу угла β естественно откоса. Обычно $\beta = 34 \div 38^\circ$. При высоте насыпей крупнокусковых пород $H_n \leq 10$ м угол $\beta = 42 \div 45^\circ$. В нижней части высоких насыпей вследствие разлета кусков угол откоса выполаживается до $25\text{—}30^\circ$. Только при $H_n = 10 \div 20$ м породы имеют зацепление до 0,05—0,1 МПа.

Породные насыпи, как правило, неоднородны из-за отсыпки литологически разных пород, а также их крупности. С течением времени породы в насыпях уплотняются, цементируются продуктами выветривания и приобретают значительное сцепление (до 0,5—1 МПа), не теряя внутреннего трения. Такие породы являются уже слежавшимися. Легче уплотняются мелко-разрушенные полускальные породы. Откосы старых насыпей выполаживаются до $27\text{—}32^\circ$.

Породные куски, имеющие размеры больше допустимых по технологическим условиям разработки, называются негабаритными; они подлежат дополнительному дроблению. Размер и выход негабаритных кусков являются понятиями относительными, определяемыми мощностью погрузочного и транспортно-оборудования. Чем больше допустимый размер куска, тем меньше при одинаковом качестве взрыва выход негабарита.

2.5. ХАРАКТЕРИСТИКА ПЛОТНЫХ, МЯГКИХ И СЫПУЧИХ ПОРОД

Плотные породы включают твердые глины, мел, бурые и каменные угли, глинистые руды и др. Предел прочности пород при одноосном сжатии равен 5—20 МПа. Они способны в мас-

сиве сохранять откосы под углом до $60\text{--}70^\circ$ при высоте до $10\text{--}20$ м, их можно разрабатывать горными машинами без предварительного разрушения при достаточных усилиях копания (не менее $0,3\text{--}0,4$ МПа). Довольно часто при отсутствии мощной техники такие породы перед выемкой взрывают или рыхлят. При быстром сдвиге плотные породы скалываются, но при длительном воздействии нагрузки они ведут себя как пластичные тела. Угол внутреннего трения $\rho = 16\text{--}35^\circ$, сцепление K_c в куске составляет $0,5\text{--}4$ МПа.

Мягкие породы включают песчаные глины, суглинки, супеси, мягкие угли, полностью дезинтегрированные изверженные и метаморфические породы и др. Предел прочности их при сжатии $1\text{--}5$ МПа, угол внутреннего трения $\rho = 14\text{--}23^\circ$, сцепление $K_c = 0,05\text{--}0,1$ МПа. Такие породы достаточно легко, без предварительного рыхления разрабатываются всеми видами выемочных машин с усилиями копания $0,2\text{--}0,3$ МПа и способны сохранять откосы под углом $50\text{--}60^\circ$ при высоте их до $7\text{--}15$ м. При высыхании эти породы становятся полутвердыми, а под действием воды набухают.

Неуплотненные глинистые породы (некоторые виды жирных тонкодисперсных гидрофильных глин, пылеватые пески, илы, заторфованные осадки, разжиженный и обводненный лёсс, почвы) имеют предел прочности при сжатии не выше 1 МПа, угол внутреннего трения $\rho < 10^\circ$ и сцепление K_c не выше $0,05$ МПа. Такие породы часто тиксотропны, характеризуются высокой влажностью, сжимаемостью и размываемостью. Большая часть воды является капиллярной, поэтому водоотдача незначительна и осушение затруднено. Особенно неустойчивы пылеватые породы в водонасыщенном состоянии; при динамическом воздействии они теряют связность и практически мгновенно (будучи взвешенными в воде) приходят в движение и оплывают под пологими углами (до $3\text{--}5^\circ$).

Разрыхленные мягкие породы (искусственно измененные глины, суглинки, глинистые пески и др.) теряют естественное сцепление и увеличиваются в объеме на $15\text{--}30\%$. После складирования в насыпи под действием веса вышележащей толщи они уплотняются. При невысокой влажности и отсутствии подтока воды плотность таких пород в нижней части насыпи высотой 20 м и более через $1\text{--}2$ года становится близкой к плотности в массиве; соответственно возрастает сцепление.

У влажных разрыхленных глинистых пород при уплотнении постепенно из пор вытесняется воздух, и далее оно происходит за счет отжима воды. Возникающее в воде давление (поровое) снижает силы трения между частицами. При низкой фильтрации ($K_f \leq 11,6 \cdot 10^{-10}$ м/с) вследствие малой скорости рассеивания порового давления и вязкопластических деформаций скелета глинистые породы остаются неуплотненными в течение длительного времени, измеряемого годами. Поэтому разрых-

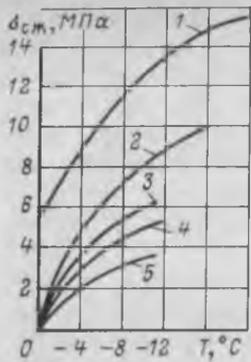


Рис. 2.1. График зависимости сопротивления пород сжатию $\sigma_{сж}$ от температуры T :

1 — песок при влажности $W=16 \div 17\%$; 2 и 3 — супеси соответственно при $W=11 \div 12\%$ и $W=21 \div 26\%$; 4 и 5 — глины соответственно при $W=43 \div 44\%$ и $W=52 \div 61\%$

расположенных в массиве основной породы. Наиболее характерны разнородные породы для песчано-гравийных месторождений.

Мерзлые мягкие и сыпучие породы образуются при отрицательной температуре вследствие превращения вначале свободной, а затем и связанной воды в лед, прочно скрепляющий минеральные частицы пород. Часть связанной воды не замерзает, что является причиной сжимаемости мерзлых пород. Наименьшим временным сопротивлением сжатию и наибольшей деформируемостью характеризуются имеющие слоистую криогенную текстуру (с прослоями льда) глинистые породы, а наименьшей деформируемостью — крупнозернистые песчаные породы со ложной текстурой. По мере понижения температуры и увеличения влажности пород (до полного водонасыщения) временное сопротивление их сжатию существенно возрастает (рис. 2.1). Прочность мерзлых мягких и сыпучих пород близка соответственно прочности плотных и полускальных пород. Мерзлые песчаные породы (слитная текстура) при оттаивании имеют те же рочностные показатели, что и до промерзания. Глинистые мерзые породы при оттаивании часто превращаются в разжиженую массу и теряют несущую способность.

6. ОБЩАЯ ОЦЕНКА СОПРОТИВЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД РАЗРУШЕНИЮ

Изменение состояния горных пород на всех стадиях разработки связано, как правило, с их разрушением, происходящим различной формой, степени и объемах.

ленные мягкие породы характеризуются непостоянными показателями трения и сцепления.

К сыпучим породам относятся однородные пески. Углы откосов их в насыпях и массиве не должны превышать угла внутреннего трения ($\rho=19 \div 37^\circ$). Усилия копания в песках наименьшие, так как силы сцепления между однородными окатанными частицами практически отсутствуют. Лишь у разнозернистых песков плотного сложения существует зацепление между частицами, не превышающее $0,03-0,05$ МПа. При динамическом воздействии сопротивление сдвигу песков резко уменьшается.

Разнородные породы обычно представлены уплотненными мягкими и сыпучими породами со скальными включениями в виде гравия, валунов, конгломератов, кремнистых или известковистых прожилковых линз и других, хаотически

Сопrotивление горных пород разрушению оценивается следующими положениями.

1. Разрушение происходит под действием внешних (реже внутренних) сил в результате возникновения в определенных объемах породы напряжений при сжатии, сдвиге и растяжении, превышающих соответствующие пределы прочности $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$.

2. Суммарное действие сил разрушения при различных напряжениях при сжатии, сдвиге и растяжении может быть оценено предельным сопротивлением породы разрушению (МПа):

$$\sigma_p = K_1\sigma_{сж} + K_2\sigma_{сдв} + K_3\sigma_{раст}. \quad (2.1)$$

Значения коэффициентов K_1 , K_2 и K_3 показывают долю участия соответствующих напряжений при разрушении; они неодинаковы для различных процессов разрушения. Для общей относительной оценки сопротивления пород разрушению (трудности разрушения) может быть принято условие равной доли участия разрушающих напряжений (пределов прочности):

$$\sigma_p = (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст})/3. \quad (2.2)$$

3. Предельное сопротивление разрушению породы в массиве зависит от его трещиноватости (третьего порядка), а также плотности породы γ :

$$\sigma_{p.м} = K_{тр}\sigma_p + k_b l \gamma g 10^{-3}, \quad (2.3)$$

где k_b и l — соответственно степень влияния и путь преодоления сопротивления от веса породы.

Общую относительную оценку сопротивления породы разрушению можно произвести по эмпирическому выражению

$$\sigma_{p.м} = [K_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 10^{-3}\gamma g]/3, \quad (2.4)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ выражены в МПа; γ — в кг/м³; $K_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород; g — ускорение свободного падения, м/с².

Для практических расчетов удобнее пользоваться общим показателем трудности разрушения породы

$$P_p = 0,05 [K_{тр}(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 10^{-3}\gamma g]. \quad (2.5)$$

Пределы прочности горных пород при сжатии изменяются в диапазоне от 0,1 до 450 МПа, при сдвиге — от 0,01 до 75 МПа, при растяжении — от 0 до 43 МПа, а плотность пород — от 1200 до 4800 кг/м³.

Классификация горных пород по относительной трудности разрушения произведена по величине P_p . На основе обработки экспериментальных данных более чем по 500 типам горных пород все породы по относительной трудности разрушения разделены на пять классов:

I класс — мягкие, плотные и связные полускальные породы ($P_p = 1 \div 5$); категории пород: 1, 2, 3, 4, 5;

II класс — легкоразрушаемые скальные породы ($P_p=5,1 \div 10$); категории пород: 6, 7, 8, 9, 10;

III класс — скальные породы средней трудности разрушения ($P_p=10,1 \div 15$); категории пород: 11, 12, 13, 14, 15;

IV класс — трудноразрушаемые скальные породы ($P_p=15,1 \div 20$); категории пород: 16, 17, 18, 19, 20;

V класс — весьма трудноразрушаемые скальные породы ($P_p=20,1 \div 25$); категории пород: 21, 22, 23, 24, 25.

Таким образом, по трудности разрушения все породы делятся на 25 категорий; показатель категории совпадает с величиной P_c . Редко встречающиеся породы с $P_p > 25$ относятся к внекатегорным.

Достаточная строгость расчета показателя P_p и широкий диапазон категорий позволили достичь высокой точности классификации пород по трудности разрушения. Ошибка на одну категорию ведет к ошибке в определении технических и экономических показателей не более чем на 3—5 %, что не выходит за пределы точности инженерных расчетов в горном производстве.

Общий показатель трудности разрушения породы P_p определяет относительное сопротивление горных пород при воздействии внешних усилий. Это воздействие характерно для всех процессов открытой разработки, и показатель P_p предназначен для общей технической оценки горной породы как объекта разработки. По величине P_p можно определить и правильно выбрать способ механизации горных работ и основное оборудование по процессам. Показатель P_p не предназначается для расчетов отдельных процессов открытой разработки. Для этого используются показатели трудности бурения, взрывания, экскавации и транспортирования пород, имеющие единую методологическую основу определения с показателем P_p .

Раздел II

Процессы подготовки горных пород к выемке

3. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Подготовка горных пород к выемке производится в целях обеспечения безопасности горных работ, необходимого качества добываемого сырья, технической возможности и наилучших условий применения средств механизации последующих процессов. Подготовка включает: обеспечение устойчивости откосов уступов; осушение горных пород, подлежащих извлечению в данный период разработки; разупрочнение и изменение их агрегатного состояния; разрушение (разрыхление) породного массива и другие виды воздействия на горные породы для облегчения их выемки.

Подготовка к выемке может осуществляться механическими способами (исполнительными органами горных машин), гидравлическими способами (нагнетанием, насыщением водой, растворением), физическими способами (электромагнитным и термическим воздействием), химическим, комбинированными и взрывным способами. Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит прежде всего от вида, агрегатного состояния и свойств пород в массиве, мощности предприятия, наличных технических средств, предъявляемых требований к качеству добываемого сырья, а также от природных условий ведения работ. Затраты на подготовку к выемке составляют от 5 до 40 % общих затрат на горные работы.

Выемка мягких, песчаных и естественно мелкоразрушенных пород успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При этом подготовка совмещена с выемкой и производится одними и теми же средствами механизации.

Выемка плотных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенными усилиями копания. Если усилия, развиваемые выемочными машинами, недостаточны, производится подготовка таких пород к выемке, которая заключается в их предварительном механическом рыхлении или взрывании на сотрясение. В мерзлом состоянии эти породы только при небольших отрицательных температурах могут разрабатываться непосредственно выемочными машинами с повышенными усилиями копания. Как правило, в этих условиях требуется подготовка к выемке механическим

или взрывным способом или предварительное оттаивание. Используются также методы предохранения пород от промерзания.

Скальные и полускальные породы обычно готовятся к выемке взрывным способом. Процессами подготовки в этом случае являются бурение и взрывание.

3.2. ПРЕДОХРАНЕНИЕ ПОРОД ОТ ПРОМЕРЗАНИЯ

На производство открытых горных работ существенно влияют климатические условия. Почти две трети территории нашей страны занимают области с суровым климатом — продолжительной зимой, обильными снегопадами и снежными заносами (рис. 3.1). Например, в Хибинах на Кольском полуострове число дней в году с отрицательной среднесуточной температурой достигает 280, а продолжительность снежного периода 290—300 дней. В районе Норильска к весне высота снежного вала у сооружений достигает иногда 20 м при плотности снега 600—650 кг/м³.

Особо жесткие условия работы людей и оборудования при низкой температуре воздуха возникают при ветре. Общая оценка жесткости климата (погоды) производится обычно в баллах по эмпирическим формулам.

Одной из наиболее распространенных является формула Бодмана, по которой жесткость погоды (балл) выражается в виде

$$Ж = (1 - 0,04t) (1 + 0,272v), \quad (3.1)$$

где t — температура воздуха, °С; v — скорость ветра, м/с.

В районах с суровым климатом конструкции оборудования и аппаратуры должны быть морозостойкими, герметичными, устойчивыми при сильных ветрах и обледенении, автономными, хорошо видимыми (в тумане, при метелях, полярной ночью, при интенсивной солнечной радиации), надежными в эксплуатации при пониженном давлении и большой влажности.

Обычно механическими лопатами с ковшом емкостью $E \leq 1$ м³ можно разрабатывать без предварительного рыхления слой мерзлой породы мощностью не более 0,2—0,3 м, а при $E = 4$ м³ — до 0,5—0,7 м. Бульдозерами, скреперами, а также многоковшовыми экскаваторами в большинстве случаев невозможно разрабатывать мерзлые породы без их предварительного рыхления. Поэтому на карьерах СССР в зимний период, как правило, выемку пород многоковшовыми экскаваторами не производят. При использовании этого оборудования вскрышные (иногда и добычные) работы на карьере ведут сезонно, при положительной температуре воздуха.

Вместе с тем иногда требуется вести горные работы круглогодично. Подготовка горных пород к выемке в зим-

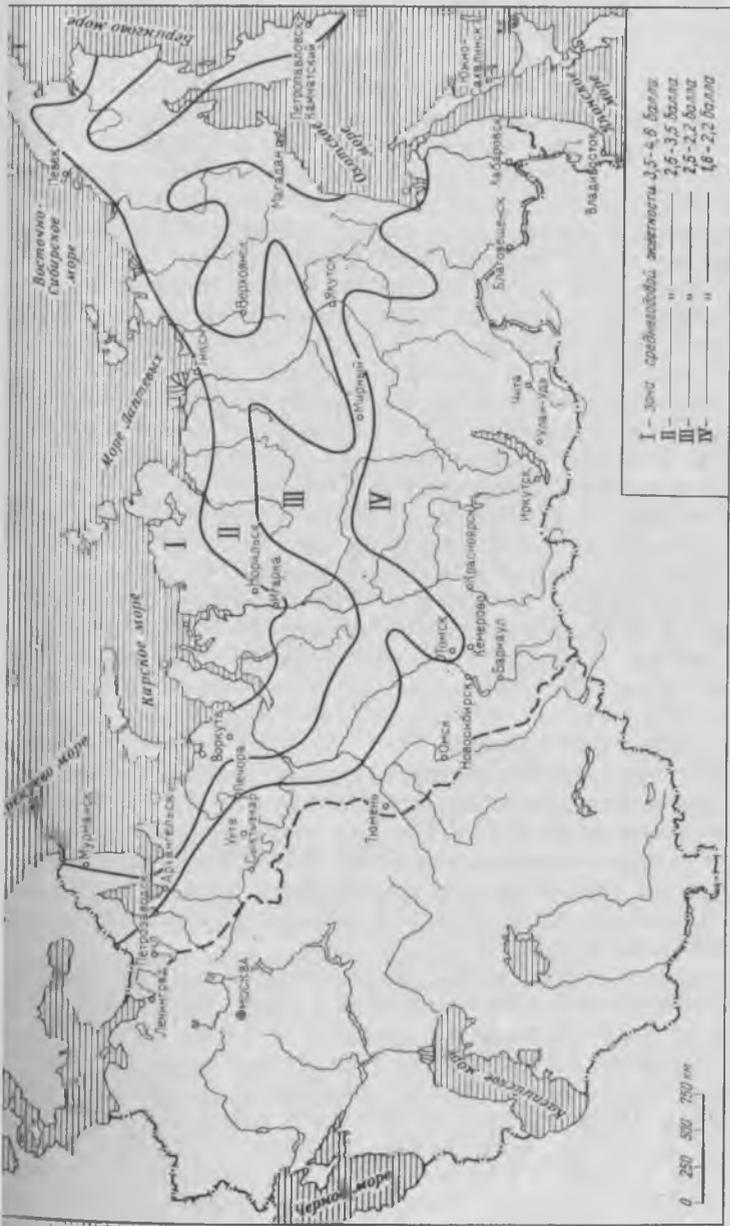


Рис. 3.1. Зоны жесткости погоды на территории СССР

них условиях включает комплекс мероприятий по предотвращению промерзания пород, рыхлению мерзлых пород и приведению их в талое состояние (оттаивание).

Для предохранения пород от промерзания используют вспашку, глубокое рыхление и боронование поверхности разрабатываемого зимой слоя, создают над ним снеговой или искусственный льдовоздушный покров, а также утепляют поверхность теплоизоляционными материалами или устраивают специальные навесы и тепляки, производят химическую обработку пород. Выбор способа предохранения определяется в первую очередь глубиной промерзания пород, которая зависит от температуры воздуха, длительности промерзания, направления и скорости ветра, а также от свойств и состояния горных пород.

Вспашка, рыхление и боронование поверхности позволяют уменьшить теплопроводность породы благодаря образованию в ней рыхлого слоя. Вспашку и рыхление производят специальными плугами или рыхлителями на глубину 0,3—0,4 м, а боронование — на глубину до 0,2 м. Применяют также глубокое (на 1—1,8 м и более) рыхление пород экскаваторами, что уменьшает глубину их промерзания в 2—3 раза.

Часто производят снегозадержание посредством снежных валов или снегозадерживающих щитов, ряды которых располагают перпендикулярно к господствующему направлению ветра на расстоянии друг от друга не более 15-кратной высоты вала. За зимний период щиты переставляют 2—5 раз. Для снегозадержания на площади 1 га требуется 60—100 щитов. Теплоизоляционные свойства снега иногда улучшают путем периодического дождевания его поверхности. Создаваемый ледяной покров препятствует конвекции.

Для предохранения от промерзания россыпей площадь, обвалованную бульдозерами (высота вала до 1,5 м), осенью заливают слоем воды 0,8—1,5 м для создания ледяного покрова.

При глубине промерзания более 0,6—0,8 м необходимо утеплять породу дополнительно *теплоизоляционными материалами*: мхом, опилками, шлаком, углем, минеральной ватой, минеральным войлоком и др.

В связи с постепенным увеличением в зимний период глубины промерзания пород при определении толщины слоя утеплителя должно учитываться время разработки блока уступа.

Применение искусственных утеплителей позволяет свести до минимума, а иногда и совсем предотвратить промерзание горных пород. Предварительное рыхление пород экскаваторами на глубину до 1,2 м, боронование на глубину 0,15 м и утепление площадок и откосов уступов слоем некондиционного угля толщиной 0,15—0,2 м дало возможность на украинских бурогольных карьерах уменьшить промерзание пород в 3,5—4 раза и обеспечить работу многоковшовых экскаваторов на вскрышных уступах в зимний период. Известны случаи утепления уступов

в песчано-гравийных породах и глинах, промерзающих на глубину 2,5—3 м, слоем пенопласта толщиной 0,2—0,25 м, а также вскрышными породами.

Для предохранения от промерзания как мягких, так и разрушенных пород в настоящее время применяются пенолед и замороженная водовоздушная пена. Для получения пены могут быть использованы алкидсульфат, вода и сжатый воздух. Слой замороженной при $t < -15$ °С пены толщиной 0,15—0,2 см, равномерно наносимый с помощью пеногенераторной установки на поверхность любой конфигурации, затем дополнительно еще 3—5 раз покрывают пеной для образования защитной пенистой корки льда толщиной 3—4 мм.

Навесы и тепляки используются на небольших карьерах по добыче глин для кирпичных и керамических заводов на Урале, в Сибири, на Дальнем Востоке. Применяются тепляки с деревянным жестким креплением в виде сборно-разборного шатра, стационарные из металлических форм, с тросовым и сетчатым перекрытием. В летний период на кровле уступа глины, намеченного к зимней добыче, сооружают настил из дерева, металлического каркаса, тросов или сеток, по поверхности которого укладывают слои теплоизоляционных материалов.

Применение тепляков связано с большими затратами и требует значительных объемов работ. Зимой затраты на добычу при их использовании больше, чем летом, в 1,5—2,5 раза.

Химическая обработка песчано-глинистых пород хлористыми солями натрия или калия заключается в рассыпании в сухом виде этих солей в измельченном состоянии (менее 30—40 мм) после предварительной планировки поверхности, вспашки на глубину 20—30 см при наличии уклона (для предотвращения смыва раствора). Покрытие поверхности производится параллельными полосами, расстояние между которыми не превышает 0,7 м.

3.3. ОТАИВАНИЕ МЕРЗЛЫХ ПОРОД

Оттаивание может осуществляться путем электрообогрева, поверхностного пожога, с помощью горячих газов, пара, воды, при сжигании термохимических патронов и т. п.

Электрообогрев может быть глубинным или поверхностным, низко- или высокочастотным.

При глубинном электрообогреве переменным током промышленной частоты напряжением 12—380 В электроды размещают в шпурах, пробуренных на глубину промерзания породы по квадратной или шахматной сетке на расстоянии 0,5—0,7 м один от другого. Электрическая цепь замыкается по талой породе под мерзлым слоем. В результате нагрева талой породы и передачи тепла вышележащим слоям происходит их постепенное оттаивание снизу вверх. Расход электроэнергии при этом составляет до 70 МДж/м³. Использование усовершен-

ствованных электроигл с напряжением 1—2 В и током 2 А снижает расход до 30 МДж/м³.

При поверхностном электрообогреве полосовые электроды в виде сеток из тонкой медной проволоки, длина которых равна наклонной высоте уступа, укладывают на его откос. Питание осуществляется от генератора высокочастотных колебаний.

Поверхностный пожар (сжигание слоя угля толщиной 0,2—0,35 м на поверхности слоя мерзлых пород) иногда используется на карьерах по добыче глины; промерзшая до глубины 2 м глина полностью оттаивает в течение 6—10 дней. Расход топлива на 1 м³ оттаянной породы составляет: дров 0,15 м³, угля 30—60 кг, торфа 120—140 кг.

Для *поверхностного оттаивания пород газообразным топливом* используются горючие газы, поступающие в карьер по газопроводу или доставляемые в баллонах. Развиваются методы оттаивания пород инфракрасным излучением.

Оттаивание паром производится с помощью паровых игл (стальных труб внутренним диаметром 19—22 мм и длиной 1,7—3 м), вставляемых в шпурь или забиваемых в породы по мере их оттаивания на расстоянии 2—2,5 м друг от друга. Используется насыщенный пар с температурой 102—110 °С под давлением 0,2—0,5 МПа. Продолжительность оттаивания тяжелых глин 4—6 ч, расход пара на 1 м³ мерзлоты составляет приблизительно 20—30 кг. Достоинство способа — относительная экономичность, недостаток — увлажнение пород, способствующее их повторному замерзанию. Подобным же образом осуществляется оттаивание горячей водой.

Оттаивание речной водой производят посредством нагнетания ее по погружаемым в мерзлые породы трубчатым иглам, проведения дренажных канав или дождевания. Оно может производиться также при естественном просачивании ее из расположенной на возвышенной части массива оросительной канавы в расположенную ниже на расстоянии 70—150 м дренажную канаву глубиной до 2—3 м. От оросительной могут проводиться поперечные канавы глубиной до 0,7 м, оканчивающиеся в 30—50 м от дренажной. Расход воды на 1 м³ мерзлых пород составляет 120—200 м³.

При водооттаивании дождеванием распыленная стационарной или передвижной дождевальной установкой вода просачивается через верхний талый слой пород под уклон и, отдавая тепло нижележащему слою мерзлоты, постепенно понижает ее уровень.

Гидрооттаивание и парооттаивание широко применяют на разработках россыпей в районах многолетней мерзлоты. Оттаивание определяют с помощью щупов и замеров температуры или электросопротивления в контрольных иглах и скважинах.

При разработке многолетней мерзлоты интенсифицируют *естественное оттаивание*. Для этого за несколько лет до на-

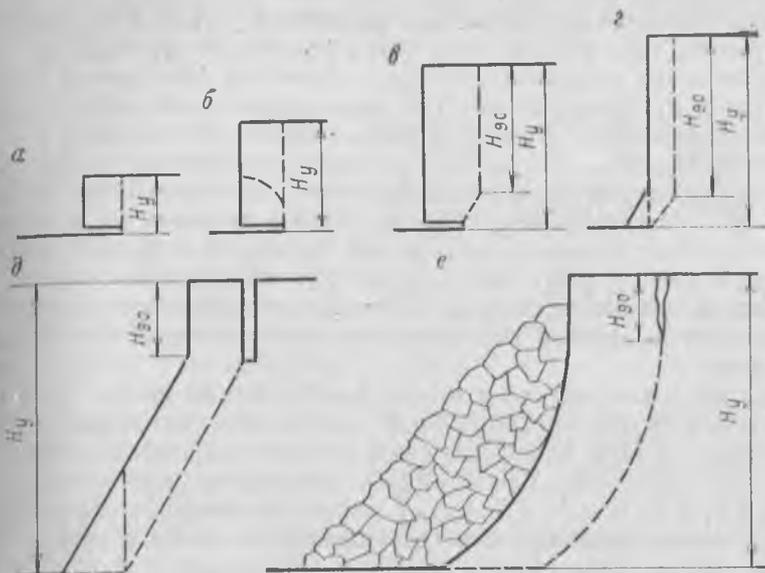


Рис. 3.2. Схемы обрушения уступов:
 а — при $H_y < h_b$; б — при $h_b < H_y < H_{90}$; в — при $H_{90} < H_y < H_{90к}$; г — при $H_y = H_{90к}$; д
 и е — при $H_y > H_{90к}$

чала разработки на участке удаляют растительный слой и проводят осушительную водосборную канаву. Иногда этот способ сочетают с затоплением участка водой для ускорения процесса оттаивания.

3.4. УПРАВЛЯЕМОЕ ОБРУШЕНИЕ ПОРОД

Подготовка горных пород к выемке возможна посредством управляемого обрушения уступов. В этом случае отделение пород от массива, их рыхление и перемещение к основанию уступа происходят в основном под действием силы тяжести.

В зависимости от соотношения высоты обрушаемого уступа H_y , высоты возможного выкола пород h_b , длительно устойчивой высоты вертикального обнажения пород H_{90} и кратковременно устойчивой (предельной) высоты вертикального обнажения пород $H_{90к}$ (рис. 3.2) изменяются как характер процесса обрушения пород, так и возможные мероприятия по его управлению.

Для обрушения уступов при $H_y \leq h_b$; $h_b < H_y < H_{90}$ или $H_{90} \leq H_y < H_{90к}$ необходима их подрезка в основании врубовой выработкой. При первом условии обрушение протекает в виде отрыва вертикальных блоков, при втором и третьем происходят первоначально выколы небольших объемов породы, а затем

отрыв нависающего блока. Когда высота уступа $H_{90} \leq H_y < H_{90к}$, обрушение протекает в виде отрыва блока по вертикальной поверхности со сдвигом. Такой же характер обрушения наблюдается и в случае, когда $H_y = H_{90к}$, однако для этого необходимо производить выемку призмы подпора в основании уступа.

При $H_y > H_{90к}$ обрушение уступов, сложенных однородными породами, осуществляется посредством их подработки в основании и оконтуривания в кровле. Если в основании уступа имеются слабые контакты пород или пропластки, то при определенной высоте уступ обрушается без ослабления. Для последующего развития процесса оползнеобразования достаточно осуществить выемку определенного объема пород в основании оползня.

Ослабление уступов с целью их обрушения может быть осуществлено путем механической подработки, взрыванием скважинных зарядов или с помощью средств гидромеханизации.

При небольших одновременно обрушающихся объемах пород ($H_y \leq h_b$ или $h_b < H_y < H_{90}$) могут применяться обрушающе-погрузочные машины, оборудованные приемными устройствами. При этом с увеличением высоты обрушаемого уступа параметры машин остаются неизменными, а увеличивается только длина тяговых канатов, которыми соединены тяговый и обрушающий механизмы.

При обрушении высоких уступов ($H_{90} \leq H_y < H_{90к}$ и $H_y > H_{90к}$), когда в процесс сдвижения вовлекаются значительные объемы пород, процессы подготовки пород к выемке и выемочно-погрузочные работы не совмещаются во времени. Отработка таких уступов может осуществляться специальными обрушающе-погрузочными машинами и обычными экскаваторами.

Для управления процессом обрушения необходимы расчет ожидаемых параметров обрушения, выбор способа ослабления массива в зависимости от горно-технических и горно-геологических условий месторождения, а также осуществление мероприятий по предотвращению самопроизвольных обрушений уступов с целью безопасного и экономичного производства выемочно-погрузочных работ. Обеспечение надежности управления процессом обрушения — основное условие применения этого способа подготовки пород к выемке.

3.5. МЕХАНИЧЕСКИЕ СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ К ВЫЕМКЕ ЕСТЕСТВЕННОГО КАМНЯ

Сохранение физико-механических свойств и декоративности, а также достижение определенных размеров и формы камня возможны при использовании специальных методов и средств направленного отделения блоков или штучного камня от массива, обеспечивающих концентрацию критических напряжений строго в необходимых плоскостях раскола или реза. Примене-

ние взрывчатых веществ при добыче блоков не рекомендуется, так как это приводит к появлению трещин в массиве и нарушению его сплошности.

При механическом (безвзрывном) отделении крупных монолитов камня от массива используются буроклиновой способ, терморезаки, канатные пилы, ченнелеры и бурогидроклиновой способ; крупные монолиты затем разделяют на товарные блоки. Для непосредственного отделения от массива стенового камня или облицовочных блоков

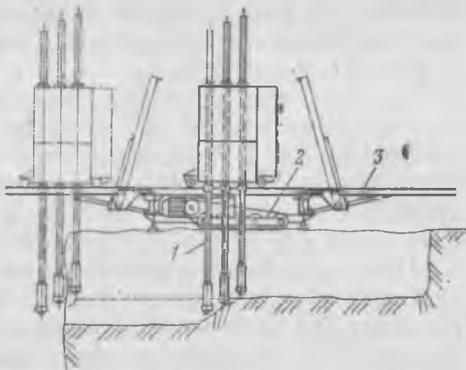


Рис. 3.3. Схема установки УГР-2 для газоструйной резки гранита:

1 — терморезак; 2 — самоходная тележка; 3 — рама

применяют камнерезные машины

В настоящее время на ряде гранитных карьеров внедрена термическая резка для отделения монолитов от массива (рис. 3.3). Производительность газоструйных камнерезных машин составляет 1—2 м²/ч. Преимуществами их применения являются увеличение выхода блоков в 1,5—2 раза по сравнению с выходом их при буровзрывном способе, улучшение качества блоков, сокращение затрат ручного труда и увеличение производительности камнетесов.

При буроклиновом способе подготовка блоков к выемке состоит из двух взаимосвязанных процессов: бурения рядов

Т а б л и ц а 3.1. Способы подготовки к выемке блоков естественного камня

Способ	Рабочий орган	Принцип действия рабочего органа
Камнерезными машинами с кольцевой фрезой	Кольцевая фреза с твердосплавными резцами	Врубовой режущий
Канатными пилами	Стальной канат с кварцевым песком	То же
Камнерезными машинами с алмазными отрезными кругами	Алмазные отрезные круги диаметром 2,5—3,0 м	
Буроклиновой (бурение ручное и с кареткой)	Буровые коронки, сложные клинья	Бурильный ударно-вращательный
Бурогидроклиновой	Буровые коронки, гидроклинья	То же
Ударно-врубковыми машинами (ченнелерами)	Набор долот	Врубовой ударный

сближенных шпуров в вертикальном, горизонтальном и наклонном направлениях по принятым плоскостям; последующего клинового откола камня.

При разделке гранитных монолитов на кондиционные блоки шпуры диаметром 20—40 мм бурят на глубину 80—100 мм, расстояние между шпурами составляет 0,05—0,1 м. В шпуры вставляют простые или сложные (состоящие из двух щечек и собственно клина) клинья. Ведутся работы по использованию специального препарата для отделения блоков от массива.

При разработке мраморных месторождений шпуры бурят на всю высоту или ширину блока. Расстояние между ними составляет 0,1—0,2 м в зависимости от способности мрамора к расколу и размеров добываемых блоков, на 1 м³ горной массы бурят до 6—10 м шпуров. Производительность труда бурильщика при бурении горизонтальных шпуров составляет 15—20 м/смену, вертикальных — 25—35 м/смену. Производительность труда рабочего по отколу 2—3 м³/ч. Суммарная производительность труда рабочего по производству готовых блоков 0,2—0,6 м³/смену, трудоемкость работ при этом равна 1,7—5 чел-смен/м³.

Достоинства буроклинового способа подготовки мраморных блоков: простота, максимальное использование природных трещин, возможность применения в сложных горно-геологических условиях и отбойки блока любого размера и любой прочности. Недостатки: большой удельный вес ручного труда, низкая производительность труда, высокие себестоимость блоков и трудоемкость работ, сложность обеспечения безопасности работ. В зарубежной практике (США, Франция, Бельгия, Италия, Швеция) при буроклиновом способе подготовки блоков широко используются вертикальные, горизонтальные и наклонные каретки и станки колонкового бурения.

Чаще всего буроклиновой способ применяют в сочетании со взрывным способом отбойки монолитов, с канатными пилами и другими способами.

Перспективным в направленном отколе блоков от массива или от крупных монолитов мрамора является применение *закладных клиньев с гидравлическим приводом*. Концентрация напряжений в необходимой плоскости и направленный откол блоков возможны только при групповой синхронной работе нескольких гидроклиньев (рис. 3.4). Использование таких клиньев позволяет увеличить расстояние между шпурами до 0,3—0,4 м, что значительно сокращает объем выполняемых буровых работ и повышает производительность труда рабочих.

Канатные пилы (рис. 3.5) различных конструкций являются основным средством направленного отделения мраморных блоков от массива и монолитов. Процесс пиления осуществляется за счет абразивного действия кварцевого песка, непрерывно подаваемого с водой в забой. Производительность канатных установок составляет 1,2—1,5 м²/ч. Достоинства канатных пил: про-

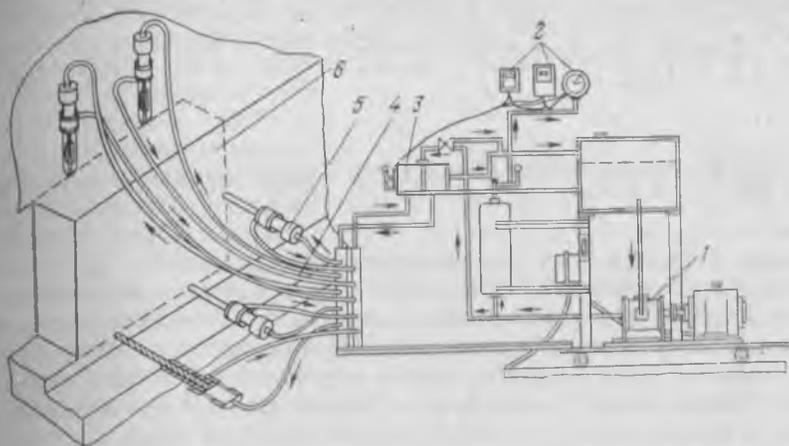


Рис. 3.4. Схема гидроклиматической установки:

1 — насос; 2 — измерительная аппаратура; 3 — золотниковый распределитель; 4 — шланг; 5 — закладные гидроклиматические ячейки; 6 — породный блок

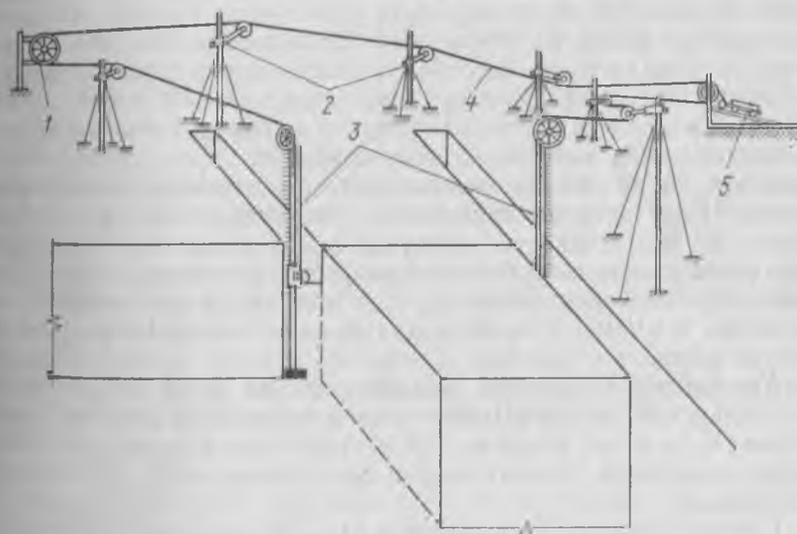


Рис. 3.5. Схема канатной пилы:

1 — приводная станция; 2 — направляющие шкивы; 3 — пильные стойки; 4 — канат; 5 — натяжное устройство

стога конструкции и обслуживания, получение блоков необходимого размера и правильной формы, относительно невысокая энергоёмкость пропила. Недостатки: сезонность работы, резкое снижение эффективности при наличии твёрдых включений

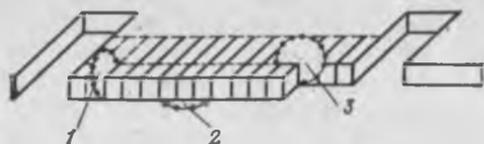


Рис. 3.6. Схема очередности (1—3) пропилов при работе камнерезных машин

пани. Машины могут производить вертикальные, наклонные, реже горизонтальные врубы. Рабочим органом этих камнерезных машин является комплект долот, которым сообщается возвратно-поступательное движение. При перемещении ченнелера по рельсам долота наносят удары по горной породе, разрушают ее и образуют врубовую щель шириной до 50—60 мм и глубиной до 6 м.

Организация работ при использовании ченнелеров предусматривает проведение вертикальных или наклонных врубов (в зависимости от трещиноватости или слоистости полезной толщи) на значительной площади кровли разрабатываемого слоя. Затем проводят разрезную траншею и производят горизонтальную отбойку нарезанных ченнелерами блоков (чаще всего буроклиновым способом), подготавливая таким образом к выемке весь слой. Производительность ченнелеров составляет 0,8—1,2 м²/ч, или 5—8 м²/смену. Ударно-врубные машины имеют относительно высокую производительность при прочном мраморе, дают возможность получать блоки рациональных размеров. Недостатки их применения: увеличенная ширина вруба, большая энергоемкость разрушения, возможное нарушение прочности камня из-за большой энергии одиночного удара. Применение ченнелеров рекомендуется при их производительности не менее 5 м²/смену на карьерах мощностью до 1000—1500 м³ блоков в год.

Камнерезные машины разделяются на дисковые, баровые и с кольцевой фрезой. Выбор типа камнерезной машины определяется главным образом прочностью горной породы, требуемыми размерами продукции и выбранной технологией вырезки камня.

Подготовка пильного камня к выемке включает три операции (рис. 3.6): нарезку поперечных пропилов (1); горизонтальный пропил на длину заходки (2) и нарезку затыловочного пропила и отделение камня от массива по всей длине заходки (3).

Дисковые машины применяют для резания камня с пределом прочности при сжатии $\sigma_{сж} = 1 \div 25$ МПа, машины с цепными барами — при $\sigma_{сж} = 1 \div 10$ МПа, камнерезные машины с кольцевыми фрезами — при $\sigma_{сж} = 5 \div 120$ МПа.

При использовании дисковых пил максимальная глубина пропила (m) определяется из выражения

$$h = 0,5(D - d), \quad (3.2)$$

где D — диаметр диска, m ; d — диаметр фланца, m .

Чтобы избежать трения фланца о породу, необходимо принимать $h = 0,4D$, что составляет $0,3—0,5$ m . Производительность камнерезных машин, оснащенных дисковыми пилами, равна $4—20$ $m^3/ч$ (рис. 3.7). Преимущества камнерезных машин с дисковыми пилами заключаются в простоте конструкции, надежности эксплуатации, обеспечении минимальной толщины пропила. Недостаток дисковых пил — малый коэффициент использования кордуса диска по диаметру.

Для увеличения коэффициента использования длины рабочего органа и добычи крупных блоков стенового камня на карьерах применяют камнерезные машины с кольцевыми фрезами. У этих машин использование рабочего органа по диаметру составляет $65—75$ %. Кольцевые фрезы обеспечивают глубину пропила до 1025 mm . Для добычи крупных стеновых блоков с пределом прочности при сжатии до 40 MPa в основном применяется машина $CM-580A$ (рис. 3.8), имеющая производительность по горной массе $4—12$ $m^3/ч$.

Машина $CM-177A$ (рис. 3.9) предназначена для вырезки крупных блоков мрамора, мраморизованного известняка и других сходных с ними горных пород. Эксплуатационная производительность машин на мраморе — от 6 до 20 m^2 пропила в смену. Степень механизации процесса подготовки блоков к выемке составляет $60—70$ %. Достоинства машины $CM-177A$: надежность эксплуатации, высокая производительность при резании прочного мрамора ($\sigma_{сж} \leq 120$ MPa), правильная форма и ровные поверхности вырезаемых блоков. Недостатки: ограниченные размеры блока по ширине и высоте, значительные потери мрамора из-за ширины пропила $34—36$ mm , снижение выхода блоков при развитой системе трещин.

Модификацией машины $CM-177A$ является камнерезная машина $CM-428$, которая применяется в основном для подрезки мрамора при планировке кровли пласта, т. е. для производства работ по скальным вскрышным породам. Она обеспечивает монолитность нижележащего массива.

При добыче крупных блоков известняка и мрамора широко распространен алмазный инструмент. В Бельгии и Франции эффективно используются камнерезные машины, оснащенные алмазными сегментными отрезными кругами диаметром $2,5$ и 3 m . Алмазные отрезные круги диаметром $0,5—0,8$ m широкое применение получили в США, где ими оснащаются малогабаритные добычные камнерезные машины, а также в Австралии при разработке песчаника. Использование таких машин целесообразно при разработке месторождений осадочных, мета-

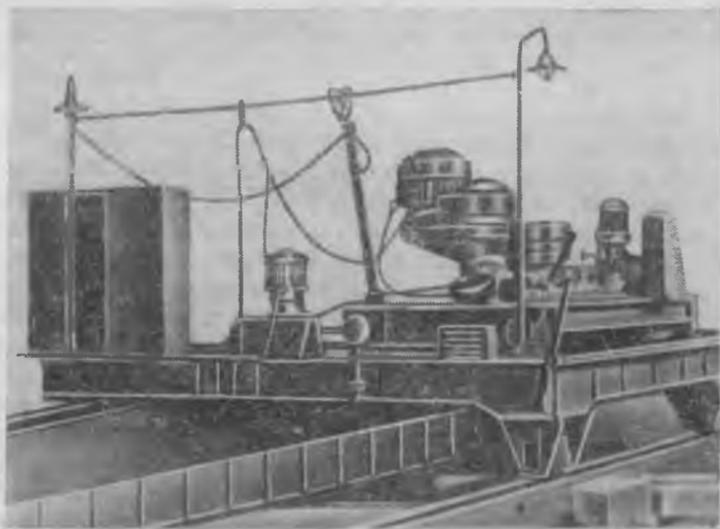


Рис. 3.7. Камнерезная машина СМ-89А

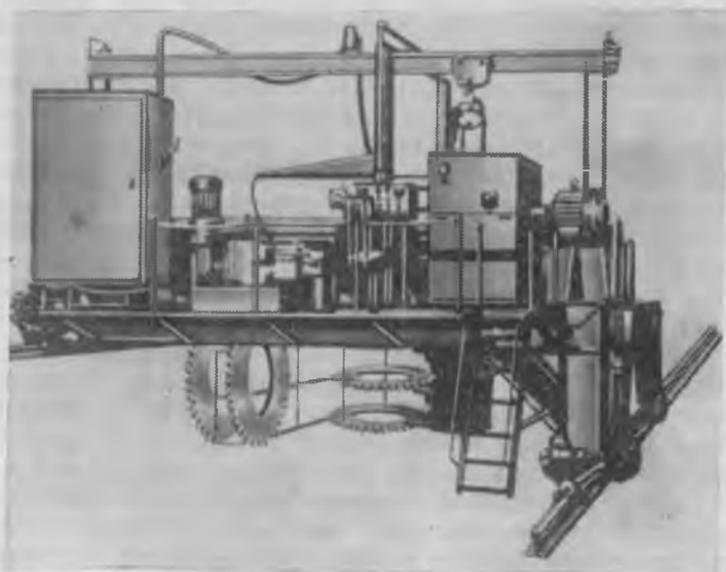


Рис. 3.8. Камнерезная машина с кольцевыми фрезами СМ-580А

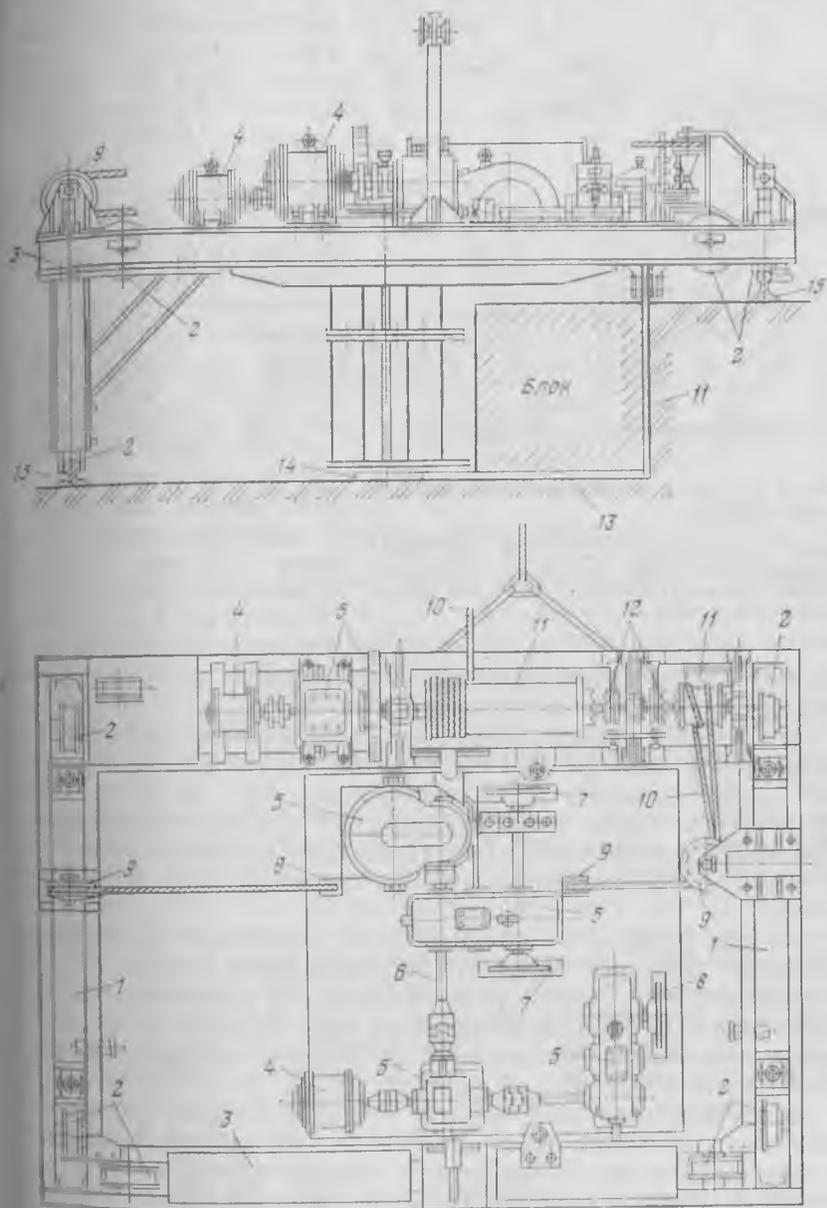


Рис. 3.9. Схема универсальной камнерезной машины СМ-177А:

1 и 3 — соответственно нижняя и верхняя тележки; 2 — катки; 4 — электродвигатель; 5 — редукторы; 6 — основной вал; 7, 8 и 13 — соответственно поперечная, продольная и горизонтальная фрезы; 9 — направляющие ролики; 10 — тросы; 11 — лебедки; 12 — муфты; 14 — ведущая шестерня; 15 — рельсы

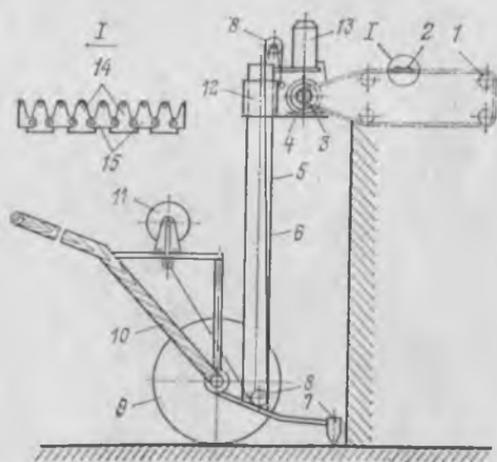


Рис. 3.10. Схема камнерезной баровой машины КБЦ-3а:

1 — бар; 2 — цепь; 3 — звездочка; 4 — электродвигатель; 5 — колонка; 6 — трос; 7 — кронштейн; 8 — ролики; 9 — колесо; 10 — ручка; 11 — лебедка; 12 — головка; 13 — бачок с водой; 14 — твердосплавные пластинки; 15 — планки

выми) режущими органами. Использование длины рабочего органа при этом составляет 85—90 %.

Типичной машиной подобного рода является двухбаровая камнерезная машина КМАЗ-188, которую обычно применяют при прочности камня на сжатие не более 4—5 МПа; при этом производительность ее не превышает 1—2 м³/ч по горной массе. Камнерезная машина КБЦ-3а (рис. 3.10) вырезает блоки размером 1×1×1,3 м, производительность ее в смену доходит до 18 м³.

На ряде карьеров облицовочного известняка и мрамора (Бельгия, Франция, Италия) распространены машины, оснащенные тонкими барами (толщиной 25—30 мм) с твердосплавными резами. Производительность таких машин на мраморовидном известняке составляет 5 м² вруба в час при стойкости инструмента 1000—1200 м² пропила.

К достоинствам камнерезных машин с цепными режущими органами относятся: малые размеры и масса, маневренность в забое, относительно небольшая энергоемкость резания, возможность осуществления глубоких пропилов. Вместе с тем этому типу режущего органа свойственен ряд недостатков, основными из которых являются быстрый износ (вследствие большого числа подвижных звеньев) и наличие больших динамических нагрузок. Конструктивно цепные фрезы значительно сложнее дисковых пил.

морфических и изверженных горных пород с $\sigma_{сж} \leq 100 \div 120$ МПа. По сравнению с камнерезной машины СМ-177А, оснащенные алмазным инструментом, имеют следующие основные преимущества: производительность труда рабочих увеличивается в 2,5 раза, затраты на создание щелевого пропила и потери полезного ископаемого на пропил сокращаются в 2 раза, повышается качество поверхностей граней вырезаемых блоков.

Для подготовки к выемке крупных блоков применяют также камнерезные машины с цепными (баро-

Рис. 3.11. Схема рабочего органа рыхлителя

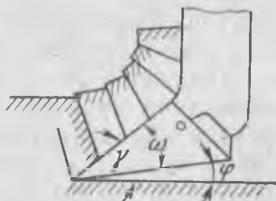
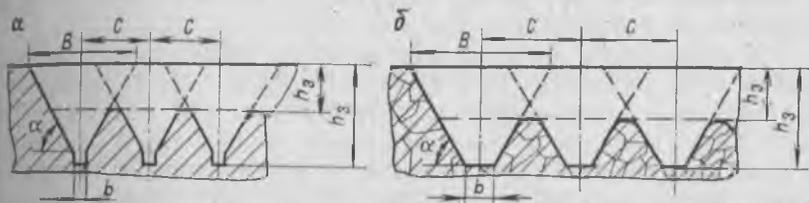


Рис. 3.12. Схемы механического рыхления пород:

а — вязких монолитных; б — хрупких трещиноватых; В — ширина реза поверху



3.6. МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

Механическое рыхление пород осуществляется прицепными или навесными рыхлителями, в которых масса тягача используется для заглубления рабочего органа рыхлителя. Глубина рыхления прицепными рыхлителями достигает обычно 0,4—0,5 м, а навесными — 1,5—2 м. На открытых разработках в СССР наиболее успешно применяются навесные рыхлители тяжелого типа на тракторах мощностью более 184 кВт.

Рыхлители могут иметь до пяти зубьев с цельными или составными наконечниками. Для подготовки полускальных пород применяют однозубые рыхлители, а в плотных породах целесообразнее использовать многозубые рыхлители для увеличения производительности. Навесные рыхлители имеют гидравлическую систему изменения глубины рыхления. Рыхление мало- и среднетрещиноватых полускальных пород производят зубьями с прямыми стойками. Для рыхления хрупких и сильнотрещиноватых пород используют зубья сложной формы.

К параметрам рабочего органа рыхлителя относятся (рис. 3.11): угол резания γ , угол заострения ω , задний угол φ , толщина и длина зуба, расстояние между зубьями.

Сила резания рыхлителя зависит от угла рыхления. Оптимальный угол рыхления при полускальных и мерзлых породах составляет 30—45°. Увеличение его от 40 до 60° удваивает лобовое сопротивление зубу. Уменьшение угла резания до величины менее 30° также сопровождается ростом сопротивления.

Угол заострения наконечников $\omega = 20 \div 30^\circ$. Он принимается таким, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол $\varphi \geq 8 \div 10^\circ$ при рыхлении мерзлых и $\varphi \geq 5 \div 7^\circ$ при рыхлении скальных и полускальных пород. Уменьшение угла φ ведет

к смятию породы задней гранью наконечника, увеличению его износа и сопротивлению породы рыхлению.

При движении рыхлителя порода разрушается в границах трапецевидной прорези. В монолитных породах в нижней части прорези образуется щель (рис. 3.12, *a*), ширина основания которой b близка к толщине наконечника зуба b_1 , а высота $b_{щ} = (0,15 \div 0,2) h_3$, где h_3 — заглубление зуба рыхлителя. Угол наклона боковых стенок прорези α изменяется от 40 до 60° в зависимости от трудности разрушения пород и параметров наконечника (табл. 3.2).

Рыхлимость пород определяется возможным заглублением зуба рыхлителя h_3 и зависит от мощности, развиваемой рыхлителем, прочности пород и трещиноватости массива (см. табл. 3.2). Рыхление монолитных пород происходит в основном за счет преодоления сопротивления их растяжению, а трещиноватых пород — сцепления по контактам структурных блоков. В результате их отрыва породы интенсивно разрушаются в пределах заглубления зуба (рис. 3.12, *b*). При естественной трещиноватости или развитой слоистости пород, а также при увеличении мощности рыхлителя эффективность механического рыхления возрастает.

Под воздействием рабочего органа рыхлителя в горных породах возникает сложное напряженное состояние, представляющее собой комбинацию сил сжатия и растяжения. Как в монолитных, так и в трещиноватых массивах при рыхлении нарушается связность горных пород, характеризующаяся величиной сцепления K_m .

Как показали испытания агрегата Д-652 АС, проведенные СГИ, устойчивое рыхление обеспечивается лишь в том случае, если напряжения, создаваемые на рабочем органе, превышают на 10—30 % величину сцепления горных пород:

$$\tau_p = (1,1 \div 1,3) K_m. \quad (3.3)$$

Величина напряжений, создаваемых на рабочем органе, зависит от значения усилия на крюке базовой машины, глубины рыхления и конструктивных размеров зуба рыхлителя. В свою очередь, усилие на крюке связано со скоростью рыхления, тяговой характеристикой базовой машины.

Учитывая это, основные параметры — скорость и глубина рыхления — не могут приниматься произвольно, а должны рассчитываться по тяговой характеристике базовой машины. Для бульдозерно-рыхлительного агрегата Д-652 АС оптимальная техническая скорость рыхления изменяется в пределах 0,5—1,1 м/с. Дальнейшее уменьшение или увеличение скорости приводит к неэффективному использованию мощности базовой машины.

Рыхление породного массива производится при параллельных смежных проходах рыхлителя на горизонтальной или

Т а б л и ц а 3.2. Классификация горных пород по рыхлимости

Горные породы	Показатель трудности разрушения пород D_p	Акустические характеристики пород*		Рыхлимость пород	Угол наклона стенок прорези α , градус	Техническая скорость рыхления v_p , м/с	Возможное заглубление зуда рыхлителя Д-652ЛС $h_{д.м}$, м
		v_k , м/с	$A_L = \frac{v_p^2}{v_k^2}$				
Плотные породы с включением валунов, каменный уголь, сцементированная щебенчатая масса, разрушенные сланцы	0,5—2,2	600—1200	0,6—0,9	Легкорыхлимые	35—50	0,9—1,5	1—0,8
Мягкий известняк, сланцы, мергель, мел, опока, гипс, отвердевшие и мерзлые глины	2,2—4,5	1000—2000	0,6—0,9	Средней трудности рыхления	40—60	0,8—1,2	0,8—0,6
Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники и сланцы	2,2—4,5	2500—4500	Менее 0,4	Труднорыхлимые	40—70	0,4—0,8	0,6—0,2
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мрамор, глинистые сланцы	4,5—7,0	2000—2500	0,4—0,6	Очень труднорыхлимые	50—70	—	—
Мелкослоистые прочные известняки, железные руды, прослойки очень прочных пород мощностью до 0,2—0,3 м	4,5—7,0	4000—6000	Более 0,6	Очень труднорыхлимые	—	—	—
Малотрещиноватые прочные известняки, песчаники и более прочные породы	Более 7	Более 3500	Более 0,6	Очень труднорыхлимые	—	—	—

* v_k и v_p — скорости распространения продольных упругих волн соответственно в породном куске и массиве; A_L — акустический показатель трещиноватости горных пород.

наклонной площадке. В результате создается слой разрушенной породы. При рыхлении наклонными слоями (до 20°) максимальное использование тяговых усилий достигается при рабочем движении его под уклон и холостом перегоне машины вверх. Рыхление горизонтальными слоями производится при рабочих проходах рыхлителя по челноковой схеме.

Расстояние между смежными проходами C устанавливается из условия обеспечения требуемой кусковатости и достаточной глубины рыхления массива. Между смежными прорезями в нижней части сечения образуются «целики» — зоны неразрушенной породы, затрудняющие выемку горной массы (см. рис. 3.12). Глубина эффективного рыхления h_2 меньше заглубления зуба h_3 и составляет $(0,5—0,7)h_3$. В связи с этим целесообразны дополнительные перекрестные проходы рыхлителя перпендикулярно или диагонально первоначальным проходам для разрушения целиков и обеспечения лучшей кусковатости горной массы. Расстояние между перекрестными проходами C' может быть увеличено относительно величины C на основании практики рыхления.

Рыхлимость породы зависит от взаимного направления рыхления и системы трещин. Наиболее эффективно рыхление поперек направления основной трещиноватости. При рыхлении слоистых полускальных пород наиболее сложным является первоначальное заглубление зуба. Для облегчения заглубления многократным проходом рыхлителя или взрывным способом создают «передовой врез» на необходимую глубину поперек намечаемых параллельных проходов рыхлителя.

Параметры механического рыхления определяются по величине возможного заглубления зуба h_3 (см. табл. 3.2).

При полном использовании возможной глубины рыхления оптимальное расстояние между смежными проходами рыхлителя C_0 (м) определяется из условия достижения максимального объема подготовки горной массы за один проход.

Производительность рыхлителей в плотных породах достигает $1000—1500$ м³/ч; она существенно зависит от длины параллельных резов, которую целесообразно принимать в пределах $100—300$ м.

Механическое рыхление позволяет облегчить отдельную выемку маломощных горизонтальных и наклонных (до 20°) пластов, эффективно регулировать кусковатость горной массы, уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого благодаря отсутствию развала и перемешиванию пород, минимально переизмельчать и разупрочнять горные породы (что особенно важно при добыче строительных горных пород), повысить безопасность работ. Вместе с тем при механическом рыхлении мощность разрыхленного слоя невелика, что затрудняет непосредственную экскаваторную выемку.

Рыхлители могут успешно применяться при разработке угля, фосфоритных и апатитовых руд, сланцев, песчаников, полу-

скальных известняков, а также маломощных слоев скальных сильно- и чрезвычайно трещиноватых руд и пород. Механическое рыхление эффективно при гидравлической разработке тяжелых глинистых пород, разработке мерзлых пород и при вспомогательных работах (проведение дренажных канав, выкорчевание пней, рыхление недомыва и др.). Хорошее качество подготовки и небольшая мощность разрыхленного слоя позволяют вести выемку горной массы скреперами, бульдозерами и одноковшовыми погрузчиками.

3.7. ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПОДГОТОВКИ СКАЛЬНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Взрывание широко применяется в карьерах для разрушения полускальных и скальных пород. Практически оно является единственным способом подготовки скальных пород к выемке. От организации и качества взрывных работ в значительной степени зависят производительность всего карьерного оборудования и затраты на горные работы.

Взрывные работы должны обеспечивать:

требуемую степень дробления горных пород для последующих технологических процессов добычи и переработки;

требуемое качество и сортность взорванного полезного ископаемого, достижение в необходимых случаях избирательного дробления пород различной трудности разрушения;

минимальное отклонение отметок и размеров площадок и уступов, их формы от проектных значений;

заданные форму и угол откоса уступа, возможность безопасного бурения и заряжания последующих скважин;

проектные размеры и форму развала взорванных пород, удобные для выемочно-погрузочных работ, необходимую дальность и направление перемещения пород, особенно при сбросе в выработанное пространство;

допустимое по нормам сейсмического воздействия взрыва и максимальную сохранность окружающих сооружений и породного массива за конечными контурами карьера и соблюдение заданного угла погашения его борта;

достаточный объем взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки;

высокую безопасность, экономичность и производительность горных работ.

Выполнение перечисленных технических требований к взрывам обеспечивается правильным выбором метода, параметров, порядка взрывания и организации взрывных работ, т. е. рациональной технологией взрывных работ, которая должна быть тесно увязана со всеми работами в карьере. Для этого необходимы составление проектов ведения буровых и взрывных работ, правильное заряжание скважин, применение требуемых условий ВВ и др. Предпосылкой улучшения качества взрыв-

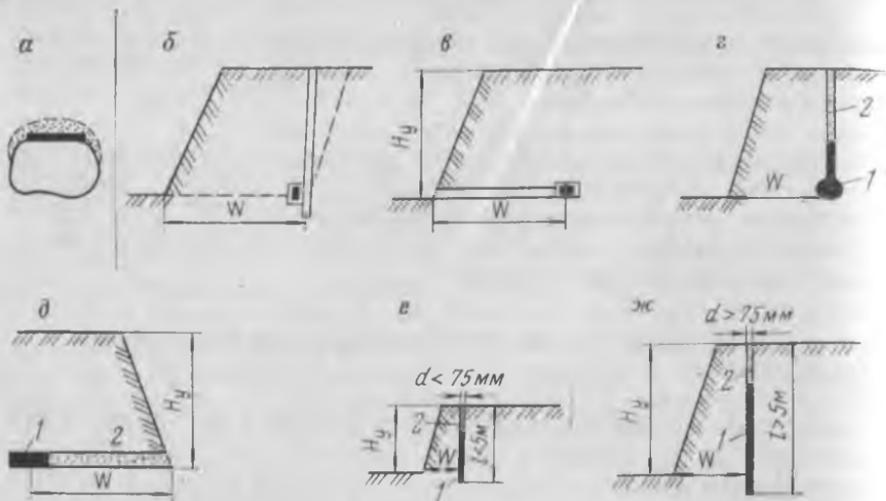


Рис. 3.13. Схемы зарядов ВВ:

а — накладного; б, в — камерного в шурфе и штольне; г — котлового; д — малокамерного; е — шпурового; ж — скважинного; 1 — заряд ВВ; 2 — забойка

ного дробления является равномерное распределение ВВ в массиве.

Обычно взрывные работы в карьере ведут в две стадии. На первой стадии при отделении породы от массива осуществляется первичное дробление, на второй — дополнительное (вторичное) дробление негабаритных кусков, выравнивание подошвы уступа, обрушение навесей, заколов и т. д. Ведение работ в две стадии не следует считать нормальным: необходимость в этом возникает вследствие недостаточно эффективного проведения первичного взрывания.

Метод взрывания характеризуется размещением зарядов ВВ по отношению к объекту дробления, формой и размерами зарядов (рис. 3.13). Он определяет результаты и эффективность взрывов и общую организацию работ по подготовке пород к выемке.

4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ БУРОВЫХ РАБОТ

4.1. БУРИМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Цель бурения — создание в породном массиве скважин и шпуров. Бурение скважин — трудоемкий и дорогостоящий процесс, особенно в скальных весьма трудно- и трудноразрушаемых породах.

Эффективность бурения взрывных скважин определяется скоростью бурения, которая зависит от;

сопротивления породы разрушению под действием бурового инструмента (основной фактор);
вида и формы бурового инструмента, способа его воздействия на забой скважины (вращательное, ударно-вращательное и т. д.);

усилий и скорости воздействия бурового инструмента на забой скважины;

диаметра скважины и, в ряде случаев, ее глубины; способа, скорости и тщательности удаления из забоя скважины буровой мелочи, препятствующей разрушению породы; общей организации и масштаба производства.

Все перечисленные факторы определяют технологические параметры буровых станков; последние выбирают в соответствии с буримостью данной породы. В свою очередь, буримость породы существенно зависит от вида бурового инструмента и других факторов, так как они определяют условия разрушения породы в забое: характер развиваемых сжимающих и скалывающих усилий, крупность и форму отделяемых от забоя частиц породы и т. п.

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по буримости (зависящей только от свойств пород) принимается относительный показатель трудности бурения породы P_6 , устанавливаемый из следующих предпосылок:

1. Решающими при разрушении породы посредством бурения являются предельные значения сопротивления пород различным видам сопротивления (P_a) при сжатии $\sigma_{сж}$, сдвиге $\sigma_{сдв}$. Сопротивление пород растягивающим усилиям $\sigma_{раст}$ для бурения можно не учитывать. При ударном бурении преобладает разрушение от усилий сжатия, при вращательном — от усилий скола. При относительной оценке пород по трудности бурения степень участия в разрушении сжимающих и скалывающих усилий можно принимать равной.

2. При определении скорости бурения трещиноватость породного массива в первом приближении можно не учитывать (она учитывается при определении показателей прочности породы по образцам).

3. Так как разрушение возможно только при постоянной очистке забоя скважины от буровой мелочи, необходимо учитывать при оценке буримости плотность (кг/м^3) породы γ .

При указанных предпосылках P_6 может быть определен из эмпирического выражения

$$P_6 = K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + K_2\gamma g, \quad (4.1)$$

где K_1 и K_2 — эмпирические коэффициенты.

Все горные породы (табл. 4.1) в соответствии с величиной P_6 классифицируются на 25 категорий по буримости с подразделением их на пять классов;

Т а б л и ц а 4.1. Классификация пород по относительному показателю трудности бурения P_6 (для учебных расчетов)

Класс пород	Породы	$K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв})$	$K_2\gamma g$	P_6
Легкобуримые	Бурые и каменные угли, плотные глины, гипс, соли, мергель, песчанистые, сланцы, неплотные известняки, мергель глинистый, сланцы углистые, аргиллиты и алевролиты средней плотности	0,3—3,5	0,7—1,5	≤ 5
Средней трудности бурения	Сланцы, известняки, алевролиты, аргиллиты, слабо сцементированные песчаники, апатито-нефелиновые руды, перидотиты, доломиты и доломитизированные известняки, выветрелые габбро, плотные песчаники, сиениты, вторичные кварциты, доломитизированные известняки с пропластками песчаников	4,3—8,5	1,4—1,7	5,1—10
Труднобуримые	Окварцованные известняки, диориты, габбро, кремнеземные известняки, доломиты, диориты, гранодиориты, вторичные кварциты, средние граниты и другие труднобуримые абразивные породы	9,2—13	1,7—2,5	10,1—15
Весьма труднобуримые	Граниты, гранито-гнейсы, роговики, скарны, кварциты, габбро, диабазы, граносиениты, гранодиориты	14—18	2—3	15,1—20
Исключительно труднобуримые	Базальты, диориты, джеспилиты, андезиты и другие весьма труднобуримые и высокоабразивные породы	19—23	2—4	20,1—25

П р и м е ч а н и е. $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ выражаются в МПа; γ — в кг/м³; g — в м/с².

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 $P_6 > 25$ относятся к внекатегорным.

Использование показателя P_6 упорядочивает и облегчает технологические расчеты буровых установок, их мощности, режима и технической скорости бурения в конкретных горно-геологических условиях.

Эффективность термического (огневого) бурения горных пород определяется в первую очередь склонностью их к хрупкому термическому разрушению, зависящей от структуры, текстуры, и физико-технических свойств пород. Они определяют необходимые для разрушения породы тепловой поток и температуру. Количественно термобуримость характеризуется показателем термобуримости $P_{т6}$ ($\text{см}^3/\text{Дж}$) и температурой разрушения T_p ($^{\circ}\text{C}$) (по А. П. Дмитриеву):

$$P_{т6} = 4,19\beta E / (\sigma_p c K_{пл}); \quad (4.2)$$

$$T_p = 1,5\sigma_{сж} (1 - \nu) / (\beta E), \quad (4.3)$$

где β — коэффициент линейного теплового расширения породы $1/^{\circ}\text{C}$; E — модуль Юнга, МПа; c — объемная теплоемкость породы, $\text{Дж}/(\text{см}^3 \cdot ^{\circ}\text{C})$; $K_{пл}$ — коэффициент пластичности породы; ν — коэффициент Пуассона.

Показатель $P_{т6}$ определяет объем разрушенной породы, приходящейся на единицу количества тепла. Высокие показатели $P_{т6}$ (табл. 4.2) и большая техническая скорость огневого бурения достигаются в породах, имеющих кристаллическую структуру с плотным контактным цементом, массивную текстуру, незначительное количество низкоплавких минералов.

Для кварца, микрокварцита, железистых кварцитов $T_p \leq 400 \div 450$ $^{\circ}\text{C}$, для гранито-гнейса $T_p = 500 \div 600$ $^{\circ}\text{C}$.

С увеличением трещиноватости массива эффективность огневого бурения резко снижается даже при хорошо термобури-

Т а б л и ц а 4.2. Классификация горных пород по термобуримости

Класс породы	Породы	$P_{т6}$
I	Хорошо термобуримые (граниты, безрудные кварциты)	0,1—0,2
II	Термобуримые (железистые кварциты, песчаник)	0,06—0,095
III	Труднотермобуримые (магнетитовые руды, руды цветных металлов, мрамор)	$\leq 0,05$

мых породах. Это объясняется возможностью свободного теплового расширения отдельных структурных блоков в забое скважины, уменьшением теплопроводности и упругопрочностных характеристик таких пород.

4.2. ВИДЫ БУРЕНИЯ И ИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА

Бурение скважин и шпуров на карьерах производится специальными породоразрушающими (буровыми) машинами, разделяемыми на две группы:

механического воздействия на забой скважины (ударное, вращательное и ударно-вращательное бурение);

физических методов воздействия на забой скважины (термическое, гидравлическое, взрывное бурение и др.).

Ударное бурение осуществляется станками ударно-канатного и шарошечного бурения.

Станки ударно-канатного бурения широко применяли на карьерах для бурения взрывных скважин диаметром 200—300 мм до начала 60-х годов. В настоящее время они полностью заменены более производительными станками шарошечного и пневмоударного бурения и применяются только для бурения водопонизительных и других технологических скважин диаметром 300—600 мм и глубиной 60 м и более, а также для специального бурения при добычании блоков камня.

Пневматические бурильные молотки (ручные и колонковые) применяются для бурения шпуров диаметром 32—40 и 50—75 мм в скальных породах. Ручные иногда, а колонковые всегда используются в сочетании с пневмоподдержками, колонками, самоходными каретками.

Станки шарошечного бурения в последние двадцать лет получили наибольшее распространение (ими производится 70 % объема буровых работ) при бурении скважин диаметром 160—320 мм и глубиной до 35 м в породах с $P_6 > 5$. Основные их достоинства — высокая производительность (20—150 м/смену), непрерывность процесса бурения, возможность его автоматизации; недостатки — большая масса станков и малая стойкость долот в труднобуримых породах.

Вращательное бурение скважин осуществляется станками шнекового, алмазного и дробового бурения. Бурение шпуров в породах с $P_6 = 1 \div 2$, в основном в негабаритных кусках, может производиться электросверлами.

Станки шнекового бурения широко применяют (22 % объема буровых работ) для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 125—160 мм и глубиной до 25 м в породах с $P_6 = 1 \div 5$, главным образом на угольных карьерах (уголь, аргиллиты, мягкие известняки) и при разработке непрочных строительных пород (мергель, мягкий известняк и др.). Производительность их 15 ÷ 120 м/смену. Станки характеризу-

ются простотой эксплуатации, при их работе обеспечиваются благоприятные санитарно-гигиенические условия.

Станки алмазного и дробового бурения применяются главным образом для бурения разведочных скважин (в особо вязких абразивных породах), так как позволяют получать керн. Станки эти относительно легкие и маломощные (производительность 5—10 м/смену). Бурение осложняется большим числом спуско-подъемных операций.

Ударно-вращательное бурение станками с погруженными пневмоударниками применяется для бурения скважин диаметром 100—200 мм и глубиной до 30 м при разработке строительных горных пород с $P_6 = 5 \div 20$, в гидротехническом строительстве, на рудных карьерах производственной мощностью до 4 млн. м³/год, а также при вспомогательных работах на крупных рудных карьерах (заоткоска бортов, выравнивание подошвы уступов и др.). Эти станки целесообразно применять и при бурении высокоабразивных весьма и исключительно труднобуримых пород с $P_6 > 20$. Производительность их составляет 10—35 м/смену. Затраты на обустройство 1 м³ породы в 1,5—2,5 раза выше, чем при шарошечном бурении пород при $P_6 < 15$. Буровые станки конструктивно просты; возможно многошпindelное бурение. Основные их недостатки: малая стойкость буровых коронок, низкая производительность и большое пылеобразование.

Термическое (огневое) бурение вследствие его избирательности получило распространение при бурении скважин диаметром 250—360 мм и глубиной до 17—22 м главным образом в весьма и исключительно труднобуримых кварцсодержащих породах ($P_6 = 16 \div 25$; $P_{т6} > 0,1$). Оно может успешно применяться в породах с $P_6 = 10 \div 15$. Хрупкое разрушение пород происходит в результате нагрева забоя скважины сверхзвуковыми раскаленными струями и появления термических напряжений, превышающих предел прочности минерального образования.

Возможность термического расширения диаметра заряжаемой части скважин (до 400—500 мм) позволяет сократить объем бурения в сильнотрещиноватых породах за счет увеличения расстояния между скважинами. Производительность в хорошо термобуримых породах достигает 12—15 м/ч. В трудно термобуримых породах этим способом эффективно расширение скважин, пробуренных шарошечными станками.

Станки вибрационного бурения находятся пока на стадии испытаний; достоинства их — относительно небольшая масса, простой буровой инструмент, возможность бурения скважин в разном направлении, высокая производительность.

Несмотря на создание и внедрение новых физических и комбинированных видов бурения, в ближайшие годы механическое разрушение горных пород при бурении в первую очередь станками шарошечного бурения останется определяющим.

Технология бурения обуславливает последовательность выполнения операций для образования скважин. При обурировании блока породного массива в общем случае выполняются следующие операции: установка станка на заданной отметке, непосредственно бурение, наращивание бурового става по мере углубления скважины, разборка бурового става, замена изношенного инструмента, переезд станка к отметке следующей скважины. Бурение скважины является прерывным процессом и включает ряд повторяющихся операций.

Техническая скорость зависит от буримости горной породы, конструкции и типа бурового инструмента, нагрузки на буровой инструмент, частоты вращения его, способа и условий удаления буровой мелочи.

Режим бурения характеризуется величиной развиваемых усилий, частотой ударов и вращения рабочего инструмента и удалением буровой мелочи. Каждый вид бурения характеризуется своими возможными параметрами режима бурения.

4.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И РЕЖИМ УДАРНОГО БУРЕНИЯ

Технология ударно-канатного бурения скважин состоит в следующем. Буровой снаряд массой 0,8—3 т периодически поднимается и почти свободно падает на забой скважины. После каждого удара снаряд (и лезвие долота) посредством канатного замка поворачивается на некоторый угол, что обеспечивает равномерное разрушение породы по всей площади забоя скважины. Продукты разрушения смешиваются с водой, периодически или постоянно подливаемой в скважину, и образуют буровой шлам. Последний периодически удаляется из скважины желонкой. Таким образом, процесс бурения включает две основные операции: долбление и желонирование. Скорость ударно-канатного бурения определяется прежде всего массой бурового снаряда, величина которой составляет 2700—2900 кг. Очистка скважин от шлама производится через 0,6—1 м бурения; при этом в весьма труднобуримых породах интервал минимален.

Ударное бурение шпуров в карьерах осуществляется ручными и колонковыми бурильными молотками, масса которых соответственно равна 10—30 и 40—70 кг, давление сжатого воздуха 0,5 МПа, расход воздуха 0,03—0,05 и 0,05—0,1 м³/с, диаметр шпура 36—46 и 46—75 мм, глубина бурения 3—4 и 8—15 м.

Бурильные молотки снабжаются сжатым воздухом, как правило, от передвижных компрессоров с подачей (0,05—0,15) м³/с, максимальное давление сжатого воздуха составляет 0,6—0,7 МПа, масса 1—6 т. Приводом компрессорных станций являются двигатели внутреннего сгорания или электродвигатели.

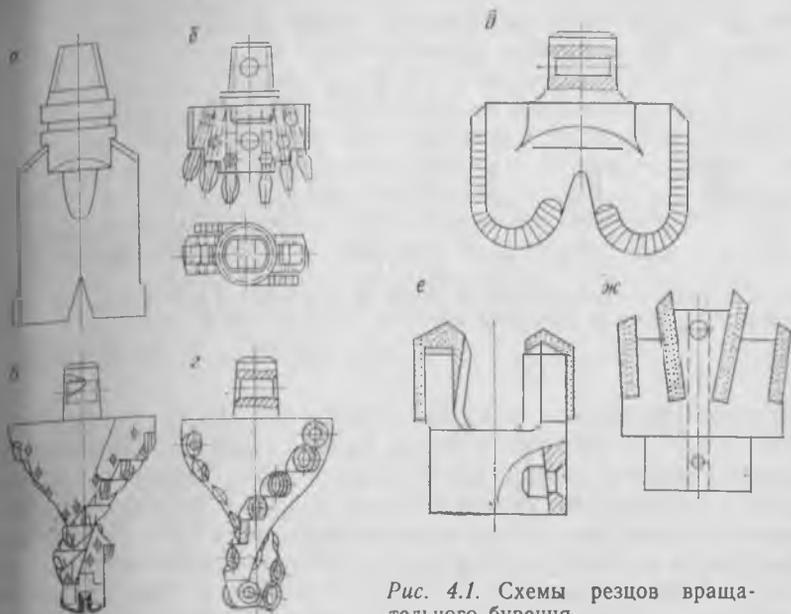


Рис. 4.1. Схемы резцов вращательного бурения

4.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И РЕЖИМ ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ

Технология шнекового бурения состоит в образовании взрывных скважин коронками режущего типа (резцами) под воздействием усилия подачи и вращения бурового става. Передача резцу крутящего момента и усилия подачи, а также удаление буровой мелочи из забоя обеспечиваются шнековыми штангами с ребрами винтовой формы.

Основными технологическими операциями шнекового бурения скважины являются: собственно бурение, наращивание и разборка бурового става, состоящего из отдельных штанг.

Усилие подачи на резец и подача последнего на забой скважины осуществляются как под действием массы вращателя и бурового става (станок СБР-125), так и принудительно (СБР-160). Ход станка СБР-125 — шагающий, а СБР-160 и СБР-200 — гусеничный.

Резцы имеют лезвия, армированные вставками твердого сплава (ВК6, ВК8, ВК8В и др.). Форму режущих лезвий выбирают в зависимости от буримости пород и диаметра скважин.

При $P_6 < 2 \div 3$ в плотных пластичных породах применяют резцы типа «рыбий хвост» (рис. 4.1, а). При $P_6 = 2 \div 4$ эффективнее резцы со сменными зубьями (рис. 4.1, б); режущие элементы легко заменяются, а стойкость резца достигает 1000 м и более. В породах с $P_6 = 3 \div 5$ успешно применяют резцы с пре-

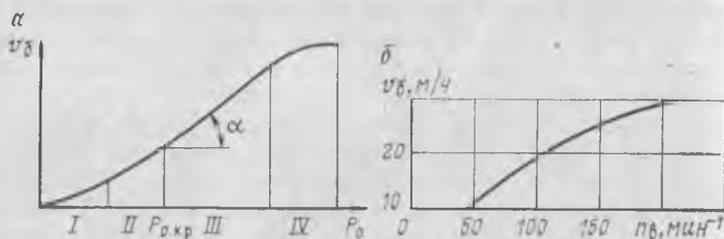


Рис. 4.2. Графики зависимости скорости вращательного бурения v_b от усилия подачи P_o и частоты вращения бурового става n_b при $P_b=1 \div 4$.

рывистым лезвием в виде впаянных (рис. 4.1, в) или сменных (рис. 4.1, г) элементов твердого сплава. Для бурения хрупких и трещиноватых пород ($P_b < 4$) применяют резцы с криволинейными режущими лезвиями (рис. 4.1, д) и иногда кольцевые резцы с двумя режущими элементами (рис. 4.1, е). Использование резцов торцового резания с передним отрицательным углом (рис. 4.1, ж), требующих больших усилий и частоты вращения, позволяет расширить область шнекового бурения и применять его в породах с P_b до 7.

При бурении плотных влажных пород шаг спирали шнеков $h_c = (0,5 \div 0,7)D$ (D — диаметр шнека), а при бурении сухих полускальных пород $h_c = (0,85 \div 1,0)D$. Стойкость штанг 1000—4000 м.

Для лучшей очистки скважин от буровой мелочи рекомендуется к спиралью шнека по центральной трубе подавать сжатый воздух с расходом его, равным $0,08 \text{ м}^3/\text{с}$, при давлении $0,2 \text{ МПа}$ (шнеко-пневматическая очистка).

Режим шнекового бурения характеризуется усилиями подачи, частотой вращения бурового инструмента и эффективностью удаления продуктов разрушения.

Зависимость между скоростью бурения v_b и усилием подачи P_o (рис. 4.2, а) характеризуется зонами истирания I, переходной II, объемного разрушения III и падения скорости IV. Для пород различной буримости зависимость $v_b = f(P_o)$ в зоне объемного разрушения остается линейной, изменяется лишь угол α . Величина минимального (критического) усилия (кН), при котором начинается объемное разрушение породы.

$$P_{o, \text{кр}} \geq 5P_b F_k, \quad (4.4)$$

где F_k — площадка затупления лезвий резца, см^2 ($F_k = 0,5 \div 3 \text{ см}^2$; нижний предел относится к бурению легкими станками пород с $P_b = 1 \div 2$, а верхний — к бурению тяжелыми станками пород с $P_b = 3 \div 4$).

Скорость бурения зависит также от частоты вращения n_b бурового става (рис. 4.2, б). Для транспортирования буровой

мелочи шнеком необходимо превышение критической частоты вращения $n_{в.кр} = 1 \div 1,2 \text{ с}^{-1}$. Частота вращения и усилие подачи ограничиваются в трещиноватых полускальных породах прочностью резцов, а в плотных породах — необходимостью удаления продуктов разрушения из скважины. Предельно допустимая частота вращения по интенсивности износа бурового инструмента и транспортирования буровой мелочи из скважины составляет $3,7\text{--}4,2 \text{ с}^{-1}$.

Техническая скорость шнекового бурения (м/ч) приближенно может быть определена по формуле

$$v_6 \approx 7,5 \cdot 10^{-2} P_0 n_v / (P_6 d_p^2), \quad (4.5)$$

где P_0 — усилие подачи, кН; n_v — частота вращения бурового става, с^{-1} ; d_p — диаметр резца, м.

Оптимальный режим бурения определяется так же, как при шарошечном бурении (см. 4.6). При увеличении показателя P_6 от 1 до 5 усилие подачи на инструмент возрастает с $0,4\text{--}0,5$ до $4\text{--}5$ кН на 1 см диаметра резца, а частота вращения снижается до 2 с^{-1} и менее. У выпускаемых станков шнекового бурения частота вращения бурового става изменяется от $1,5$ до $3,7 \text{ с}^{-1}$.

4.5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ СКВАЖИН

Шарошечное бурение осуществляется долотами (рис. 4.3), имеющими в качестве разрушающего органа конусообразные шарошки с фрезерованными зубьями (зубчатые долота) или штырями, армированными твердыми сплавами (штыревые долота). При вращении долота шарошки наносят зубьями (штырями) удары по забою скважины. Отколовшиеся частицы породы удаляются из забоя скважины сжатым воздухом или воздушно-водяной смесью.

По массе и развиваемому усилию подачи станки шарошечного бурения подразделяются на легкие (масса до 40 т, усилие подачи до 200 кН, диаметр скважины 150—220 мм, рациональная область применения — породы с $P_6 = 6 \div 10$), средние (масса до 65 т, усилие подачи до 350 кН, диаметр скважины 220—270 мм, $P_6 = 10\text{--}14$) и тяжелые (масса до 120 т, усилие подачи до 700 кН, диаметр скважины 320—400 мм, $P_6 > 14$). К станкам легкого типа относятся СБШ-160, к станкам среднего типа — 2СБШ-200Н, 3СБШ-200, СБШ-250МН; к станкам тяжелого типа — СБШ-320, СБШ-400. Станок СБШК-400 предназначен для бурения пород с $P_6 \leq 10$.

Последовательность и продолжительность операций бурения скважин зависит от кинематической схемы вращательно-подающего механизма бурового станка.

Таблица 4.3. Области рационального применения различных типов шарошечных долот (по данным ВНИИБТ)

Тип долота	Буримые горные породы	P_6
С и СТ	Плотные глины, гипс, соли, мергель, песчанистые сланцы, неплотные и огипсованные известняки и другие малоабразивные легкобуримые породы с пропластками пород средней буримости	<6
Т	Сланцы, известняки, алевролиты, аргиллиты, слабоцементированные песчаники и другие мало- и среднеабразивные породы средней трудности бурения	6—8
ТК	Мелкокристаллические и слабодоломитизированные известняки, известково-глинистые сланцы, магнезит и другие среднеабразивные породы средней трудности бурения	8—10
ТЗ	Апатито-нефелиновые руды, перидотиты, доломитизированные окварцованные известняки и доломиты, выветрелые габбро, мартино-гематитовые и гидрогематитовые руды, плотные песчаники, средние гранодиоритпорфиры, сиениты, вторичные кварциты, туфы и другие абразивные породы средней трудности бурения и труднобуримые	8—12
ТКЗ	Доломитизированные известняки с пропластками прочных песчаников, окварцованные известняки с пропластками кремневых пород, диориты, габбро и другие абразивные труднобуримые породы	10—12
К	Окремневые известняки, доломиты, диориты, гранодиориты, вторичные кварциты, средние граниты и другие абразивные труднобуримые породы	12—16
ОК	Граниты, гранито-гнейсы, гнейсы, роговики, скарны, кварциты, габбро, диабазы, граносиениты, гранодиориты, базальты, диориты, джеспилиты и другие труднобуримые и весьма труднобуримые высокоабразивные породы	>16

Для увеличения стойкости долот и применения систем автоматического регулирования режимов бурения необходимо, чтобы усилие подачи на буровой инструмент и частота вращения последнего были плавнорегулируемыми. Это обеспечивается использованием в качестве привода вращателя двигателей постоянного тока и гидравлической системы подачи.

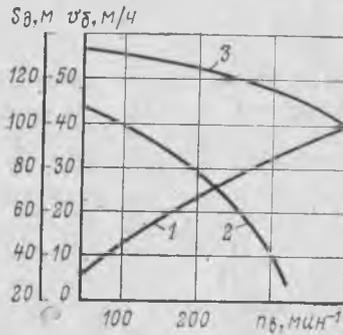
В общих затратах на бурение скважин от 20 до 45 % составляют расходы на буровой инструмент. От правильного выбора типа долот в значительной степени зависят их стойкость, скорость и затраты на бурение.

Обычно применяют трехшарошечные зубчатые, штыревые или комбинированные долота, имеющие каналы для продувки и смазки опор шарошек, вращающихся на консольных осях с роликовыми и шариковыми подшипниками. Типы долот различаются видом, геометрическими размерами, параметрами вооружения и областью применения (табл. 4.3).



Рис 4.3. Шарошечное долото

Рис. 4.4. График зависимости скорости v_6 шарошечного бурения (1) и стойкости долот S_d без смазки опор (2) и при смазке их (3) от частоты вращения бурового става n_6



Зубчатые долота типа С, СТ и Т имеют фрезерованные зубья клиновидной формы с боковыми гранями, армированные твердым сплавом. В диапазоне типов С—Т постепенно увеличиваются общее число и угол заострения зубьев (от 30—35 до 50—60°) с одновременным уменьшением их шага и высоты.

Вооружение долот типов ТЗ, ТКЗ, К и ОК выполнено в виде запрессованных в тело шарошек твердосплавных зубьев (штырей) клиновидной формы (ТЗ), полусферической формы (К, ОК) или с чередованием на каждом венце штырей указанных форм (ТКЗ). У долот этой группы с переходом от типа ТЗ к типу ОК также увеличивается число штырей, а высота и шаг уменьшаются.

Долота типа ТК имеют комбинированное вооружение — с чередованием фрезерованных и твердосплавных зубьев на каждом венце или по отдельным венцам.

Стойкость долот ОК составляет 100—150 м в породах с $P_6 = 14 \div 15$. Применение забойных лубрикаторов для консистентной смазки увеличивает в 1,5—2,0 раза стойкость штырей

вых долот (рис. 4.4). Для защиты опор долот от продуктов разрушения, особенно при бурении обводненных горных пород, целесообразно применять защитные сетки, обратные клапаны и другие устройства.

Вращение и усилие подачи на шарошечное долото передают пустотелые буровые штанги, по которым поступает воздух или воздушно-водяная смесь для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота. Диаметр штанги должен быть на 35—50 мм меньше диаметра долота для беспрепятственного выноса буровой мелочи в затрубном пространстве.

4.6. РЕЖИМ И СКОРОСТЬ ШАРОШЕЧНОГО БУРЕНИЯ

Режим шарошечного бурения характеризуется определенным сочетанием усилия подачи на долото, частоты его вращения, расхода воздуха для очистки забоя скважины от буровой мелочи и охлаждения долота.

Процесс разрушения породы может быть поверхностным, когда контактные давления значительно ниже предела прочности породы, усталостным, когда после многократного приложения нагрузки контактные давления достигают 1/20—1/30 прочности породы, и объемным, когда контактные давления достигают предела прочности породы.

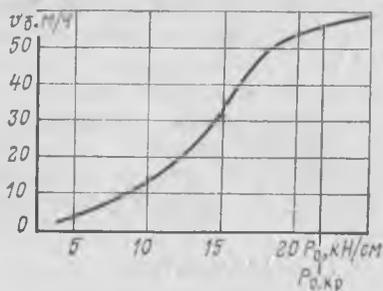
Требуемое для объемного разрушения породы усилие подачи на 1 см диаметра долота зависит от буримости породы (табл. 4.4). Несоответствие между фактическим и оптимальным удельными усилиями подачи объясняется недостаточной прочностью шарошечных долот и мощностью станков. Крутящий момент возрастает практически пропорционально усилию подачи. Процесс бурения осуществляется в основном за счет энергии вращения; потери энергии на трение и переизмельчение продуктов разрушения составляют около 20 %.

Зависимость скорости бурения от усилия подачи показана на рис. 4.5. При очень большом усилии подачи скорость буре-

Т а б л и ц а 4.4. Удельные усилия подачи при шарошечном бурении

Пб	Диаметр долота, мм	Удельное усилие подачи, кН/см	
		фактически создаваемое серийными станками	требуемое для оптимального режима бурения
8	214	7	9
10	243	9	11
12	243—269	11	13
14	269	13	18
16	295—320	18	22

Рис. 4.5. График зависимости скорости шарошечного бурения от усилия подачи на долото ($P_0 = 12 \div 16$)



ния практически не увеличивается из-за ухудшения очистки забоя скважины от буровой мелочи при постоянных расходах воздуха. Однако такие большие усилия подачи в современных конструкциях буровых станков не достигаются. Поэтому необходимо применять усилия подачи, максимально возможные по надежности опор шарошек и массе станков (9—22 кН на 1 см диаметра долота). При бурении наклонных скважин усилие подачи на долото снижают на 20—25 % для предотвращения смещения станка.

С увеличением частоты вращения долота n_b техническая скорость бурения v_b повышается, но существенно снижается стойкость долота S_d (см. рис. 4.4).

На практике частота вращения бурового инструмента составляет 0,6—2 с⁻¹ при усилии подачи 18—7 кН на 1 см диаметра долота. Для интенсификации процесса бурения необходимо повысить стойкость долот и увеличить частоту вращения до 2,5—3,3 с⁻¹. Применение наддолотных амортизаторов и принудительной смазки опор долота позволяет снизить уровень вибрации в 2—3 раза, увеличить стойкость долота в 1,5 раза и более и обеспечить стабильный режим эксплуатации станков с частотой вращения долота 2—2,3 с⁻¹.

Ориентировочно техническую скорость шарошечного бурения (м/ч) можно определить по формуле

$$v_b \approx 2,5 \cdot 10^{-2} P_0 n_b / (P_0 d_d^2), \quad (4.6)$$

где d_d — диаметр долота, м.

По мере износа долота скорость бурения снижается, так как уменьшается высота зубьев или штырей, увеличивается суммарная площадь контакта их с забоем скважины и уменьшается глубина внедрения штыря при постоянном усилии подачи на долото.

Текущая скорость бурения (м/ч)

$$v_{b,т} = v_{b,о} \sqrt{1 - (h_t / S_d)^2}, \quad (4.7)$$

где $v_{b,о}$ — начальная скорость бурения новым долотом, м/ч; h_t — текущая величина проходки скважины данным долотом, м.

Доводить долото до полного затупления нецелесообразно, так как при этом средняя скорость бурения снижается на 7—10 %. Рациональную стойкость долота можно определить по условию минимума затрат на бурение 1 м скважины с учетом вспомогательных операций.

Расход сжатого воздуха Q_v ($\text{м}^3/\text{мин}$) должен обеспечить полное удаление из скважины продуктов разрушения без их переизмельчения. Ориентировочно

$$Q_v = 13d_c^2 \gamma_p v_0 / (\gamma_v \mu), \quad (4.8)$$

где d_c — диаметр скважины, м; γ_p — плотность породы, $\text{т}/\text{м}^3$; γ_v — плотность воздуха или воздушно-водяной смеси, $\text{кг}/\text{м}^3$; μ — массовая доля частиц породы в сжатом воздухе или воздушно-водяной смеси, % ($\mu = 40 \div 60$ %).

4.7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И РЕЖИМ ПНЕВМОУДАРНОГО БУРЕНИЯ

В настоящее время на карьерах для бурения скважин диаметром от 105 до 160 мм применяют различные станки с погружными пневмоударниками: СБМК-5, 1СБУ-125, 2СБУ-125, СБУ-100Г, СБУ-100П, «Урал-64» и др.

Рабочим органом станка является погружной пневмоударник. С помощью клапанного устройства сжатый воздух, поступающий по буровой штанге, приводит в поступательно-возвратное движение ударник, наносящий удары по хвостовику буровой коронки. Частота ударов составляет 28—41 в секунду. Одновременно вместе со штангой вращается пневмоударник; вращатель расположен вне скважины. Буровая мелочь удаляется из скважин воздушно-водяной смесью или сжатым воздухом.

Основным показателем работы пневмоударников является эффективная удельная энергия удара (на 1 см диаметра долота) для достижения постоянной скорости бурения при различном диаметре скважины. Общая энергия удара обычно составляет 95—140 Дж (у перспективных станков 280—400 Дж) при давлении воздуха 0,5—0,7 МПа, расходе его $(5,4—30) \cdot 10^{-2}$ $\text{м}^3/\text{с}$ и расходе воды $(1,3—3,3) \cdot 10^{-4}$ $\text{м}^3/\text{с}$.

При пневмоударном бурении доля затрат на буровой инструмент составляет 30—35 %. Буровые коронки имеют диаметр 85—105, 155—160 и 160—200 мм. По числу разрушающих лезвий различают коронки однодолотчатые (зубильного типа), трехперые, крестовые, Х-образные и штыревые, а по расположению лезвий — одно-, двухступенчатые (с опережающим лезвием) и многоступенчатые. Коронки армируются призматическими и цилиндрическими вставками твердого сплава и имеют центральную, боковую или периферийную продувку.

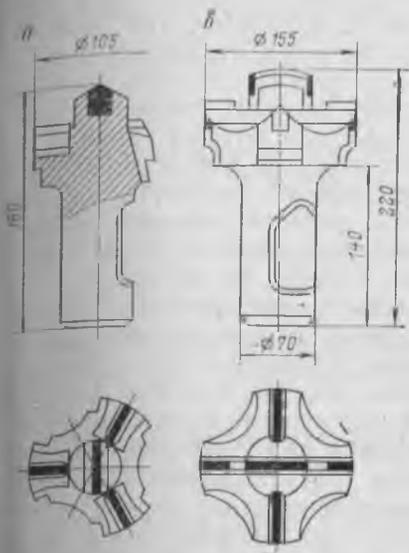


Рис. 4.6. Схемы коронок для пневмоударного бурения:
а — К-100; б — К-15



Рис. 4.7. График зависимости скорости пневмоударного бурения v_b от давления воздуха $P_{в}$ ($P_0 = 14 \div 16$)

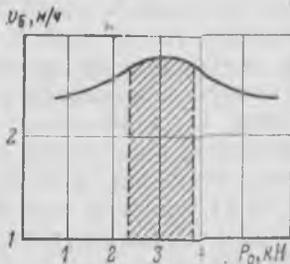


Рис. 4.8. График зависимости скорости пневмоударного бурения v_b от усилия подачи P_0 ($P_0 = 14 \div 16$). Штриховкой показана зона оптимального усилия подачи

Наибольшее усилие подачи на породу обеспечивают одноступенчатые долотчатые коронки благодаря минимальной длине лезвия. Но эти коронки интенсивно изнашиваются по высоте и диаметру. При бурении малотрещиноватых пород применяют трехперые коронки (рис. 4.6, а) диаметром 85—105 мм, а трещиноватых пород — крестовые коронки диаметром 155 мм (рис. 4.6, б); эти коронки имеют опережающие лезвия.

Все шире применяются штыревые коронки, армированные цилиндрическими вставками твердого сплава со сферическими разрушающими породу поверхностями. Такие коронки успешно эксплуатируются при удельных энергиях удара, существенно более высоких по сравнению с долотчатыми и крестовыми коронками.

Чтобы предотвратить заклинивание бурового става вследствие обвалов стенок скважины или вывалов отдельных породных кусков, применяют конический разбурник с зубьями с наплавленным слоем релита или сормаита толщиной 3—4 мм. Разбурник устанавливают между пневмоударником и штангой широким концом конуса вниз, разбуривание можно вести во время подъема става.

Резервом увеличения срока службы и снижения расхода бурового инструмента являются эксплуатация его без чрез-

мерно го затупления лезвий коронок, правильная их заточка, тщательный подбор диаметра коронок при их замене и т. д.

Режим пневмоударного бурения характеризуется энергией единичного удара, усилием подачи, числом ударов поршня-ударника в минуту и частотой вращения бурового става, которые определяют угол поворота коронки между смежными ударами. На режим бурения существенно влияют буримость породы, давление сжатого воздуха, полнота удаления продуктов разрушения из забоя, степень притупления и угол притупления лезвия буровой коронки, а также его форма.

Энергия удара зависит от массы поршня-ударника, длины хода его и давления сжатого воздуха. При небольшом давлении воздуха происходит истирание горной породы и буровой коронки. С увеличением давления воздуха буровая коронка эффективнее внедряется в забой, разрушение породы происходит за счет скола, и скорость бурения при этом увеличивается (рис. 4.7). Энергия удара должна соответствовать буримости породы и ограничивается износоустойчивостью коронки. Увеличение энергии единичного удара с ростом давления воздуха достигается применением ударников с большей массой при меньшей скорости движения.

Зависимость скорости бурения от усилия подачи $v_6 = f(P_0)$ имеет экстремальный характер (рис. 4.8), что объясняется условиями передачи энергии удара на забой. При постоянном давлении сжатого воздуха чрезмерное увеличение усилия подачи может привести к прекращению процесса бурения. Оптимальное значение P_0 составляет 0,2—0,3 кН на 1 см диаметра долота.

Частота вращения бурового инструмента должна соответствовать необходимому числу ударов для преодоления сопротивления секторов породы между следами смежных ударов коронки. Оптимальная частота вращения в породах с $P_6 = 14 \div 20$ составляет от 0,3 до 0,7 с⁻¹, с $P_6 = 10 \div 14$ — от 0,7 до 1 с⁻¹, с $P_6 < 10$ — от 1 до 1,5 с⁻¹. Нижние пределы относятся к диаметру скважин $d_c = 160 \div 200$ мм и числу ударов пневмоударника в минуту 1700—1900, а верхние — к $d_c = 100 \div 125$ мм и числу ударов 2000—2200.

Техническая скорость бурения скважин (м/ч)

$$v_6 \approx 0,5 \cdot 10^{-3} W n_y / (K_1 P_6 d_k^2 K_\phi), \quad (4.9)$$

где W — энергия удара, Дж; n_y — число ударов коронки в секунду; K_1 — коэффициент, учитывающий диапазон изменения P_6 (при $P_6 = 10 \div 14$ $K_1 = 1$; при $P_6 = 15 \div 17$ $K_1 = 1,05$; при $P_6 = 18 \div 25$ $K_1 = 1,1$); d_k — диаметр коронки, м; K_ϕ — коэффициент, учитывающий форму буровой коронки (при трехперых коронках $K_\phi = 1$, при крестовых $K_\phi = 1,1$).

Большое влияние на эффективность пневмоударного бурения оказывает стойкость буровых коронок. Скорость бурения

снижается по мере затупления лезвия буровой коронки, однако частая смена коронок приводит к повышенному расходу бурового инструмента и снижению общей производительности станка из-за увеличения удельного объема вспомогательных операций. Рациональный интервал бурения между сменами коронок $H_{с.к.}$ определяется из условия минимальных затрат на проведение 1 м скважины и практически составляет (коронка К100В):

P_6	9—10	11—12	13—14	15—16	17—18	19—20
$H_{с.к.}$, м	30	20	15	10	5	3

При бурении пород с $P_6 = 10 \div 12$ коронки за период отработки обычно два-три раза подвергаются перезаточке.

4.8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И РЕЖИМ ТЕРМИЧЕСКОГО БУРЕНИЯ

Термическое бурение скважин осуществляется самоходными огнеструйными буровыми станками, имеющими вращающийся термобур с горелкой; вращением термобура достигается периодическое нагревание всей площади забоя скважины. Для бурения скважин диаметром 220—250 мм применяется станок СБТМ-20.

Основными технологическими операциями термического бурения являются: зажигание горелки; собственно бурение, заключающееся в подаче вращающегося термобура на забой; расширение при бурении нижней части скважины (при создании котловой полости) или по всей длине заряжаемой ее части и очистка скважины.

В огнеструйной горелке смешиваются горючее и окислитель и образуются высокотемпературные газовые струи, которые, проходя через сопловой аппарат со сверхзвуковой скоростью, направляются на забой скважины. Охлаждение горелки и пылеподавление осуществляются водой и сжатым воздухом.

При использовании в качестве окислителя сжатого воздуха рациональны односопловые горелки (рис. 4.9, а), позволяющие повысить концентрацию газового потока. Двух- и трехсопловые горелки (рис. 4.9, б) применяют при окислителе — газообразном кислороде. Стойкость горелок обычно составляет 800—1000 м.

При термическом бурении хорошо разрушается ограниченное количество в основном кварцсодержащих пород. Поэтому самостоятельное применение оказалось неэффективным. При термическом расширении зарядной части скважины, ранее пробуренной шарошечным или другим механическим способом, скорость терморазрушения породы возрастает в $5 \div 10$ раз и более, увеличивается число терморазрушаемых пород.

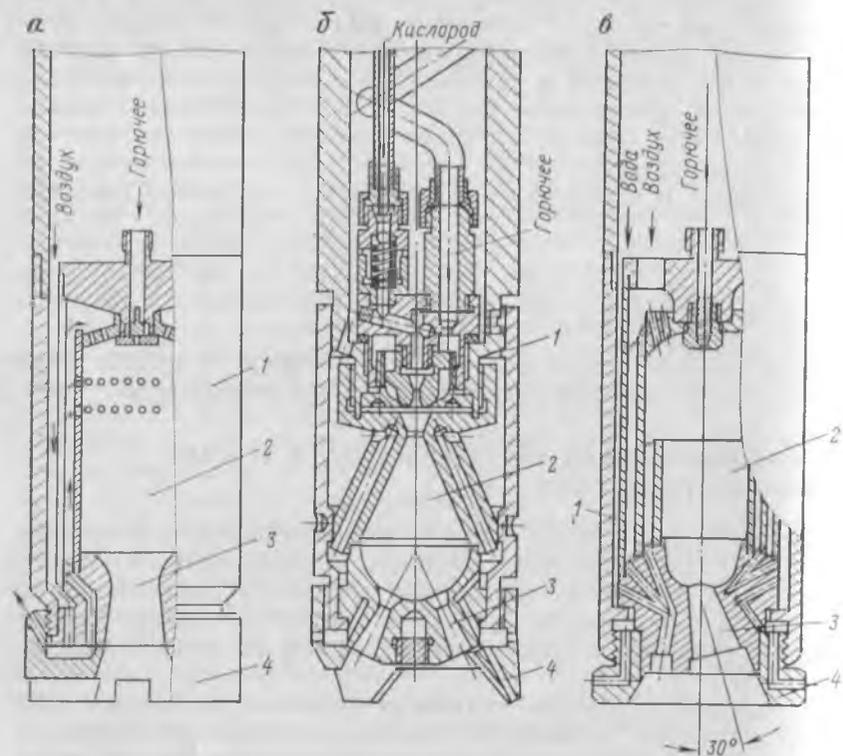


Рис. 4.9. Схемы огнеструйных горелок:

1 — корпус; 2 — камера сгорания; 3 — сопловой аппарат; 4 — защитный башмак

Поэтому необходимо создание комбинированных термомеханических станков, что позволит расширить сетку скважин и снизить расход буровых шарошечных долот.

Для расширения скважин до $d_c = 300 \div 350$ мм применяют те же горелки, а до $d_c = 400 \div 500$ мм — специальные односопловые горелки-расширители (рис. 4.9, в) с диаметром критического сечения сопла $d_{кр} = 28 \div 32$ мм и углом наклона соплового канала к оси горелки $25 \div 30^\circ$.

Горючее и вода из расходных баков, смонтированных на станке, подаются к горелке посредством насосов по трубопроводам, а окислитель — по гибким шлангам. Для удаления газа и пара из скважины используется газоотсасывающая установка.

Для расширения скважины после достижения проектной глубины при отсутствии подачи вращающегося термобура в течение 3—5 мин формируется вруб, а затем термобуру сообщается поступательное движение вверх. Далее производится очистка скважины посредством опускания термобура вниз. Время очистки 10—15 мин.

В качестве горючего используются бензин, керосин и дизельное топливо, а окислителем является газообразный кислород или сжатый воздух. При применении кислорода повышаются затраты на бурение и требования к технике безопасности, поэтому в качестве окислителя обычно используют сжатый воздух, что существенно упрощает организацию огневого расширения скважин.

Термическое бурение шпуров глубиной 1—1,5 м и диаметром 50—60 мм производится ручными термобурами с односплошными горелками. Сжатый воздух подается в термобур под давлением 0,5—0,6 МПа от передвижного компрессора. В качестве горючего применяется бензин. Горелки малого диаметра используются также для термического разрушения негабаритных кусков, резания каменных блоков и обработки их поверхности.

Режим термического бурения характеризуется температурой и скоростью газового потока и регулируется частотой вращения и подачей на забой термобура.

Тепловые потоки, создаваемые горелками, достигают $(0,7—1,2) \times 10^6$ Дж/(м²·с), скорость их 1600—2000 м/с, температура 3200 и 1800—2000 °С соответственно при окислителе — кислороде и сжатом воздухе.

Оптимальный режим терморазрушения характеризуется минимальными затратами энергии при высокой скорости бурения, что соответствует разрушению пород путем «шелушения». Оптимальная частота вращения термобура при различных теплофизических свойствах горных пород составляет 0,25—0,5 с⁻¹. С уменьшением показателя $P_{тб}$ частота вращения уменьшается.

Предотвратить плавление породы возможно посредством прерывистого ее нагревания при периодическом действии на забой горелки с эксцентрично расположенными вращающимися соплами.

Техническая скорость термического бурения $v_b = f(P_{тб}, q)$ для пород II класса по термобуримости (термобуримые породы) может быть приближенно определена (м/ч) по эмпирической формуле (по А. П. Дмитриеву)

$$v_b \approx 7,5 \cdot 10^{-6} q - 17,4, \quad (4.10)$$

где q — удельный тепловой поток, поступающий в породу Дж/(м²·с); при использовании в качестве окислителя кислорода $q = (5 \div 5,7) \cdot 10^6$ Дж/(м²·с), а при окислителе — воздухе $q = (2,8 \div 4,65) \cdot 10^6$ Дж/(м²·с).

В хорошо термобуримых породах скорость бурения увеличивается в среднем на 20—25 %, с увеличением трещиноватости массивов скорость термического бурения снижается на 25—30 % и процесс может полностью прекратиться в сильнотрещиноватых породах.

4.9. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ БУРЕНИИ

Процесс бурения связан с рядом 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; учет и обеспечение сохранности пробуренных скважин; перегоны станков; их ремонт; наращивание и перестройка линий электропередач; перемещение силового кабеля.

Подготовка площадок уступов к бурению заключается в освобождении их от оборудования (перенос транспортных коммуникаций, линий электропередач, трансформаторных подстанций и др.), планировке и очистке от снега, вывешивании навалов породы, засыпке углублений, ликвидации возвышений, расширении площадок, устройстве дорог для перемещения станков. Эти работы выполняют с помощью бульдозеров и вспомогательного бурового оборудования (бурильных молотков, пневмударных станков).

Далее производят маркшейдерскую съемку подготовленных площадок, вынос проектных отметок расположения скважин на местность, подвод энергии (сжатого воздуха, воды), перемещение станков на обуриваемый блок уступа, подключение их к трансформаторным подстанциям и подготовку к работе (подъем мачт, подключение воздушных магистралей, замена бурового инструмента и т. д.).

Буровой инструмент, материалы и запасные части доставляют на железнодорожных платформах или автомашинах, оборудованных кранами.

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 обустройства блока на местность у точек расположения скважин проставляются их номера и проектная глубина. Фактическую глубину скважин определяет машинист станка и выборочно — горный мастер. Дополнительный контроль выполняют взрывники перед зарядкой скважин. Допустимые отклонения параметров сетки и глубины скважин составляют $\pm 0,3$ м.

Длительность сохранности скважин ограничена. Со временем уменьшается фактическая их глубина из-за обрушения стенок скважин, снежных заносов, наездов автомашин и бульдозеров, сотрясения и т. д. Время повторного разбуривания скважин достигает 5—6 % календарного времени работы буровых станков. Особенно интенсивное обрушение наблюдается у стенок наклонных скважин. В среднетрещиноватых породах оно происходит в первые 5—10 дней, а в легковыветривающихся сильнотрещиноватых породах нарастает со временем.

Особенно опасно оплывание скважин в вечномерзлых глинистых породах в летний период. Для его предотвращения необходимо максимально сокращать переходящий остаток невзорванных скважин.

В зимний период в устьях скважин могут возникать ледяные и снежные пробки глубиной до 2—3 м; при снежных заносах затрудняется отыскание скважин, особенно при нарушениях сетки бурения. В связи с этим необходимо плотно закрывать устья скважин.

4.10. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ БУРЕНИЯ

Целью автоматического управления процессом бурения являются облегчение труда буровой бригады и достижение высокой производительности станка при снижении затрат и выполнении планового объема бурения в заданный срок. Полностью эта цель может быть достигнута после разработки методов и технических средств автоматического управления на основе оптимизации производственных процессов на карьере.

В настоящее время разрабатываются методы и технические средства автоматического управления буровым станком независимо от других процессов. Оптимальные критерии устанавливаются для конкретных видов бурения и породоразрушающего инструмента. В качестве таких критериев принимают минимум времени на бурение скважин или наилучшие технико-экономические показатели буровых работ, например минимум затрат на бурение 1 м скважины. Техничко-экономические критерии используются в системе автоматического регулирования косвенно, так как непосредственная аппроксимация их в виде электрических сигналов, необходимых для управления, невозможна.

При ручном управлении машинист вынужден постоянно регулировать либо усилие подачи, либо частоту вращения, поддерживая их постоянными при определенной глубине скважины. Автоматизация процесса шарошечного бурения сводится пока к регулированию частоты вращения и усилия подачи на основе анализа в процессе бурения механических и электрических характеристик станка. Частоту вращения бурового инструмента можно регулировать в зависимости от усилия его подачи на забой, а последнее — в зависимости от величины нагрузки (крутящего момента) двигателя станка. Подача должна быть плавной и непрерывной, причем усилие подачи долота на забой должно превышать сопротивляемость горных пород разрушению (буримость) и обеспечивать наиболее эффективную скорость разрушения.

В разрабатываемых системах автоматизации в породах различной трудности бурения автоматически регулируются и частота вращения бурового инструмента (на основе регистрации скорости бурения), и усилие подачи, которое принимают прямо

пропорциональным буримости пород. Одна из систем была предназначена только для автоматического поддержания установленного оптимального режима бурения; сам же оптимальный режим бурения для горных пород конкретного месторождения определялся при ручном управлении процессом бурения. Последующая система базировалась на статистической модели оптимальных режимов бурения в широком диапазоне изменения буримости пород.

Известны также системы автоматического регулирования усилия подачи (поддержания оптимальной его величины) по заранее заданной технической скорости бурения при постоянной частоте вращения бурового става.

Более прогрессивным является регулирование режима бурения по допустимому уровню вибрации станка. Усилие подачи на долото задается максимальным, а частота вращения регулируется по уровню вибрации, при превышении установленного предела которого датчик вибрации дает команду о снижении частоты вращения става. При таком способе автоматического регулирования технические возможности буровых станков используются максимально.

Последующая стадия автоматизации процесса бурения связана с переходом к программному управлению буровым станком в соответствии с предусмотренной последовательностью работ исполнительных механизмов станка как в процессе бурения, так и при выполнении вспомогательных операций.

Диспетчерский дистанционный контроль и управление процессом бурения основаны на круглосуточной автоматической передаче и регистрации на пункте диспетчера информации о бурении скважин (обычно одного параметра — усилия подачи бурового инструмента на забой). Эта информация может передаваться по проводным каналам связи или радио. По диаграмме записи усилия подачи бурового инструмента диспетчер или руководитель получают полное представление о состоянии буровых работ: числе и глубине скважин, скорости бурения на любой глубине, спуско-подъемных операциях, наращивании бурового става, простоях, буримости пород и т. д. Это дает возможность квалифицированно руководить работами и выбирать рациональные режимы бурения. Созданы телевизионные устройства, позволяющие производить непосредственные наблюдения в скважинах для изучения строения буримых горных пород.

4.11. ОРГАНИЗАЦИЯ БУРОВЫХ РАБОТ

Организация работы буровых станков должна обеспечить максимальную их эффективность и взаимосвязь бурения с другими процессами на карьере.

Подготовка рабочих мест буровых станков осуществляется по буровым блокам соответственно блоковому взрыванию гор-

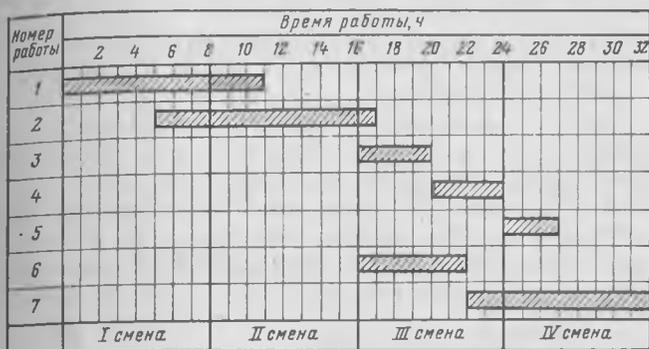


Рис. 4.10. График подготовки рабочего блока к бурению:

1 — очистка от снега; 2 — планировка площадки; 3 — маркшейдерская съемка блока; 4 — составление проекта бурения; 5 — разметка скважин; 6 — монтаж ЛЭП и подключенные станки; 7 — подготовка станков к работе

ных пород. После обуривания (желательно непрерывного) одного блока станки перемещают на новый блок соответственно плану горных работ. Подготовительные работы выполняются дорожной бригадой, бульдозеристами, службой высоковольтных сетей, маркшейдерской службой, персоналом самого бурового цеха, ряда других цехов и участков. Для максимального совмещения работ во времени составляют график их проведения (рис. 4.10), увязанный с планом работы соответствующих служб. Цель составления графика состоит в том, зная состав и длительность всех работ, а также намеченный срок их окончания, определить последовательность их выполнения и необходимые моменты начала каждой работы. Время начала каждой работы при общем их числе m

$$T_{ni} = T_k - \sum_{j=i+1}^m (t_j - \Delta t_j) - t_i, \quad (4.11)$$

где T_k — заданный момент начала бурения на блоке (окончания подготовительных работ); t_i и t_j — длительность работ соответственно i и j ; $j = i+1, i+2, \dots, m$ — номера работ, начинающихся позже работы i ; Δt_j — длительность части работы j , выполняемой параллельно с работой $j-1$.

После установления моментов начала всех подготовительных работ определяют возможность перераспределения ресурсов для сокращения общего времени подготовки. Окончательно установленные сроки выполнения работ передаются соответствующим службам, включающим их в свои планы. Контроль за выполнением графиков осуществляют начальник бурового участка и производственный отдел карьера. При ограниченном фронте работ допускается начало обуривания блока при его неполной подготовке.

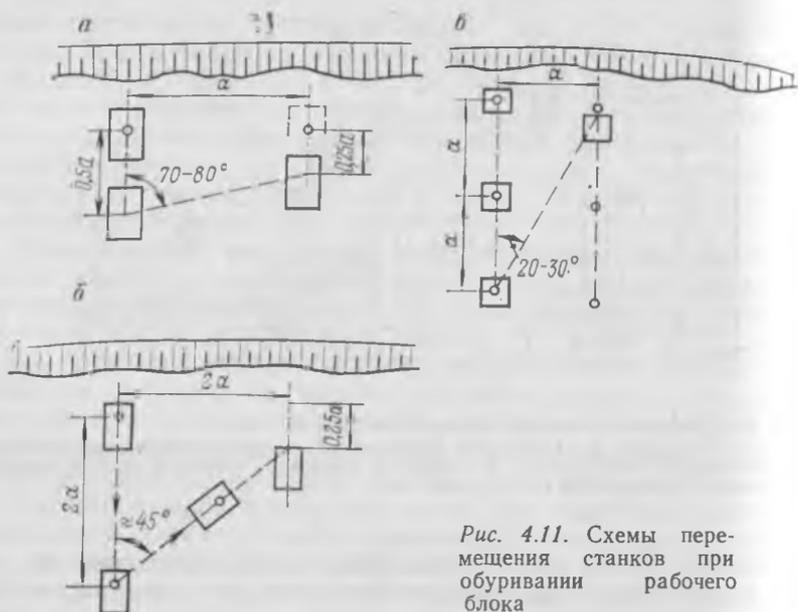


Рис. 4.11. Схемы перемещения станков при обурировании рабочего блока

Порядок обуривания блока характеризуется последовательностью бурения отдельных скважин, т. е. схемой перемещения станков. При бурении скважин первого ряда станок должен располагаться перпендикулярно к бровке уступа, так, чтобы горизонтирующие домкраты и гусеницы находились вне призмы возможного обрушения откоса уступа.

Порядная схема перемещения станков (рис. 4.11, а) применяется чаще всего при отставании буровых работ и взрывании одного ряда скважин. При расстоянии между скважинами в ряду a общее расстояние передвижки станка между скважинами $l' \approx 1,85 a$, а удельное время передвижки на одну скважину $t_{п}' \approx 10 \div 12$ мин при $a = 7 \div 10$ м.

Поперечно-диагональная схема перемещения станков (рис. 4.11, б) целесообразна при числе рядов скважин не более трех и их шахматном расположении. При бурении каждой трех скважин станок проходит расстояние $l'' \approx 5 a$ и выполняет два разворота примерно на 45° . Удельное время передвижки станка $t_{п}'' \approx 5$ мин.

Поперечно-возвратная схема (рис. 4.11, в) применяется при квадратной сетке скважин. Здесь на каждую скважину расстояние переезда составляет $1,5 a$ и приходится примерно $0,7$ разворота на угол $25-30^\circ$.

Поперечные схемы передвижки обеспечивают значительную экономию машинного времени буровых станков, а также лучшие условия их эксплуатации и более планомерную подготовку

блока к взрыву. При использовании на одном обуриваемом блоке двух-трех станков целесообразно их рассредоточить, выделяя для каждого станка отдельный фронт работ. Станки обычно подключаются к общему трансформаторному киоску и обслуживаются общим вспомогательным оборудованием; при этом расстояние между ними не превышает 20—30 м, что обеспечивает фронт работы каждого станка на 2—3 смены. При большей автономности станков (отсутствии общих емкостей для воды, трубопроводов и т. д.) это расстояние следует увеличивать до 50—100 м, т. е. практически вести бурение на разных крыльях блока.

Номера и проектная глубина скважин, а также общий объем работ указываются при выдаче буровым бригадам сменного наряда. В конце смены горный мастер заносит показатели выполненного объема бурения в специальный журнал; эти данные фиксируются также в диспетчерских сменных рапортах и являются основой для оплаты труда членов буровых бригад с учетом маркшейдерских замеров.

4.12. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУРОВЫХ СТАНКОВ

При работе станков, помимо собственно бурения, производятся также вспомогательные операции: опускание, подъем, наращивание и разборка бурового става, очистка скважины, замена бурового инструмента, перемещение станка между скважинами и установка его, перенос кабеля и др. Время, затрачиваемое на выполнение этих операций, зависит от вида бурения, кинематической схемы станка, длины штанг, уровня механизации наращивания и разборки бурового става и смены долот (коронки), расстояния между скважинами и других факторов.

С достаточной точностью суммарное удельное время выполнения основных (бурения) и всех вспомогательных операций, приходящееся на 1 м пробуренной скважины, можно считать постоянным для принятой модели бурового станка при определенном показателе трудности бурения породы P_6 . В этом случае сменная производительность бурового станка (м/смену) без учета внеплановых простоев

$$Q_6 = [T_c - (T_{п.з} + T_p)] / (t_0 + t_b), \quad (4.12)$$

где T_c , $T_{п.з}$ и T_p — продолжительность соответственно смены, подготовительно-заключительных операций и регламентированных перерывов в смене, χ ($T_{п.з} + T_p = 0,5 \div 1 \text{ ч}$); t_0 и t_b — соответственно основное и вспомогательное время на бурение 1 м скважины, χ ; $t_0 = 1/v_6$; v_6 — техническая скорость бурения скважины, определяемая конкретно для каждого вида бурения и модели станка по приведенным формулам.

Вспомогательное время t_b устанавливается путем измерения продолжительности всех вспомогательных операций при бурении скважины определенным станком; в приближенных расчетах оно может приниматься по материалам технического нормирования. Для шнекового бурения при $P_6=1 \div 5$ $t_b=1,5 \div 4,5$ мин; для шарошечного бурения $t_b=2 \div 4$ мин; для пневмоударного бурения при $P_6=6 \div 25$ $t_b=4 \div 8$ мин.

Чистое время работы станка в течение смены (ч)

$$T_{\text{раб}} = (t_0 + t_b) \sum_{i=1}^n L_{ci}, \quad (4.13)$$

где n — число скважин, пробуренных за смену; L_{ci} — глубина i -й скважины, м.

Продолжительность смены (ч)

$$T_c > T_{\text{раб}} + T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}},$$

$$T_c - (T_{\text{раб}} + T_{\text{п.з}} + T_{\text{р}}) = T_{\text{с.пр}}, \quad (4.14)$$

где $T_{\text{с.пр}}$ — общее время внутрисменных простоев бурового станка, ч.

Практически величина $T_{\text{с.пр}} = (0,15 \div 0,23) T_c$, т. е. ежесменные простои каждого станка достигают 0,9—1,3 ч. Причины этих простоев заключаются главным образом в аварийных остановках и ремонтах (до 35%), внеплановых отключениях электроэнергии и сверхнормативных затратах времени на технологические операции. Длительность простоев зависит от совершенства конструкции, кинематической схемы станка, степени соответствия комплектующего оборудования условиям эксплуатации, уровня трудовой дисциплины и квалификации персонала, организации самого процесса бурения.

Кроме внутрисменных имеются еще целосменные простои буровых станков. Причинами этих в основном организационных простоев (до 15—20% общего годового фонда времени) являются плановые и внеплановые ремонты и перегоны станков, отсутствие экипажей, перерывы при взрывных работах, отсутствие фронта работ и т. д. Таким образом, в целом потери рабочего времени составляют до 35%. С учетом различных вспомогательных работ коэффициент производительного использования буровых станков на карьерах составляет от 0,35 до 0,6.

4.13. СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ БУРОВЫХ РАБОТ

Оснащение карьеров новыми станками СБШ-250-20 (для бурения скважин глубиной до 20 м без наращивания штанг), СБШ-250-32 (для бурения скважин глубиной до 32 м с наращиванием двух штанг), СБШ-250 К-2 (бурение без наращивания штанг до глубины 20 м с одновременным термическим

расширением заряжаемой части скважины до 400 мм) позволяет увеличить производительность труда при бурении на 25—40%. Создаются станки СБШ-160-60 для заоткоски бортов и уступов карьеров, СБШ-250-55 — для работы в условиях с температурой до -55°C , шарошечные долота с новыми формами породоразрушающих зубков.

Шарошечное бурение совершенствуется в следующих направлениях:

1. Идея бурения скважин без наращивания бурового става, что предотвращает зашламование опор долота и сокращает продолжительность вспомогательных операций на 45—55%, реализована путем создания вращательно-подающего механизма шпиндельной схемы и комбинированной шпиндельно-патронной схемы.

2. Для обеспечения возможности изменения частоты вращения долота в диапазоне $1\text{—}5\text{ с}^{-1}$ и достижения высоких скоростей бурения разработаны конструкции буровых ставов с невращающимся внешним корпусом и демпфированным опорным узлом, а также с наложением на буровой инструмент высокочастотной вибрации с помощью магнитостриктора (электровибробура) или других устройств.

3. Станки с форсированным режимом бурения ($n_{\text{в}}=2\div\div 5\text{ с}^{-1}$) должны быть оснащены системами автоматического поддержания такого режима, обеспечивающего максимальную производительность станка при надежной работе всех его узлов. Кроме того, станки должны быть оснащены системами принудительной смазки опор долот в процессе бурения и пылеподавления диспергированной водой в затрубном пространстве на расстоянии 0,5 м от забоя скважин.

4. Для обеспечения требуемых санитарно-гигиенических условий работы буровой бригады должны быть существенно снижены вибрация, шум, запыленность и перепады температуры на рабочем месте. Это снижение достигается при новых схемах вращательно-подающего механизма, невращающемся корпусе бурового става, очистке воздуха в кабине станка с помощью кондиционирующих установок.

5. Создание новых шарошечных и комбинированных высокостойких породоразрушающих инструментов, обеспечивающих эффективное бурение однородных и различных по крепости и абразивности пород.

Полная реализация указанных направлений позволяет увеличить скорость шарошечного бурения в 1,8—2 раза и производительность станков в 1,6—1,8 раза, а также увеличить стойкость серийно выпускаемых штыревых шарошечных долот в 2—3 раза.

Шнековое бурение совершенствуется в направлениях: применения высоких мачт и длинных шнеков для бурения с минимальным числом наращиваний бурового става, с полной механизацией процессов его сборки и разборки;

применения в качестве бурового инструмента резцов с вращающимися режущими элементами, которые при увеличении усилия подачи до 150—200 кН позволяют в породах с $P_0 < 4 \div 5$ увеличить техническую скорость бурения до 50—60 м/ч; посредством широкого внедрения шнекопневматического способа очистки скважин от буровой мелочи; использования системы охлаждения резцов водой или водовоздушной смесью, что позволяет увеличивать частоту вращения бурового става до 4 с^{-1} и более.

Пневмоударное бурение совершенствуется в следующих направлениях:

применения повышенного давления сжатого воздуха (до 1,5—2 МПа);

разработки станков, работающих без наращивания бурового става;

создания мобильных многошпиндельных станков на пневмоколесном ходу, оснащенных малогабаритными и высокопроизводительными компрессорами;

разработки новых типов пневмоударников с повышенной энергией удара и эффективной системой воздухораспределения;

создания износостойких коронок, в том числе со сменной головной частью и продувочными каналами большого сечения.

Термическое бурение совершенствуется в направлениях:

применения механического бурения пород с последующим расширением скважин воздушно-огневым способом;

применения для разрушения трудно термобуриемых горных пород знакопеременных температурных полей (попеременное воздействие на забой скважины газовой струей и распыленной сжатый воздухом водой);

изыскания и разработки новых методов интенсификации термического разрушения пород, обеспечивающих повышение скорости и расширение диапазона термобуриемых пород.

Общими направлениями совершенствования всех видов бурения являются полная механизация всех вспомогательных операций и улучшение организации буровых работ.

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

5.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ И СРЕДСТВ ИНИЦИИРОВАНИЯ

Для взрывания пород в карьерах широко используются сыпучие гранулированные ВВ (алюмотол, гранулотол, гранулиты, граммониты, игданит и др.), водосодержащие ВВ (акватолы, ифзаниты, карбатолы и др.) и реже — порошкообразные ВВ (аммониты, аммоналы, детонит и др.).

Порошкообразные ВВ в россыпном или патронированном виде применяются при вторичном взрывании негабаритных

кусков для шпуровых и скважинных зарядов на маломощных карьерах и в качестве промежуточных детонаторов для инициирования основных зарядов из водосодержащих и гранулированных ВВ. Для инициирования указанных зарядов применяются также цилиндрические тротилловые и пентолитовые шашки. Сравнение действия ВВ производится по переводному коэффициенту ВВ, равному отношению удельных расходов эталонного (аммонит № 6ЖВ или граммонит 79/21) и сравниваемого ВВ при одинаковых результатах взрывов в аналогичных условиях.

Технологические качества ВВ определяются бризантностью, работоспособностью, плотностью, водоустойчивостью, возможностью механизации заряжания. Большая плотность заряжания обеспечивает высокое давление газообразных продуктов взрыва и увеличение коэффициента полезного действия взрыва в породах, который в настоящее время составляет около 10 % потенциальной энергии ВВ.

Эффективность и область применения различных ВВ зависит от прочности, вязкости и обводненности пород, трещиноватости массива, наличия мерзлоты и других факторов (табл. 5.1).

С увеличением блочности массивов, прочности и вязкости пород для их качественного дробления необходим больший удельный расход ВВ с высокой бризантностью.

Гранулированные ВВ (гранулиты и граммониты) неводоустойчивы, а потому непригодны для заряжания обводненных скважин. Поэтому в этих случаях применяют гранулотол и алюмотол. Для скважин с непроточной водой используются граммонит 30/70, а также акватолы, карбатолы, горячельющиеся ВВ при заряжании их под столб воды. Патронированные ВВ целесообразно применять для скважинных зарядов из-за малой плотности, высоких трудоемкости и стоимости взрывания; их применяют в шпуровых зарядах.

При выборе типа ВВ учитывают как технологические, так и экономические факторы, в том числе не только объемную энергию ВВ (количество энергии на единицу объема скважины) и ее стоимость, но и стоимость бурения. Замена одного типа ВВ другим целесообразна при условии

$$\frac{(C_{ВВ_1} + C_6)}{Q_1} > \frac{(C_{ВВ_2} + C_6)}{Q_2}, \quad (5.1)$$

где $C_{ВВ_1}$, $C_{ВВ_2}$ — стоимость 1 кг ВВ соответственно первого и второго типов, руб.; C_6 — удельная стоимость бурения для размещения 1 кг ВВ, руб.; Q_1 , Q_2 — теплота взрыва ВВ соответственно первого и второго типов, кДж/кг.

Затраты на бурение пород III—V классов по буримости выше, чем на взрывание, что определяет целесообразность применения более дорогих ВВ с большим запасом энергии.

Таблица 5.1. Область применения различных типов взрывчатых веществ*

Условия размещения зарядов ВВ	Породы		
	весьма труднобури- мые и исключительно труднобуриемые $P_6 = 16 + 25$	средней буримости и труднобуриемые $P_6 = 6 + 15$	легкобуримы $P_6 < 6$
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводнен- ных скважин	Ифзаниты карбатоЛ ГЛ-10В; граммонит 79/21; гранулит АС-8	Ифзаниты карбатоЛ 15Т; граммонит 79/21; гранулиты АС-8, АС-4	Гранулит АС-4, М; игданит; граммонит 79/21; карбатоЛ 15Т
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Алюмотол; гранулолоЛ; карбатоЛ ГЛ-10В; граммонит 30/70	Ифзанит; карбатоЛ 15Т; гранулолоЛ; алюмотол; грам- монит 30/70	Граммонит 30/70; карбатоЛ 15Т; гранулолоЛ
Обводненная часть скважин с проточной водой	Алюмотол; гранулолоЛ	Алюмотол; гра- нулолоЛ	ГранулолоЛ
Камеры сухие и осушенные	Гранулит АС-8; гранулит М; игданит	Гранулит АС-4; игданит	Гранулит АС-4, М; игданит
Шпуры в сухих забоях	Гранулит АС-8	Гранулит АС-4; игданит; аммо- нал; детонит М; аммонит № 6ЖВ (патрониро- ванный)	Игданит; грану- лит АС-4; аммонит № 6ЖВ (патрониро- ванный)
Шпуры в обвод- ненных забоях	Аммонал; детонит М; аммонит № 6ЖВ (патрониро- ванный)		

* В графах ВВ указаны в порядке их предпочтительного применения.

Многие простейшие ВВ, не обладающие большой энергией, дешевы, легко поддаются механизированному заряданию, и поэтому их часто предпочитают при массовом производстве взрывных работ, особенно в легковзрываемых породах.

Средства иницирования должны обеспечивать надежность и безопасность взрывных работ, быть водоустойчивыми, масляни и бензостойкими. Они проверяются на предприятиях в соответствии с инструкциями или положениями Единых правил безопасности при взрывных работах,

5.2. ВЗРЫВАЕМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД

Степень дробления породы взрывом зависит прежде всего от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется удельным расходом ВВ q (г/м³), необходимым для достижения заданного эффекта дробления.

Аналитический расчет удельного расхода ВВ в настоящее время невозможен, так как математическое описание анизотропных физико-технических характеристик породы и технологических условий взрыва, влияющих на сопротивление породе взрыву, крайне сложно. Вместе с тем многочисленные наблюдения и производственный опыт указывают на возможность относительной оценки сопротивления пород взрыванию.

Отправными для относительного расчета удельного расхода ВВ являются следующие условия:

1. Энергия ВВ (а следовательно, и его расход) при дроблении породы в массиве затрачивается на создание новых поверхностей с преодолением пределов прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$, сдвиге $\sigma_{сдв}$ и растяжении $\sigma_{раст}$; эти пределы устанавливаются механическими испытаниями образцов пород. Доля участия сжимающих, сдвигающих и растягивающих напряжений в дроблении при различных видах и условиях взрыва неодинакова. Для относительной оценки взрываемости пород допустимо принять их участие одинаковым.

При этом функция удельного расхода ВВ имеет вид

$$q' = f' \left(\frac{\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}}{3} \right). \quad (5.2)$$

2. Расход энергии ВВ на дробление породы пропорционален площади вновь создаваемых взрывом поверхностей; в свою очередь они пропорциональны степени дробления n , т. е. отношению средних линейных размеров отдельности в массиве $l_{ср}$ и куска взорванной породы $d_{ср}$. При этом функция удельного расхода ВВ имеет вид

$$q'' = f''(n) = f'' \left(\frac{l_{ср}}{d_{ср}} \right). \quad (5.3)$$

Можно полагать, что вновь создаваемая взрывом поверхность $S = 6(n-1)$.

Увеличение степени дробления n при отсутствии в породе трещин первого и второго порядков практически пропорционально увеличивает удельный расход ВВ. Обычно в практике взрыва $n = 2 \div 4$. В частных случаях, например, при взрывании мелкоблочных пород, когда $d_{ср} \approx l_{ср} = 0,1 \div 0,25$ м, естественные отдельности практически не дробятся и порода разрушается взрывом на сотрясение с минимальным расходом ВВ.

3. Энергия ВВ затрачивается также на преодоление силы тяжести и придание кускам взорванной породы кинетической энергии. Эти затраты пропорциональны плотности породы γ ; соответствующая функция имеет вид

$$q''' = f'''(\gamma). \quad (5.4)$$

4. Для сопоставимости результатов взрывов и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности

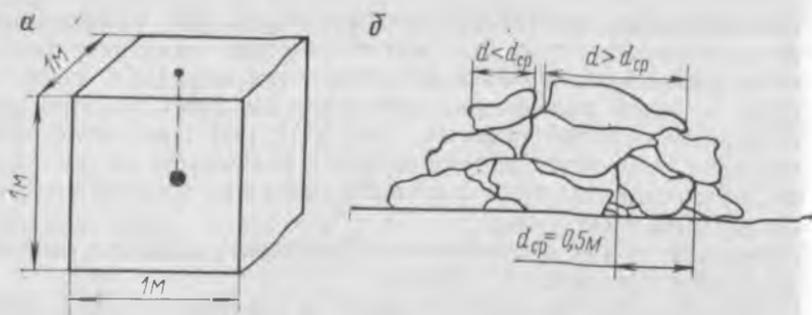


Рис. 5.1. Схемы эталонного породного куба соответственно до взрыва (а) и после него (б)

взрыва данной породы необходимы эталонные условия взрыва. В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м^3 монолитной породы при наличии шести открытых поверхностей (рис. 5.1) (свободно подвешенный куб) с расположенным в центре куба зарядом эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ) и при степени дробления породы $n=2$. В результате взрыва получается (условно) восемь кубиков и создаются новые поверхности с $S=6 \text{ м}^2$. При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ (г/м^3) определяется из эмпирического выражения

$$q_3 = K_1(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{раст}}) + K_2\gamma g, \quad (5.5)$$

где γ — плотность породы, кг/м^3 ; K_1 и K_2 — эмпирические коэффициенты. Эталонный удельный расход ВВ для большинства взрывааемых горных пород изменяется от 10 до 100 г/м^3 , достигая в особых случаях для внекатегорных пород большей величины (табл. 5.2).

При эталонных условиях взрыва решающее значение имеет сопротивление пород растяжению $\sigma_{\text{раст}}$ из-за наличия у куба шести открытых поверхностей. Однако для относительной оценки взрываемости пород, в соответствии с общими положениями метода, целесообразно использовать в качестве критерия сумму показателей прочности породы $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{сдв}}$ и $\sigma_{\text{раст}}$.

В соответствии с изложенным все горные породы по трудности дробления взрывом (по величине эталонного удельного расхода ВВ) могут быть разделены на пять классов и 25 категорий:

I класс — легко взрывааемые породы; $q_3 \leq 20 \text{ г/м}^3$; категории 1, 2, 3, 4, 5;

II класс — породы средней трудности взрыва; $q_3 = 20,1 \div 40 \text{ г/м}^3$; категории 6, 7, 8, 9, 10;

III класс — трудно взрывааемые породы; $q_3 = 40,1 \div 60$; категории 11, 12, 13, 14, 15;

Таблица 5.2. Показатели эталонного удельного расхода ВВ (для учебных расчетов)

Класс пород по трудности дробления взрывом	Породы	$K_1(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст})$, г/м ³	$K_2 \gamma g$, г/м ³	q_3 , г/м ³
I	Легковзрываемые	1—12	3—8	4—20
II	Средней трудности взрывания	17—30	4—10	21—40
III	Трудновзрываемые	36—48	5—12	41—60
IV	Весьма трудновзрываемые	55—56	6—14	61—80
V	Исключительно трудно-взрываемые	74—84	7—16	81—100

IV класс — весьма трудновзрываемые породы; $q_3 = 60,1 \div 80$ г/м³; категории 16, 17, 18, 19, 20;

V класс — исключительно трудновзрываемые породы; $q_3 \geq 80,1$ г/м³; категории 21, 22, 23, 24, 25.

Показатель эталонного удельного расхода ВВ базируется на объективных характеристиках породы (γ , $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$), подлежащих экспериментальному определению. Они могут быть получены для вновь проектируемых предприятий по данным геологической разведки (см. табл. 5.2), а на действующих карьерах путем испытаний конкретных пород.

Эталонный удельный расход ВВ используется не только для классификации горных пород по степени трудности их дробления взрывом. Он является также основой для предварительного выбора технологии взрывания и расчета проектного расхода ВВ.

Л.З. ФАКТИЧЕСКИЙ И ПРОЕКТНЫЙ РАСХОД ВВ

Фактический удельный расход ВВ q_f можно установить только после взрыва делением израсходованного количества ВВ на действительно взорванный объем породы. Показатель q_f учитывается на предприятиях, и на его основе корректируется с учетом опыта взрывов в аналогичных условиях, возможный расход ВВ при очередных взрывах.

Вместе с тем любой взрыв должен быть выполнен по заранее составленному проекту. При этом используются *проектным удельным расходом ВВ* $q_{\text{п}}$. Он может быть установлен по опытным данным в условиях карьера (на основе $q_{\text{ф}}$) или рассчитан (г/м^3) на основе эталонного расхода ВВ с учетом технологических и организационных условий взрыва:

$$q_{\text{п}} = q_{\text{э}} K_{\text{т}} K_{\text{д}} K_{\text{о.п}} K_{\text{з}} K_{\text{в}} K_{\text{ВВ}}. \quad (5.6)$$

Коэффициент $K_{\text{т}}$ учитывает влияние трещиноватости породного массива, так как в трещиноватом массиве неизбежны потери энергии ВВ. В частных случаях поверхности раздела могут полностью отражать волны напряжений или резко ослаблять их. С трещиноватостью связаны также потери энергии (до 20 %) на взаимное перемещение кусков без их дробления. Вместе с тем следует учитывать, что развитая трещиноватость сокращает расход ВВ на создание взрывом новых поверхностей. В общем случае потери можно принять равными 10—30 %, а при определении дополнительного расхода ВВ ввести коэффициент

$$K_{\text{т}} \approx 1,2l_{\text{ср}} + 0,2. \quad (5.7)$$

Коэффициент $K_{\text{д}}$ для конкретных условий учитывает необходимую кусковатость взорванных пород $d_{\text{ср}}$, м. Так как при определении $q_{\text{э}}$ принята степень дробления $n=2$ и $d_{\text{ср}}=0,5$ м, расход энергии ВВ на дополнительное дробление определяется отношением $K_{\text{д}}=0,5/d_{\text{ср}}$.

Необходимо учитывать, что при взрывании скважинными зарядами ВВ невозможно достичь любой степени дробления и указанный способ определения $K_{\text{д}}$ может применяться при $q_{\text{п}} \leq \leq 2 \div 2,5 \text{ кг/м}^3$.

Местоположение заряда и число открытых (свободных) поверхностей взрываемой части массива решающим образом влияют на величину проектного расхода ВВ, что учитывается коэффициентом $K_{\text{о.п}}$.

При взрыве заряда ВВ, расположенного в глубине породного массива (рис. 5.2, а), образуется полость (котел) в зоне сжатия. В окружающей зоне трещинообразования перемещение породы отсутствует. Разрушение породы при таком камуфлетном взрыве происходит в основном за счет преодоления ее сопротивления сжатию, что обуславливает максимальный удельный расход ВВ.

При наличии одной открытой поверхности в результате взрыва заряда ВВ в массиве образуется воронка выброса (рис. 5.2, б). В этом случае существенное значение имеют затраты энергии взрыва на преодоление силы тяжести и придание кинетической энергии кускам породы.

Обычными на карьерах являются взрывы на дробление породы. Регулирование степени дробления, кроме изменения рас-

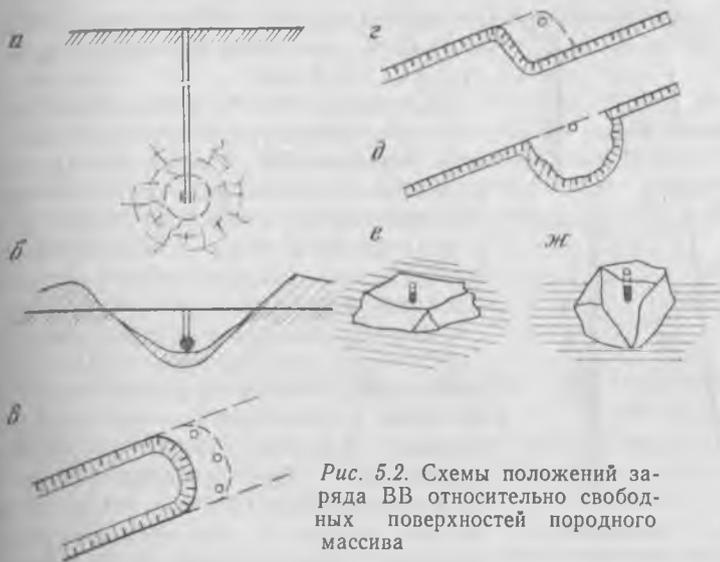


Рис. 5.2. Схемы положений заряда ВВ относительно свободных поверхностей породного массива

хода ВВ, достигается также созданием и в дальнейшем постоянным поддержанием после взрыва каждого заряда числа открытых поверхностей, что обуславливает отражение от них взрывных волн растяжения и способствует дополнительному дроблению. Открытые поверхности образуются как после выемки взорванной породы, так и в процессе взрыва серии зарядов ВВ при соблюдении определенного порядка взрывания (см. 5.5).

Для взрывания одиночного скважинного заряда, мгновенного взрывания одного ряда зарядов, короткозамедленного взрывания при порядных или врубовых продольных схемах коммутации характерны две открытые поверхности, особенно при проведении траншей (рис. 5,2, в).

Три открытые поверхности характерны для случаев взрывания зарядов в крайних частях разрушаемых блоков (рис. 5.2, г), а также в средних частях блоков при использовании специальных схем короткозамедленного взрывания. В особых случаях возможны взрывы при четырех и пяти открытых поверхностях (рис. 5.2, д и е). При взрывании отдельных негабаритных кусков за счет открытых поверхностей (рис. 5.2, ж) имеет место минимальный расход ВВ, приближающийся к эталонному.

С увеличением числа открытых поверхностей возрастает объем породы, разрушаемой за счет преодоления ее сопротивления сдвигу и растяжению и, следовательно, снижается удельный расход ВВ. Опытные данные показывают, что если принять $K_{o.п} = 1$ при шести открытых поверхностях в качестве эталона, то при пяти поверхностях $K_{o.п} \approx 1,5-2$; при четырех поверхностях $K_{o.п} \approx 2,5-3$; при трех поверхностях $K_{o.п} \approx 3,5-4$; при двух поверхностях (характерно для мгновенного однорядного и

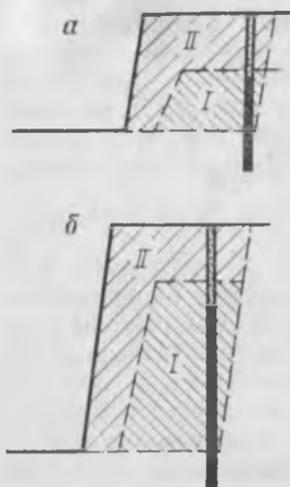


Рис. 5.3. Изменение соотношения объемов зон регулируемого I и нерегулируемого II дробления при увеличении высоты уступа

короткозамедленного многорядного взрывания) $K_{0.п} \approx 4,5 \div 5$; при одной поверхности $K_{0.п} \approx 5,5 \div 6$.

Коэффициент K_3 учитывает фактически принимаемую степень сосредоточения зарядов ВВ, т. е. форму заряда в массиве, отличную от принятой при определении q_3 сосредоточенного заряда с размещением его в центре куба. Большая степень сосредоточения заряда несколько уменьшает расход ВВ, но при этом ухудшается качество дробления. При методе скважинных зарядов ВВ величина K_3 зависит от диаметра скважин, который определяет масштабный эффект взрыва (радиус зоны регулируемого дробления). Для скважин диаметром $d_c = 200$ мм $K_3 \approx 1$; при $d_c = 100$ мм и при легко-, средне- и трудно взрываемых породах K_3 соответственно равен 0,85—0,9, 0,7—0,8 и 0,95—1; при $d_c = 300$ мм K_3 соответственно равен 1,05—1,1; 1,2—1,25 и 1,3—1,4. При рассредоточении заряда в скважинах большого диаметра

величину K_3 рекомендуется умножать на поправочный коэффициент 0,95.

При малой высоте уступов (до 3—5 м) удельный расход ВВ обычно выше, так как в этом случае применяется маломощное выемочное оборудование и требуется дробление породы на мелкие куски. Применять скважины большого диаметра при малой высоте уступов (рис. 5.3, а) нерационально, это ведет к повышенному расходу ВВ из-за неудовлетворительного расположения зон регулируемого дробления. С увеличением высоты уступа (до 15—18 м) расход ВВ при прочих равных условиях уменьшается, так как при заданном диаметре заряда (скважины) возрастают размеры зоны регулируемого дробления (рис. 5.3, б). Поэтому для уступов высотой до 15—18 м поправочный коэффициент, учитывающий влияние объема взрывающей породы,

$$K_V^* = \sqrt[3]{15/H_y}. \quad (5.8)$$

При высоте уступа более 15—18 м расход ВВ при одно- и двухрядном взрывании возрастает, так как увеличивается доля энергии ВВ, требующейся на перемещение взорванной породы (с преодолением сил тяжести) для создания развала допустимой высоты. При этом

$$K_V^* = \sqrt[3]{H_y/15}. \quad (5.9)$$

Коэффициент $K_{вв}$ является переводным коэффициентом по энергии (теплоте взрыва) от граммамонаита 79/21 к практически используемому ВВ в карьере.

На основе проектного расхода ВВ в конкретных условиях составляются местные классификации пород по взрываемости для каждого карьера. Целесообразна унификация местных классификаций на основе единой шкалы эталонного расхода ВВ. Для учебных расчетов рекомендуется пользоваться показателями табл. 5.2.

5.4. ПАРАМЕТРЫ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН И КОНСТРУКЦИИ ЗАРЯДОВ

К основным параметрам скважин (рис. 5.4) относятся глубина, диаметр и угол наклона скважины. От этих параметров, а также типа и плотности ВВ, размеров сетки скважин на уступе и порядка взрывания зависят масса заряда, вместимость 1 м скважины, выход взорванной породы с 1 м скважины и конструкция заряда.

Глубина скважины L_c (м) определяется высотой взрываемого уступа H_y , углом наклона скважины к горизонту β и величиной перебура скважины l_n ниже отметки подошвы уступа:

$$L_c = H_y / \sin \beta + l_n. \quad (5.10)$$

По величине угла β различают горизонтальные, наклонные и вертикальные скважины.

В настоящее время в основном применяют вертикальные скважины. Горизонтально расположенные взрывные скважины ($\beta = 0^\circ$) не нашли пока распространения на карьерах и используются в частных случаях. Наклонные скважины бурят под углом $60^\circ \leq \beta \leq 85^\circ$; при $\beta < 60^\circ$ весьма затрудняется ручное

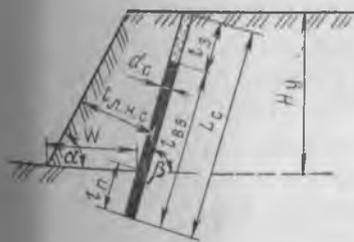


Рис. 5.4. Параметры скважинного заряда

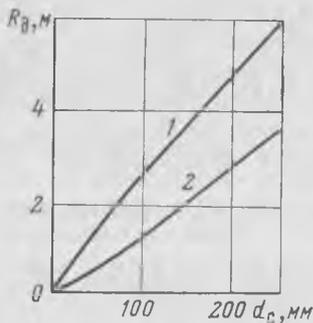


Рис. 5.5. График зависимости радиуса зоны регулируемого дробления R_d от диаметра скважины d_c :

1 и 2 — соответственно легко- и трудновзрываемые породы

заряжание скважин россыпными ВВ. При взрывании наклонных скважинных зарядов, когда $\beta = \alpha$, где α — угол откоса уступа, сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа, отрыв пород происходит, как правило, по линии скважин, улучшается степень дробления, хорошо прорабатывается подошва уступа, расход ВВ может быть снижен на 5—7 %.

Перебур скважины (м) необходим для качественного разрушения пород в подошве уступа и должен составлять

$$l_{\text{п}} = (10 \div 15) d_{\text{с}}, \quad (5.11)$$

где $d_{\text{с}}$ — диаметр скважины, м.

Перебур скважины ведет к увеличению объема бурения, разрушению кровли нижнего уступа, вследствие чего в легковзрываемых породах его принимают минимальным. В трудновзрываемых породах при использовании многорядного короткозамедленного взрывания иногда $l_{\text{п}} > 15 d_{\text{с}}$. Перебур скважины не производят или даже ее не добуривают до подошвы уступа, если нижележащий уступ представлен пластом полезного ископаемого или пластичными породами.

Длина заряда в скважине $l_{\text{ВВ}}$ должна быть максимальной, это улучшает дробление пород. Концентрация заряда при увеличении диаметра скважины ведет к увеличению кусковатости взорванной породы, выхода негабарита и объема переизмельчаемой породы вблизи заряда.

Забойка скважины должна быть плотной, ее длина l_3 (м) — достаточной для предотвращения утечек продуктов взрыва, выброса породы и образования сильной ударной воздушной волны. В то же время l_3 ограничивается по условию возможного удаления заряда ВВ от кровли уступа и размерами зоны нерегулируемого дробления (см. 5.2). Обычно

$$l_3 = (20 \div 35) d_{\text{с}}. \quad (5.12)$$

Верхний предел относится к чрезвычайно трещиноватым, а нижний — к практически монолитным трудновзрываемым породам. В качестве материала для забойки применяются буровая мелочь, песок, щебень, хвосты обогатительных фабрик с размерами частиц не более 50 мм.

Длина заряда ВВ (м)

$$l_{\text{ВВ}} = L_{\text{с}} - l_3 \approx (0,6 \div 0,85) L_{\text{с}} \approx (0,65 \div 1,0) H_{\text{у}}. \quad (5.13)$$

Диаметр скважины должен обеспечить размещение требуемого заряда ВВ для разрушения заданного объема породы при установленной его длине $l_{\text{ВВ}}$, а также возможно большую зону регулируемого дробления заряда (рис. 5.5). При расчетах диаметра скважины необходимо учитывать расстояние от центра заряда до открытой поверхности, т. е. линию наименьшего

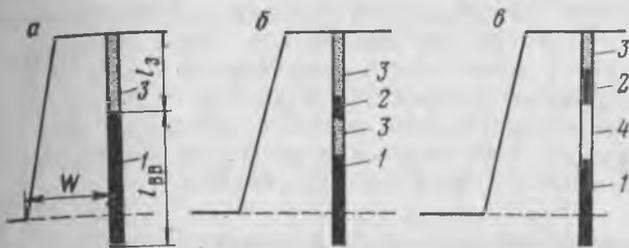


Рис. 5.6. Конструкции скважинных зарядов:

а — сплошной колонковый; б — рассредоточенный инертной забойкой; в — рассредоточенный воздушным промежутком; 1 и 2 — основной и вспомогательный заряды ВВ соответственно; 3 — забойка; 4 — воздушный промежуток

сопротивления (л. н. с.) $l_{л.н.с.}$. От диаметра скважины (дм) зависит ее вместимость (кг/м):

$$\rho = 7,85d_c^2 \Delta, \quad (5.14)$$

где Δ — плотность заряжения ВВ в скважине, кг/дм³.

При ручном и механизированном заряжении величина Δ соответственно равна 0,9 и 1 кг/дм³, а при применении водосодержащих ВВ $\Delta = 1,4$ и 1,6 кг/дм³ для ручного и механического заряжения.

Для определенного вида бурового оборудования и инструмента диаметр скважин является обычно заданной величиной, и применительно к нему и проектному удельному расходу ВВ устанавливают массу заряда и объем породы, подлежащей взрыванию.

Конструктивно скважинный заряд ВВ может быть сплошным или рассредоточенным (рис. 5.6). У последнего основной заряд расположен в нижней части, а один-два дополнительных заряда — в средней и верхней частях скважины, что позволяет уменьшить размеры зоны нерегулируемого дробления и выход негабаритных кусков, особенно в крупноблочных породах (см. рис. 5.3).

В породах легковзрываемых и средней трудности взрывания, когда величина заряда не лимитируется диаметром скважины, по предложению акад. Н. В. Мельникова и д-ра техн. наук Л. Н. Марченко используется рассредоточение заряда с оставлением между отдельными частями его воздушных промежутков, что позволяет добиться улучшения дробления. В нижней части скважины размещают 65—75 % заряда; здесь лучше использовать плотные ВВ. Верхний заряд также может рассредоточиваться. Воздушные промежутки создаются только по длине скважины. Кольцевые зазоры (по диаметру) снижают дробящее действие взрыва.

Количество частей заряда и длина воздушных промежутков зависят от минимально допустимой длины забойки, которая в этом случае может быть уменьшена на 20—30 %. Обычно длина воздушного промежутка принимается в пределах $(0,15 \div \div 0,40) I_{ВВ}$; меньшее значение принимается для более прочных пород. Трудности в применении рассредоточенных зарядов возникают при механизации зарядки скважин.

5.5. РАСПОЛОЖЕНИЕ И ПОРЯДОК ВЗРЫВАНИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Взрывание пород каждого уступа производят отдельными блоками шириной $Ш_{в.б}$ и длиной $L_{в.б}$. Объем (m^3) одновременно взрываемого блока

$$V_{в.б} = H_y Ш_{в.б} L_{в.б}. \quad (5.15)$$

Величина $V_{в.б}$ устанавливается в строгом соответствии с принятой технологией открытых горных работ, размерами рабочих и нерабочих площадок, взаимным расположением уступов, условиями безопасности и зависит от масштаба и принятой организации горных работ, а также от свойств пород и необходимости их разделения по видам и сортам*.

Расположение скважин в пределах взрываемого блока может быть однорядным или многорядным (рис. 5.7, 5.8). Параметрами серии взрываемых зарядов при их однорядном расположении являются расстояние a между скважинами в ряду, а при многорядном — расстояние между скважинами a , между рядами скважин b и число рядов n .

Горизонтальное расстояние от оси скважин до нижней бровки уступа W называется сопротивлением по подошве уступа.

Отношение $m = a/W$ называют коэффициентом сближения скважин; для второго и последующего рядов скважин $m' = a/b$.

Величины a и b должны обеспечить равномерное распределение зарядов во взрываемом блоке. Они зависят от взрываемости пород, анизотропии массива, требуемой кусковатости; высоты уступа, диаметра скважин и схемы взрывания.

Выбор одно- или многорядного расположения скважин на уступе определяется технологическими ограничениями (см. ниже) и зависит от *порядка взрывания*, определяющего последовательность взрыва отдельных зарядов ВВ во времени. Порядок взрывания влияет на качество дробления, проработку подошвы уступа и форму развала взорванной породы. Порядок взрывания может быть мгновенным, когда все заряды взры-

* Вопрос этот изучается в курсе «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

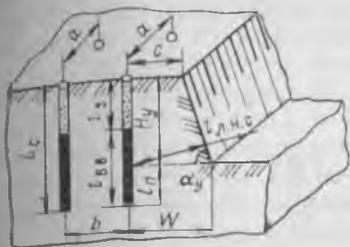
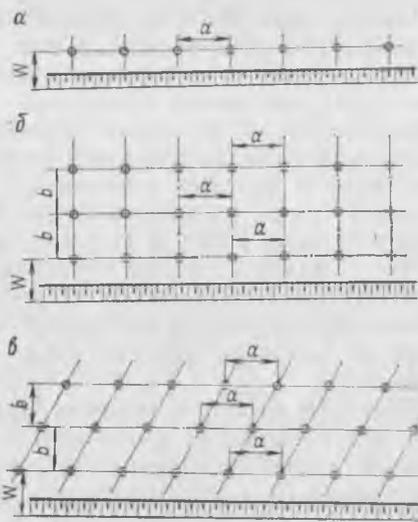


Рис. 5.7. Схема расположения группы скважинных зарядов на уступе:

c — расстояние от бровки уступа до оси скважины; α_y — угол откоса уступа

Рис. 5.8. Схемы расположения взрывных скважин на уступе:

a — однорядная; b и α — многорядные соответственно по прямоугольной и косоугольной («шахматной») сетке



ваются одновременно, замедленным ($\tau > 0,25$ с) и короткозамедленным (КЗВ), когда интервалы между взрывами отдельных зарядов измеряются миллисекундами ($\tau = 0,015 \div 0,25$ с). По правилам безопасности замедленное взрывание на карьерах не допускается из-за опасности подбоя соседних скважин.

При мгновенном многорядном взрывании основное действие зарядов скважин первого ряда направлено в сторону откоса уступа, а зарядов следующих рядов — вверх; в связи с этим подошва уступа плохо прорабатывается. Сближение рядов скважин и увеличение расхода ВВ ведут к повышенному разлету кусков, выбросу породы на верхнюю площадку уступа, большим заколам массива, широким развалам и сильному сейсмическому эффекту. Это обуславливает в большинстве случаев неэффективность мгновенного многорядного взрывания и ограниченное его применение.

Увеличение времени действия волн напряжений на массив и создание дополнительных открытых поверхностей для смежных зарядов при КЗВ даже одного ряда скважинных зарядов позволяют существенно улучшить показатели взрывных работ по сравнению с мгновенным взрыванием: повышается равномерность дробления, уменьшается нарушенность массива от предыдущего взрыва, снижается выход негабарита, уменьшаются расход ВВ на 10—15 % и ширина развала в 1,2—1,3 раза.

Вместе с тем однорядное КЗВ не может обеспечить существенного уменьшения выхода негабарита и большой объем взрыва. Поэтому оно применяется при небольшом объеме работ, узких рабочих площадках уступов, недопустимости переизмельчения полезного ископаемого.

Многорядное КЗВ по сравнению с однорядным существенно улучшает качество взрыва, в том числе за счет соударения отдельных кусков и резкого сокращения относительного объема зоны нерегулируемого дробления. Многорядное КЗВ позволяет сократить число массовых взрывов и создать большой запас взорванной породы, повысить производительность экскаваторов (до 30 %) и буровых станков (15—20 %). При этом легче достигаются разделение во времени буровых, взрывных и выемочных-погрузочных работ и их концентрация в пространстве.

Число рядов скважин ограничивается величиной $Ш_{в.б}$ и допустимой высотой развала. Перебур скважин второго и последующих рядов уменьшают на 0,5—1,5 м или оставляют равным перебору скважин первого ряда. Длина забойки при этом не изменяется.

При КЗВ важно правильно определить интервал замедления. При его увеличении уменьшается ширина развала, но может произойти подбой смежных скважин. Ориентировочно интервал замедления (мс) при однорядном взрывании

$$\tau = KW, \quad (5.16)$$

где K — коэффициент, зависящий от взрываемости породы, мс/м (для трудновзрываемых пород $K=1,5 \div 2,5$; для средневзрываемых $K=3 \div 4$; для легковзрываемых $K=5 \div 6$).

При многорядном взрывании интервал замедления увеличивается на 25 %.

Порядок КЗВ в пространстве реализуется выбором *схем взрывания*.

При однорядном КЗВ основными схемами коммутации зарядов являются: через скважину, волновая, последовательная, с одно- и двусторонним врубом. Схема коммутации через скважину эффективна в легковзрываемых породах, волновая и последовательная схемы используются в средневзрываемых породах, а врубовые схемы целесообразны при трудновзрываемых породах.

Основные схемы многорядного КЗВ — порядные и врубовые.

Порядные схемы (рис. 5. 9, а) имеют интервалы замедления между смежными рядами $\tau=25 \div 75$ мс. При $\tau < 25$ мс затрудняется проработка подошвы и наблюдаются выбросы породы на верхнюю площадку уступа. Схемы просты и целесообразны при взрывании пород хрупких (известняки, доломиты), мелкотрещиноватых, слабых (аргиллиты, алевролиты) и при завышенных величинах W и b , а также взрывании полезного ископаемого без переизмельчения; $n \leq 3$.

Врубовые схемы более совершенны, так как ведут к образованию дополнительных открытых поверхностей, в ряде случаев — к дополнительному соударению разлетающихся кусков и направленному формированию развала.

Схемы с продольным врубом широко применяются при проведении траншей, а также на уступах для уменьшения

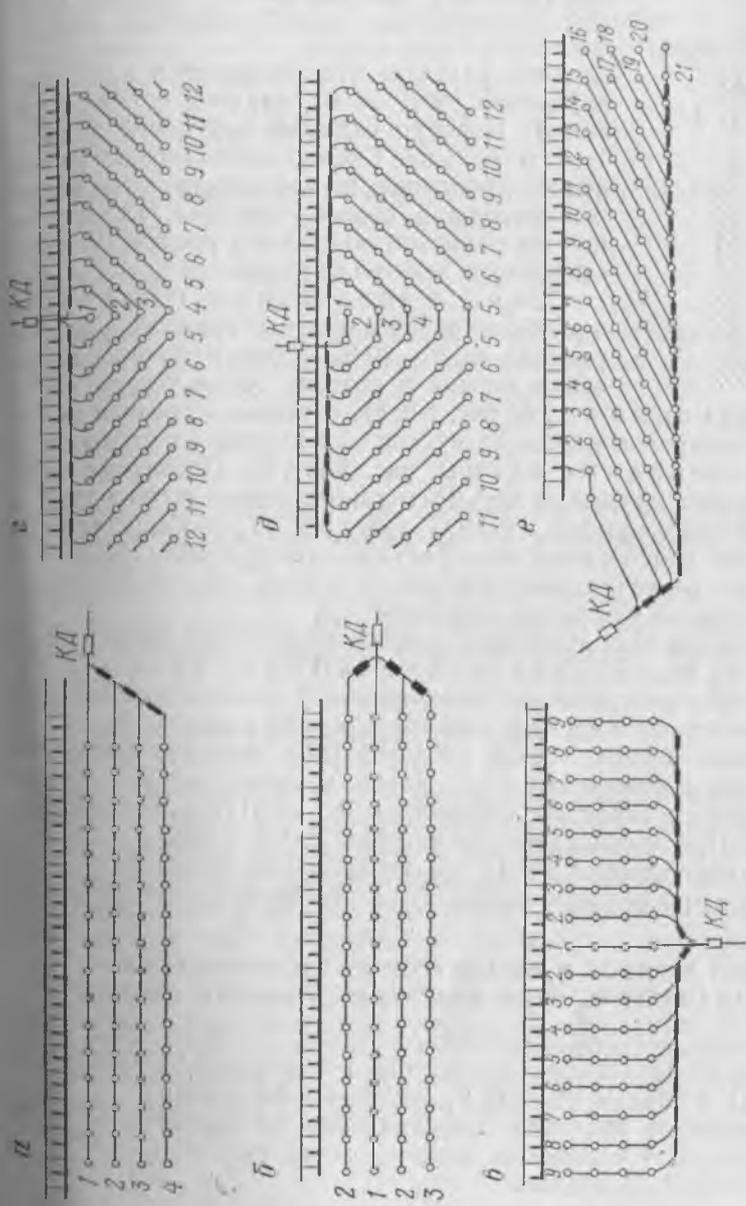


Рис. 5.9. Схемы коммутации зарядов ВВ при многорядном короткозамедленном взрывании:
 1 — 21 — порядок взрывания серий зарядов

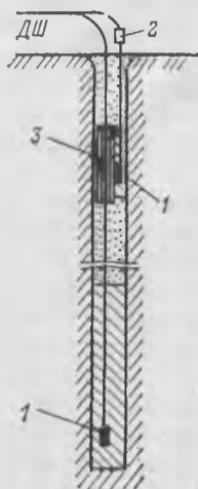


Рис. 5.10. Схема взрывания рассредоточенного заряда ВВ с внутрискважинным замедлением:

1, 2 — последовательность инициирования зарядов; 1 — боевики; 2 — КЗДШ; 3 — защитный шланг

ширины развала, что достигается удалением врубового ряда от их верхней бровки (рис. 5.9, б). Перебур скважин врубового ряда на 1—2 м больше. Схемы обеспечивают качественное дробление, но характеризуются выбросом породы в сторону массива, недостаточной проработкой подошвы и увеличением сейсмического действия взрыва.

Схемы с поперечным (торцовым) врубом обеспечивают сокращение ширины развала на 20—30 % за счет направления действия взрыва в сторону торца уступа (прямой торцовый вруб, рис. 5.9, в), а также встречное движение и соударение породных кусков при взрыве (клиновые и трапециевидные схемы, рис. 5.9, г, д). Последние схемы применяют в трудно- и весьма трудно взрываемых породах.

Диагональные схемы (рис. 5.9, е), особенно пологие, позволяют резко уменьшить фактическую величину линии наименьшего сопротивления зарядов смежных рядов скважин и соответственно улучшить дробление.

Для улучшения дробления породы может применяться также взрывание с внутрискважинными замедлениями путем последовательного инициирования рассредоточенных частей скважинного заряда, начиная снизу или сверху (рис. 5.10). Разделение общего заряда на верхнюю и нижнюю части целесообразно в отношении 1:2. Длина промежутка между ними, заполняемого забойкой, составляет (0,6—0,8) $l_{ВВн}$ нижней части заряда. При применении схемы требуются специальные средства инициирования (СИ), не вызывающие детонации заряда в скважине, а инициирующие только промежуточный детонатор.

5.6. РАСЧЕТ ЗАРЯДОВ И ПАРАМЕТРОВ ИХ РАСПОЛОЖЕНИЯ (ПРИ ЗАДАНЫХ МОДЕЛИ СТАНКА И ДИАМЕТРЕ СКВАЖИН)

Основой расчета скважинного заряда ВВ является правильное определение величин эталонного и проектного расхода ВВ ($q_э$ и $q_п$) и объема породы $V_з$, взрываемой зарядом.

Предельное значение сопротивления по подошве (с. п. п.) для одиночной скважины диаметром d_c (м) определяется по формуле С. А. Давыдова

$$W_{од} = 53K_T d_c \sqrt{\Delta / (\gamma K_{ВВ})}, \quad (5.17)$$

где K_T — коэффициент трещиноватости, равный для монолитных пород 1, для трещиноватых 1,1; сильнотрещиноватых 1,2;

Δ — плотность заряда ВВ, кг/м³; γ — плотность пород, кг/м³; $K_{ВВ}$ — коэффициент работоспособности ВВ (по отношению к граммамиту 79/21).

Трест «Союзвзрывпром» рекомендует определять предельную величину с. п. п. с учетом взаимодействия соседних зарядов при $m \leq 1,2$ по формуле

$$W_{пр} = W_{од} (1,6 - 0,5m). \quad (5.18)$$

Решая совместно уравнения (5.17) и (5.18) и принимая $K_{т} = 1,1$; $K_{ВВ} = 1$; $\Delta = 0,9$ т/м³, можно получить

$$W'_{пр} = [30d_c (3 - m)] / \sqrt{\gamma}. \quad (5.19)$$

Величина с. п. п. при вертикальных скважинных зарядах проверяется также из условия безопасного ведения буровых работ по формуле

$$W_0 = H_y \operatorname{ctg} \alpha + C, \quad (5.20)$$

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

Приравняв формулы (5.19) и (5.20), можно найти диаметр вертикальных скважин, который обеспечивает нормальную проработку подошвы уступа при данной высоте и угле откоса уступа:

$$d_c = (H_y \operatorname{ctg} \alpha + C) \sqrt{\gamma} / [30 (3 - m)]. \quad (5.21)$$

Если определенный по этой формуле диаметр скважины получается большим, чем позволяет бурить имеющийся станок, то надо использовать другие станки для бурения скважин большего диаметра или бурить наклонные скважины, или применить более мощное ВВ, или, наконец, парносближенные скважины с тем, чтобы обеспечить предельно допустимую величину с. п. п. ($W_{пр}$).

Опыт и исследования показывают, что $W_{пр}$ находится в функциональной зависимости от d_c . Для одинаковых типов ВВ, плотности заряжания и коэффициента сближения зарядов можно определять значение $W_{пр}$ для разных диаметров скважин по формуле

$$W_{пр} = K d_c. \quad (5.22)$$

Для легко взрывааемых пород $W_{пр} = (40 \div 45) d_c$, для пород средней взрываемости $W_{пр} = (35 \div 40) d_c$ и для трудновзрывааемых пород $W_{пр} = (25 \div 35) d_c$.

Величина W является основой дальнейших расчетов сетки скважин с учетом коэффициента их сближения m . По условию дробления для легковзрываемых пород $m=1,1 \div 1,2$, для пород средней взрываемости $m=1 \div 1,1$ и для трудновзрываемых пород $m=0,85 \div 1$. Следует отличать приведенные показатели m , характеризующие положение скважинных зарядов относительно откоса уступа, от расстояний между одновременно взрываемыми зарядами (с одним интервалом замедления) при различных схемах КЗВ. Последние позволяют при квадратной схеме расположения скважин производить взрывание с фактическим $m=2 \div 4$ и более, чем достигается существенно лучшее дробление трудно-взрываемых пород.

При пологих откосах уступов, когда фактическая величина с. п. п. для вертикальных скважин $W_{\text{ф}} > W_{\text{пр}}$, а коэффициент их сближения уменьшается (до $m \geq 0,6$), применяют наклонные скважины. К мероприятиям по преодолению завышенной величины с. п. п. относятся также применение более мощных ВВ, увеличение диаметра зарядов ВВ, котловых зарядов, парно-сближенных скважин в первом ряду.

Для изотропных пород $a = mW$; при квадратной сетке $b \approx a$, при шахматной сетке $b \approx 0,85 a$.

Параметры сетки скважин более точно устанавливаются с учетом эллипсоидной формы зон дробления отдельных зарядов, расположение которых в плане зависит от направления основных трещин по отношению к откосу уступа.

5.7. ОСОБЕННОСТИ МЕТОДА СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Взрывание разнородных и сложноразнородных уступов может быть валовым и раздельным. При валовом взрывании все три размера взрываемого блока (ширина, длина и высота) или некоторые из них устанавливают независимо от положения контактов разнотипных пород на основе общих технологических соображений. Такое взрывание организационно является наиболее простым. Однако оно обуславливает значительные потери и разубоживание полезного ископаемого, необходимость его раздельной выемки. Поэтому в ряде случаев производят раздельную подготовку разнородных пород к выемке.

Раздельное взрывание пород осуществляется путем разновременного взрывания горизонтальных или наклонных разнотипных слоев, выборочного взрывания горизонтальных или наклонных разнотипных слоев, выборочного взрывания отдельных участков в плане, взрыворазделения пород.

При разновременном многорядном взрывании горизонтальных или пологих слоев (рис. 5.11, а и б) отдельно производят бурение скважин или шпуров по разнотипным породам, разделяя их на подступы. Возможен сброс части породы верхнего слоя на нижнюю площадку уступа. При взрывании верхнего слоя применяются порядные схемы КЗВ. Такой

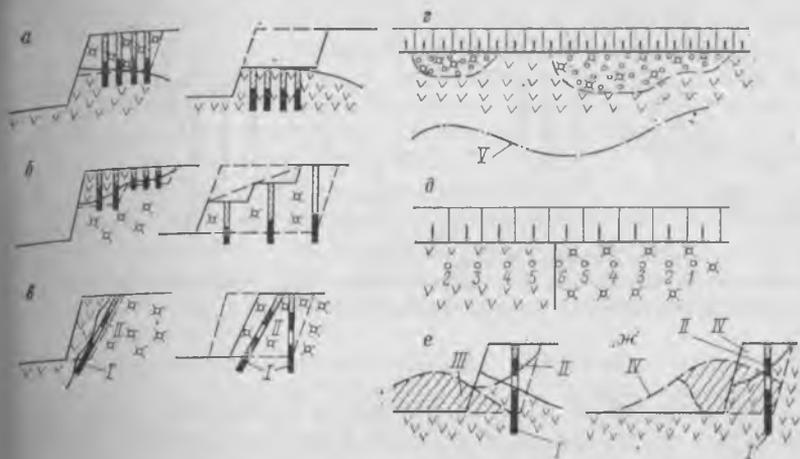


Рис. 5.11. Схемы раздельного взрывания разнородных пород:

I, II — соответственно основной и дополнительный заряды ВВ; *III, IV* — соответственно руда и порода; *V* — контур развала; *1-6* — порядок взрывания зарядов

порядок взрывания, применяемый при расположении контактных поверхностей между разнотипными породами под углом к горизонту до $10-15^\circ$, обуславливает высокую трудоемкость процессов, низкую производительность оборудования, большой расход бурения и ВВ, увеличение сроков выемки полезного ископаемого.

Разновременное взрывание наклонных слоев наклонными скважинными зарядами (рис. 5.11, *в*) обеспечивает разделение разнотипных пород при расположении контактов под углом до $65-80^\circ$ и достаточной мощности взрываемого слоя ($m \geq 0,1 H_y$).

Указанные способы раздельного взрывания применяют при сложноразнородных уступах (чередование пород в профиле). Применение их обуславливает уменьшение высоты и ширины взрывааемых блоков.

При разнородных уступах (в основном чередование разнотипных пород по длине уступа) часто применяют разновременное выборочное взрывание отдельных участков по длине уступа, при котором ширина и длина взрывааемых блоков определяются конфигурацией залежи полезного ископаемого в плане (рис. 5.11, *г*).

Способы разделения пород в процессе взрыва (взрыворазделение) с использованием КЗВ наклонных (реже вертикальных) скважинных зарядов позволяют переместить породы из отдельных частей уступа в заданные участки развала.

При разнородных уступах уменьшить разубоживание взорванного полезного ископаемого можно путем выбора подходящей схемы коммутации скважинных зарядов (рис. 5.11, *д*).



Рис. 5.12. Схемы взрывания в зажатой среде:

H_p — высота развала породы; W — ширина развала; $Ш_{п.с}$ — ширина подпорной стенки; $H_{p.c}$ — высота разрыхленного слоя; l_{II} — глубина перебура

При сложноразнородных уступах с наклонным или крутым контактом между рудой и породой взрыворазделение возможно путем перемещения их из разных частей уступа в периферийную, центральную и приуступную части развала.

Перемещение руды из нижней части уступа в периферийную часть развала за счет обрушения породной части уступа достигается сгущением сетки скважин и увеличением длины забойки (рис. 5.11, е). В этих условиях для перемещения пустой породы в дальнюю часть развала (рис. 5.11, ж) в верхней части скважин размещают дополнительный заряд ВВ (до 20 % массы всего заряда). Таким же образом производится перемещение руды из верхней части уступа в дальнюю часть развала при разработке залежи со стороны лежачего бока.

Многорядное короткозамедленное взрывание в зажатой среде имеет модификации: взрывание с подпорной стенкой из необрушенной взорванной породы; под разрыхленным слоем; с одной открытой поверхностью; взрывание высоких уступов.

Наряду с определенными достоинствами этого способа при всех модификациях взрывания в зажатой среде резко уменьшается коэффициент разрыхления взорванной породы ($K_v = 1,05 \div 1,2$, редко выше), что даже при хорошем дроблении существенно повышает энергоемкость выемки и продолжительность экскаваторного цикла.

Достоинствами взрывания с подпорной стенкой из необрушенной у откоса уступа слоя взорванной породы (рис. 5.12, а) являются качественное дробление пород I и II классов по взрываемости и, главное, резкое ограничение ширины развала при увеличенном q_n (см. 5.8), что позволяет снизить затраты на другие процессы и улучшить распределение во времени объемов вскрышных работ, так как изменяются и основные элементы системы разработки: ширина рабочих площадок, длина экскаваторного блока, ширина заходки, скорость подвигания фронта работ.

Аналогичным по существу является метод взрывания скважинных зарядов под разрыхленным слоем

пор од (рис. 5.12, б), используемый иногда в легковзрывае мых породах. Толщина разрыхленного слоя, образуемого за счет увеличения перебура скважин, составляет $(15 \div 20) d_c$. При этом на 15—20 % возрастает q_p . Недостаток метода — ухудшение условий бурения и уменьшение его производительности.

Наличие одной открытой поверхности характерно для случаев многорядного взрывания в траншеях и использования схем коммутации с продольным врубом. Особенности этого способа — увеличенный перебур скважин врубового ряда, сгущение сетки скважин на 10—15 %, ограничение минимальной ширины взрывае мого блока (не менее четырех-пяти рядов скважин).

В трещиноватых скальных породах возможно взрывание высоких уступов ($H_y = 20 \div 40$ м), что ведет к сокращению объема бурения (за счет уменьшения числа перебуров), расхода средств инициирования. Вместе с тем увеличивается допустимая ширина рабочей площадки уступа и необходимо создание подступов во взорванной горной массе для выемочного и транспортного оборудования после каждого взрыва; экскаваторы при этом сначала работают в тупиковых заходках.

Взрывание на дробление с частичным сбросом породы возможно при технологии разработки с перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство (рис. 5.13). Развал в этом случае стремятся получить не кучным, как при выемке взорванной массы с погрузкой в транспортные средства, а наоборот — широким. Эффект перемещения породы взрывом можно оценить коэффициентом сброса:

$$K_{сбр} = V_{сбр} / V_{в.б.}, \quad (5.23)$$

где $V_{сбр}$ и $V_{в.б.}$ — соответственно объем породы, сброшенной взрывом в отвал, и взорванного блока.

Величина $K_{сбр}$, пропорциональная ширине развала, возрастает в 1,7—2,8 раза при увеличении q_f с 0,5 до 1,5 кг/м³ (рис. 5.14, а) и в 1,4—2 раза при изменении угла наклона скважин от 90 до 60° (рис. 5.14, б), но уменьшается с ростом H_y и $Ш_{в.б.}$.

Несмотря на удорожание буровзрывных работ, частичный сброс породы в выработанное пространство позволяет уменьшить общие затраты на разработку вскрышных пород. Целесообразное соотношение объемов пород, перемещаемых в отвал экскаватором и взрывом, устанавливается технико-экономическими расчетами.

Взрывание парносближенными скважинными зарядами ВВ (рис. 5.15) в настоящее время применяется при большой фактической величине с. п. п. W_f и недостаточном диаметре скважин, когда $W_f > W_{пр}$. Расстояние между парносближенными скважинами равно $(3-4) d_c$, так что они практически образуют один заряд увеличенного диаметра. Иногда используют строенные

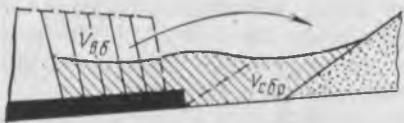


Рис. 5.13. Схема взрыва на дробление с частичным сбросом породы в выработанное пространство

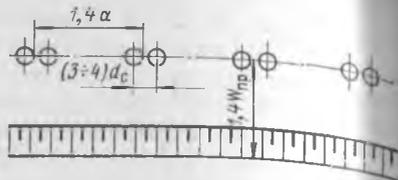


Рис. 5.15. Схема расположения парносближенных скважинных зарядов ВВ на уступе:
 $W_{пр}$ — предельно допустимый размер с. п. п.

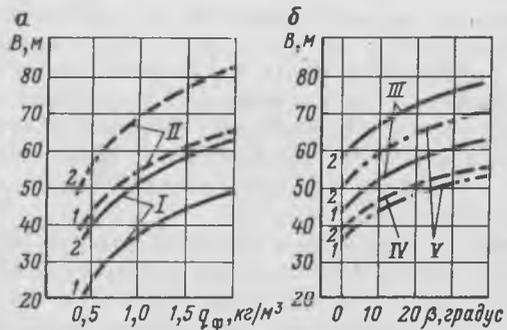


Рис. 5.14. Графики зависимости ширины развала B при частичном сбросе породы ($Ш_{р} = 40$ м) от удельного расхода ВВ $q_{ф}$ и угла наклона скважин β к вертикали:
 I — при $\beta = 0^\circ$; II — при $\beta = 30^\circ$; III — при $q_{ф} = 1,5$ кг/м³;
 IV — при $q_{ф} = 0,5$ кг/м³; V — при $q_{ф} = 1$ кг/м³; 1 — при $H_{y} = 15$ м и 2 — при $H_{y} = 30$ м

заряды или «кусты» скважинных зарядов. Массу парносближенных зарядов определяют так же, как это было описано ранее (см. 5.6). При этом величина преодолеваемого сопротивления по подошве увеличивается в $\sqrt{2}$ раза по сравнению с величиной его при одиночном заряде того же диаметра, а при строенных зарядах — в $\sqrt{3}$ раза. Применение парносближенных зарядов целесообразно только в первом ряду скважин.

Технология приконтурного взрывания должна обеспечить устойчивость отколов бортов и отдельных уступов в их конечном положении. Необходимость ее применения связана с тем, что при обычных взрывах дробления вертикальными скважинами диаметром 215—320 мм в приоткосном массиве образуются зоны заколов и остаточных деформаций. При мгновенном взрывании ширина этих зон достигает соответственно 10—13 и 50—70 м. Уменьшение их размеров при конечном положении уступов достигается:

применением короткозамедленного взрывания с продольными врубовыми и диагональными схемами коммутации зарядов (см. 5.5) на расстоянии не менее 30—40 м от предельного контура каждого уступа;

использованием в приконтурном взрываеом блоке наклонных скважин (под углом откоса уступа) диаметром 100—160 мм в мало- и среднетрещиноватых и диаметром 80—100 мм

в сильно- и чрезвычайно трещиноватых породах при расстояниях между скважинами не более 2 м. Это позволяет осуществить отрыв породы по линии скважин и резко уменьшить ее дробление в глубину массива;

предварительным шелеобразованием по конечному контуру с помощью взрывания скважинных зарядов, имеющих линейную плотность от 0,4—0,6 до 1,5—3 кг/м, за счет размещения в скважине гирлянд патронов ВВ, соединенных детонирующим шнуром; расстояние между скважинами равно 1—2 м, глубина скважин составляет (1÷2) H_y , верхняя часть их (1—1,5 м) не заряжается.

В результате одновременного взрыва в массиве по линии скважин образуется щель, которая экранирует защищаемый борт от вредного воздействия последующих массовых взрывов. Несмотря на увеличение затрат на приконтурное взрывание в 3—5 раз по сравнению с затратами на обычные массовые взрывы, применение его является экономически эффективным ввиду уменьшения объемов вскрышных работ и вспомогательных процессов в последующий период.

5.8. ХАРАКТЕРИСТИКА РАЗВАЛА ВЗОРВАННОЙ ПОРОДЫ

Свойства взорванных пород, поперечная форма развала, его ширина и высота (рис. 5.16) зависят от свойств пород в массиве, величины зарядов, расположения их относительно откоса уступа и порядка взрывания.

Ширина развала (м) приближенно может быть определена по формулам:

$$B_0 \approx K_b K_\beta \sqrt{q_n H_y}, \quad (5.24)$$

где K_b — коэффициент, характеризующий взрываемость породы ($K_b = 2; 2,5; 3$ соответственно для легко-, средне- и трудно взрываеомых пород); K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважин β к горизонту;

$$K_\beta \approx 1 + 0,5 \sin 2(\pi/2 - \beta); \quad (5.25)$$

при многорядном короткозамедленном взрывании без подпорной стенки (рис. 5.16, д)

$$B_m \approx K_3 B_0 + (n - 1) b, \quad (5.26)$$

где b — расстояние между рядами скважин, м; n — число рядов скважин; K_3 — коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления; его значения приведены ниже.

Время замедления взрывов между рядами зарядов t , мс	0	10	25	50	75
K_3	1	0,95	0,9	0,85	и более 0,8

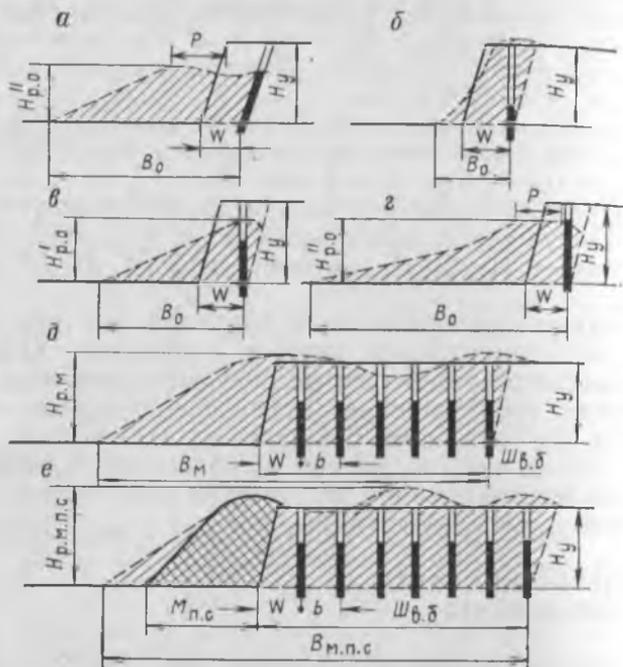


Рис. 5.16. Профиль и параметры развала:

a, б, в и г — при однорядном взрывании соответственно наклонных, вертикальных уменьшенных, нормальных и усиленных зарядов; *д и е* — при многорядном взрывании соответственно при отсутствии и наличии подпорной стенки: $H_{р.м.п.с}$ и $B_{м.п.с}$ — высота и ширина развала при многорядном взрывании с подпорной стенкой

При порядной схеме взрывания для любых τ величина $K_3=1$.

При многорядном взрывании с подпорной стенкой (рис. 5.16, *e*) ширина развала существенно сокращается, а высота его увеличивается.

При однорядном взрывании степень связности взорванных пород, форма, ширина и высота развала зависят в первую очередь от цели взрыва. При взрывании на сотрясение массива ($q_{\phi} < q_{\pi}$) вся взорванная порода связно-сыпучая ($K_p = 1,2 \div 1,3$) или связная ($K_p = 1,03 \div 1,1$); развал не имеет четко выраженного откоса (см. рис. 5.16, *б*). При взрывании пород на дробление вертикальными скважинными нормальными зарядами ($q_{\phi} = q_{\pi}$) развал имеет форму близкую к треугольной (см. рис. 5.16, *в*), а при наклонных и вертикальных усиленных зарядах ($q_{\phi} > q_{\pi}$) — трапециевидную (см. рис. 5.16, *а, г*). Длина верхнего основания трапециевидного профиля $P \approx 0,3(B_0 - W) + 3,5$ м. В отброшенной части развала взорванная порода сыпучая ($K_p = 1,4 \div 1,6$), а в пределах взрываемого блока связно-сыпучая. Для отброшенной части развала характерен увеличенный выход крупных кусков.

Таблица 5.3. Ориентировочные значения высоты и ширины развала при однорядном взрывании пород (по данным треста «Союзвзрывпром»)

Высота развала (в долях высоты уступа H_y)	Ширина развала B_0 (в долях линии сопротивления по подошве W) при коэффициенте разрыхления взорванной породы K_p			
	1,3	1,4	1,5	1,6
0,5	5,2	5,5	6	6,4
0,55	4,7	5,1	5,4	5,8
0,6	4,3	4,7	5	5,3
0,65	4	4,3	4,6	4,9
0,7	3,7	4	4,3	4,6
0,75	3,5	3,8	4	4
0,8	3,2	3,5	3,7	4

Высота развала (м) при однорядном взрывании: вертикальных нормальных скважинных зарядов

$$H_{p.o} = 2H_y W K_p / B_0 = 2H_y W K_p / B_0; \quad (5.27)$$

наклонных нормальных и вертикальных усиленных скважинных зарядов

$$H_{p.o} = 2H_y W K_p / (B_0 + P). \quad (5.28)$$

Данные о взаимосвязи высоты и ширины развала при однорядном взрывании нормальных скважинных зарядов приведены в табл. 5.3; обычно $H_{p.o} = (0,5 \div 0,8) H_y$.

Таким образом, при однорядном взрывании регулирование ширины и высоты развала достигается за счет изменения величин q_f , W , l_3 ; возможность их изменения зависит от взрываемости пород в массиве и требуемой кусковатости взорванных пород.

При многорядном взрывании без подпорной стенки коэффициент разрыхления взорванных пород изменяется по ширине взрываемого блока: для первого ряда скважин он соответствует величине K_p при однорядном взрывании, для второго и третьего рядов величина K_p по сравнению с величиной его при однорядном взрывании уменьшается на 8—10 %, для четвертого-пятого рядов — на 12—15 %, для шестого — восьмого рядов — на 20—30 %. Взрывание пород в зажатой среде (с подпорной стенкой, сдвоенных уступов и др.) ведет к уменьшению коэффициента разрыхления в нижней части развала до $K'_p = 1,03 \div 1,1$, в средней части развала $K'_p = 1,12 \div 1,2$, а в верхней части развала $K'_p = 1,3 \div 1,5$.

Высота развала при многорядном взрывании без подпорной стенки, когда $n = 2 \div 3$ и правильно выбраны схема коммутации зарядов и интервалы замедления, не превышает высоты уступа $[H_{p.m} = (0,6 \div 1) H_y]$. При увеличении числа рядов скважин

высота развала в средней и тыльной его частях превышает высоту уступа на 5—30 %, а при взрывании в зажатой среде — на 15—40 %.

Помимо изменения числа рядов скважин регулировать высоту развала можно изменением направления (очередности) короткозамедленного взрывания, что достигается путем использования соответствующих схем коммутации зарядов (см. 5.5), а также изменением интервала замедления между зарядами или группами зарядов.

5.9. ОСОБЕННОСТИ ДРУГИХ МЕТОДОВ ВЗРЫВАНИЯ

Метод котловых зарядов используется обычно в полускальных легко взрываеваемых породах на угольных карьерах, когда стремятся сократить объем бурения, располагая на высоких уступах скважины небольшого диаметра по достаточно редкой сетке. В этих случаях проектный заряд ВВ не может быть размещен в виде удлиненного скважинного заряда (см. 5.6). Для его размещения на уровне подошвы уступа взрывом одного-двух прострелочных зарядов создают «котел». Чем прочнее порода, тем меньше ее простреливаемость (ППР), измеряемая объемом котла (дм³) на 1 кг ВВ; для глин ППР равна 100, для слабых известняков — 8—10, для скальных пород — 1—3. Метод применяется также для взрывания труднобуримых пород при термическом бурении и использовании механических расширителей.

Расчет котловых зарядов аналогичен расчету скважинных зарядов (см. 5.6). При этом заданными величинами являются объем взрыва V_a , величина q_n и возможный объем «котла» $V_k = Q_{з-к}/\Delta$, дм³ ($Q_{з-к}$ — масса котлового заряда, кг; Δ — плотность заряжания ВВ, кг/дм³).

Для определения $Q_{з-к}$ пользуются также формулой акад. Н. В. Мельникова:

$$Q_{з-к} = q_n W^3 [(W + 1)/2W]^{3/2}. \quad (5.29)$$

Метод шпуровых зарядов. Величина заряда и другие параметры взрывания определяются так же, как при скважинных зарядах. При рыхлении сезонной мерзлоты шпуров бурят глубиной $(0,85—0,9)h_m$ (h_m — мощность мерзлого слоя), чтобы избежать простреливания в талую породу. Проектный расход аммонита № 6ЖВ для мерзлых глинистых пород составляет 0,8—1 кг/м³, для растительных и песчаных грунтов 0,4—0,6 кг/м³.

При отбойке шпуровыми зарядами штучных блоков для изготовления тесаных и полированных изделий, не допускающих наличия даже волосных трещин или «ожогов» (переизмельчение в ближней зоне взрыва на контакте с зарядом), взрывание производится дымным порохом или порохоподобными аммиачно-селитренными ВВ при трех открытых поверхностях. В породах с направленной трещиноватостью или кливажом обычно

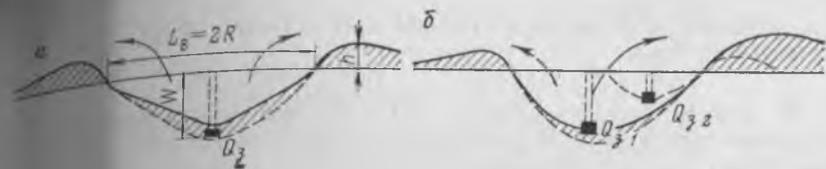


Рис. 5.17. Схемы взрывания камерными зарядами ВВ на двусторонний (а) и односторонний (б) выброс:
 L_B — ширина воронки выброса; Q_3 , Q_{31} , Q_{32} — масса зарядов выброса

бурят шпуров по требуемой линии отрыва на расстоянии друг от друга 0,8—1 м. Удельный расход дымного пороха для отрыва и смещения блоков $q_n = 0,05—0,3$ кг/м³. Забойка шпура должна быть тщательной: на порох накладывается бумажный пыж, затем один-два глиняных пыжа, а остальная часть шпура заполняется буровой мелочью. В очень прочных породах расстояние между шпурами должно быть уменьшено.

Взрывание на выброс камерными зарядами (рис. 5.17) различается по направлению (двух- и односторонний выброс) и расположению зарядов (одно- и многорядное).

Масса камерных зарядов выброса (кг) (по М. М. Борескову)

$$Q_{з-км} = q_n W^3 (0,6n_b^3 + 0,4), \quad (5.30)$$

где q_n — проектный расход ВВ при взрывах на выброс, кг/м³ (обычно $q_n = 1,5 \div 2,5$ кг/м³); W — л. н. с., т. е. расстояние от центра заряда до свободной поверхности, м; n_b — показатель действия взрыва ($n_b = 2 \div 3$).

Формула (5.30) справедлива при $W \leq 25$ м. При $W > 25$ м в формулу (5.30) вводится поправка (по Г. И. Покровскому):

$$Q_{з-км} = q_n W^3 \sqrt{W/25} (0,6n_b^3 + 0,4). \quad (5.31)$$

Расстояние между зарядами и рядами зарядов (м)

$$a = 0,5W (n_b + 1). \quad (5.32)$$

Ширина выемки поверху (м), получаемая при взрывании на выброс,

$$L_B = 2n_b W + a(m - 1), \quad (5.33)$$

где m — число рядов зарядов.

Ширина выемки понизу

$$L_n = a(m - 1). \quad (5.34)$$

При направленном одностороннем выбросе величина n_b для зарядов ряда, удаленного от направления выброса, должна быть на 0,5 больше величины n_b для зарядов ближайшего ряда.

5.10. МЕХАНИЗАЦИЯ ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ВЗРЫВАНИИ

К вспомогательным процессам при взрывании относятся: погрузочно-разгрузочные работы на складах взрывчатых материалов (ВМ), подготовка компонентов и изготовление простейших ВВ (типа игданита, ифзанита и др.), транспортирование ВВ к месту заряжания, зарядание и забойка взрывных скважин.

Погрузочно-разгрузочные работы на складах ВМ — выгрузка мешков и ящиков ВМ из железнодорожных вагонов, транспортирование их на склад, укладка на стеллажи и в штабели, съём и перемещение из склада к узлам растаривания или для погрузки в транспортные средства для доставки в карьер — осуществляются с помощью самоходных аккумуляторных тележек (электрокаров) и погрузчиков, оборудованных механизмами захвата, подъема и перемещения груза к месту укладки. Для доставки ВМ, малочувствительных к внешним воздействиям (аммиачно-селитренные ВВ, гранулотол), удобно и экономично использовать поддоны и контейнеры.

Растаривание аммиачной селитры из бумажных или полиэтиленовых мешков может осуществляться с помощью растаривающих установок. *Измельчение* слежавшихся аммиачно-селитренных ВВ производится в дробилках с приводом во взрывобезопасном исполнении.

Для этого могут также применяться измельчители слежавшихся удобрений.

Механизированное изготовление простейших ВВ осуществляется с помощью стационарных смесительных установок (при расходе ВВ на карьере 20 т/сут и более) или смесительно-транспортно-зарядных машин. Комплекс обслуживания взрывных работ при использовании стационарных установок включает также хранилища (склад) компонентов ВВ и транспортно-зарядные машины.

Механизация заряжания скважин осуществляется с помощью зарядных машин. Последние для гранулированных ВВ могут быть однобункерными для доставки готового ВВ от пункта изготовления к месту заряжания и двухбункерными (под тротил и аммиачную селитру). Из бункера машины в скважину ВВ подается под действием собственного веса, пневматически шнеком или конвейером. Масса заряда, подаваемого в скважину, контролируется дозаторами.

В машине МЗС-1 (на базе МАЗ-509) для заряжания скважин игданитом подаваемая из четырехтонного бункера шнеком дозатором гранулированная аммиачная селитра в смесительном устройстве опрыскивается соляровым маслом, поступающим через форсунки под давлением 0,3 МПа.

С помощью серийно выпускаемой машины МЗ-3 на базе КрАЗ, имеющей два бункера общей вместимостью 7 м³ с пневмошнековой подачей ВВ из них (рис. 5.18), можно произво-



рис. 5.18. Зарядная машина МЗ-3

дить зарядание скважин как одним гранулированным тротилом, так и граммонитом. Для заряжания скважин гранулитом и игданитами предназначена серийно выпускаемая машина МЗ-4. На Криворожских железорудных карьерах эксплуатируется зарядная машина МЗ-8 (на базе МАЗ-503) с самотечной подачей ВВ из бункера в дозатор; возможно зарядание обводненных скважин гранулотолом; техническая производительность составляет 500 кг/мин.

Для заряжания скважин акватолами применяются смесительно-зарядные установки «Акватол» (на базе КрАЗ-257) производительностью 6 т/ч, позволяющие получить плотность ВВ в скважине 1,2—1,3 кг/дм³. Для заряжания скважин ифзанитами и другими водосодержащими ВВ, изготавливаемыми на месте работ, используется смесительно-зарядный комплекс, состоящий из нагревательно-смесительной установки НСУ для приготовления горячего насыщенного раствора аммиачной селитры и транспортно-зарядной машины МЗ-3В. Плотность заряжания достигает в этом случае 1,4—1,5 кг/дм³ и может регулироваться за счет изменения плотности раствора и соотношения компонентов. Введение загустителей в 1,5—2 раза увеличивает водоустойчивость ВВ.

Время рейса зарядной машины складывается из времени загрузки $t_{гр}$, движения $t_{дв} = 2L/v$ и заряжания скважин Σt_3 . Производительность зарядного агрегата (т/смену)

$$Q_{з.а} = \frac{T_{пр} G_6}{2L/v + t_{гр} + k G_6 t_3 / Q_3} \quad (5.35)$$

где $T_{пр}$ — время производительной работы машины за смену, ч; G_6 — вместимость бункера зарядной машины; t ; Q_3 — масса скважинного заряда ВВ, т; k — коэффициент, учитывающий время переездов машины между скважинами и подготовки к заряданию ($k = 1,3 \div 1,5$); t_3 — время зарядания одной скважины, ч ($t_3 = Q_3 / Q_n$); Q_n — производительность подающего механизма машины, т/ч.

Среднее распределение баланса рабочего времени зарядных установок составляет (%): загрузка компонентами смеси — 20; транспортирование ВВ при расстоянии от склада до карьеров 10 км — 40; зарядание скважин — 40. Сменная производительность МЗ-8 равна 15—20 т.

Механизация забойки скважин осуществляется с помощью забоечных машин-бункеров ЗС-2 и ЗС-1Б вместимостью 11 т, транспортирующих и засыпающих в скважину забоечный материал. Производительность забоечной машины определяется по формуле (5.35). Фактическая производительность при дальности транспортирования забоечного материала $L \approx 2$ км составляет 150 скважин в смену (диаметр скважин 215—245 мм, длина забойки от 5 до 8 м), а при $L=15$ км — всего около 50 скважин в смену. При производстве крупных массовых взрывов забоечный материал завозят железнодорожным транспортом на внутрикарьерные перегрузочные пункты, при этом дальность транспортирования забоечной машиной резко сокращается и производительность ее достигает 250 скважин в смену. Забоечную машину обслуживает один рабочий.

В настоящее время основным направлением в производстве взрывных работ является их комплексная механизация, что позволяет в 2—4 раза увеличить производительность труда на этих работах, ликвидировать трудоемкие операции, связанные с транспортированием, перегрузкой ВВ и заряданием скважин.

5.11. ВТОРИЧНОЕ ВЗРЫВАНИЕ

Процессы вторичного взрывания пород включают бурение и взрывание при планировке подошвы и заоткоске уступов, ликвидации негабаритных кусков, а также другие вспомогательные взрывы.

Взрывание негабаритных кусков осуществляется накладными или шпуровыми зарядами ВВ.

Применение метода накладных зарядов может быть экономичным при взрывании хрупких горных пород и малом объеме горных работ, когда повышенный расход СИ и ВВ (2—3 кг/м³) компенсируется отсутствием компрессорного хозяйства и дополнительного бурения.

В простейших случаях ВВ располагают непосредственно на поверхности негабаритного куска в виде плоского слоя толщиной $h_3=3,5\div 5$ см. Заряд прикрывают слоем глины или песка (без примеси гальки или щебня), при этом величина забойки $h_{зб} \geq h_3$.

Эффективность метода накладных зарядов повышается, если используются специальные кумулятивные заряды (рис. 5.19, а). В настоящее время выпускаются кумулятивные заряды типа ЗКП и ЗНК массой от 0,1 до 4 кг.

При взрывании негабаритных кусков шпуровыми зарядами глубина шпура $h_{ш}=(0,25\div 0,5)h_n$ (h_n — толщина не-

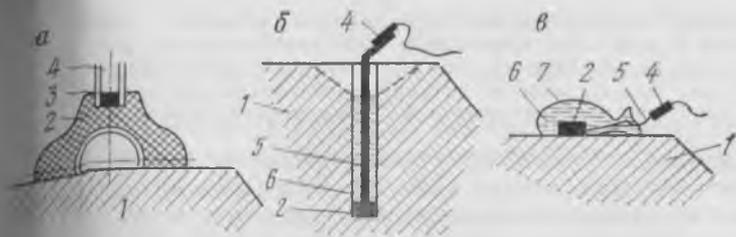


Рис. 5.19. Схемы разрушения негабаритных кусков:
 1 — негабарит; 2 — заряд ВВ; 3 — промежуточный детонатор; 4 — инициатор; 5 — детонирующий шнур; 6 — вода; 7 — полиэтиленовая оболочка

барита). При крупных негабаритных кусках хорошее дробление достигается при использовании нескольких шпуровых зарядов; расстояние между ними $a_{ш} = (0,5 \div 0,9) h_{ш}$.

Расход бурения равен $0,2-1 \text{ м/м}^3$ взорванной породы. Удельный расход ВВ обычно составляет $0,1-0,3 \text{ кг/м}^3$. Над зарядом помещается забойка.

Для ограничения разлета осколков и уменьшения расхода ВВ применяется гидровзрывание негабаритных кусков. Для этого в пробуренный шпур малого диаметра заливают жидкость и помещают заряд высокобризантного ВВ, масса которого в 8—12 раз меньше, чем у обычных шпуровых зарядов (рис. 5.19, б). Минимально допустимый уровень воды в шпуре 10—12 см, минимальная глубина шпура 30—35 см, максимальная $0,5 h_{ш}$. В зимнее время применяют 10—15 %-ный раствор поваренной соли или аммиачной селитры, который заливают в шпур непосредственно перед взрывом.

Дробление негабаритных кусков возможно при бесшпуровом гидровзрывании, когда гидрозарядом является полиэтиленовый сосуд с водой и зарядом ВВ (рис. 5.19, в). При этом удельный расход ВВ составляет $0,3-0,6 \text{ кг/м}^3$ против $2,5-3 \text{ кг/м}^3$ при взрывании обычными накладными зарядами.

Взрывание при планировке подошвы и заоткоске уступов обычно производится зарядами, размещенными в наклонных шпурах или скважинах малого диаметра (100 мм). Наклон скважин (шпуров) и конструкция заряда соответствуют желаемому результату взрыва. Масса заряда и другие параметры взрыва устанавливаются опытным путем в конкретных условиях.

3.13 ОСНОВЫ БЕЗОПАСНОГО ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

К руководству взрывными работами допускаются лица, имеющие законченное горно-техническое образование или окончившие специальные курсы, дающие право на ответственное ведение взрывных работ. Обычно руководителем является начальник взрывного цеха. На карьере ответственным за производство взрывных работ является главный инженер или его заместитель.

тель. Одному лицу запрещается одновременно руководить взрывными работами и производить их. К взрывным работам допускаются лица не моложе 19 лет, имеющие «Единую книжку взрывника» и стаж горных работ не менее одного года. Для вспомогательных работ (забойка скважин и т. п.) эпизодически могут привлекаться специально проинструктированные рабочие.

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

При установлении радиуса опасной зоны r_p по разлету кусков определяется максимальная величина с. п. п. (W_{max}) для скважинного заряда проводимого взрыва (по его техническому проекту), а затем условная величина с. п. п. ($W_{усл} = 0,7W_{max}$), которая является основой для выбора r_p .

Размеры опасных зон при взрывах (по данным треста «Союзвзрывпром» с показателем действия взрыва $n_v = 1$) приведены ниже.

$W_{усл}$, м	1,5	2	4	6	8	10	12	15	20	25
Радиус опасной зоны r_p , м:										
для людей	200	200	300	300	400	500	500	600	700	800
для механизмов	100	100	150	150	200	250	250	300	350	400

Величина r_p должна быть для людей не менее 200 м при равнинном рельефе и не менее 300 м на косогоре.

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

$$r_{в.ч} = k_b \sqrt{Q_{з.о}}, \quad (5.36)$$

где k_b — коэффициент, учитывающий расположение зарядов относительно открытых поверхностей ($k_b = 10 \div 15$); $Q_{з.о}$ — общая масса одновременно взрывааемых зарядов ВВ, кг.

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

$$r_{в.с} = 200 \sqrt[3]{Q_{з.о}}. \quad (5.37)$$

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

После доставки ВМ на взрывааемый блок на расстоянии 50 м от границы блока выставляется охрана и ограждение из флажков. При использовании в качестве СИ детонирующего шнура вне пределов этой зоны разрешается работа горного и транспортно-оборудования.

Заряжают скважины взрывники под руководством горного мастера, проводящего при необходимости корректировку отдельных зарядов. В процессе заряжания производятся замеры глубины скважин, положения заряда и забойки, которые заносятся в паспорт (проект) взрыва. Заряженный блок счита-

ется готовым к взрыву после удаления оборудования за пределы опасной зоны, демонтажа близлежащих линий электропередач 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 поджигание зажигательных трубок и удаляются за пределы опасной зоны или в укрытие (блиндаж). После взрыва они осматривают блоки и проверяют, нет ли отказов; затем подается сигнал отбоя. При больших объемах взрывов, а также в глубоких карьерах дальнейшие работы возможны после рассеивания газов, продолжающегося иногда несколько часов.

При суммарной массе взрывааемых зарядов ВВ Q (кг) радиус сейсмоопасной зоны определяют по эмпирическим формулам (Союзвзрывпром):

при однократном взрывании

$$r_c = 9 \sqrt[3]{Q}; \quad (5.38)$$

при многократном взрывании

$$r_c = 25 \sqrt[3]{Q}. \quad (5.39)$$

При взрывании отдельных зарядов ВВ с интервалом замедления между их группами не менее 20 мс радиус опасной зоны определяют по следующим формулам:

при однократном взрывании

$$r_c = 10 \sqrt[3]{Q/n'}; \quad (5.40)$$

при многократном взрывании

$$r_c = 29 \sqrt[3]{Q/n'}, \quad (5.41)$$

где n' — число групп.

Массы зарядов отдельных групп должны быть равны или отличаться не более чем на 20 %.

6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАБОТ

6.1. ТИПЫ ЗАБОЕВ

Выемка мягких, сыпучих и плотных пород обычно производится непосредственно из массива, а выемка разрушенных (взорванных) пород — из развала или разрыхленного слоя. *Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется забоем.*

При выемке пород из массива забоем могут являться следующие поверхности уступа или подступа: торец уступа, т. е. боковой его откос, образованный при выемке части полосы уступа (рис. 6.1, *а, е, ж*); площадка уступа (рис. 6.1, *б*); продольный откос уступа (рис. 6.1, *в*).

При выемке разрушенных пород забоями также являются торцовый (рис. 6.1, *д*) или продольный откос развала, а иногда и его верхняя поверхность. Соответственно забой называется торцовым, продольным и забоем-площадкой. Чаще всего продольный откос уступа совпадает с фронтом его работ, и продольный забой называется фронтальным. Разновидностью торцового забоя является траншейный забой. Иногда применяются комбинированные забои, когда одновременно разрабатываются две поверхности уступа или развала, например площадка и продольный откос (рис. 6.1, *г*). Продольный и торцовый откосы относятся к разрабатываемой части уступа или развала.

Забои всех типов по структуре могут быть однородными (простыми), если в их пределах породы имеют сравнительно одинаковые свойства, и разнородными (сложными), если в их пределах перемежаются вскрышные породы с существенно разными свойствами, вскрышные породы с полезным ископаемым или полезные ископаемые разных типов и сортов.

При сложном строении залежи структура забоя зависит от формы контактных поверхностей между полезными ископаемыми и вмещающими породами в массиве или развале и расположения относительно забоя различных типов ископаемого. Забои при этом простые только в случаях, когда они параллельны контактам между разнотипными компонентами (см. рис. 6.1, *б, в*).

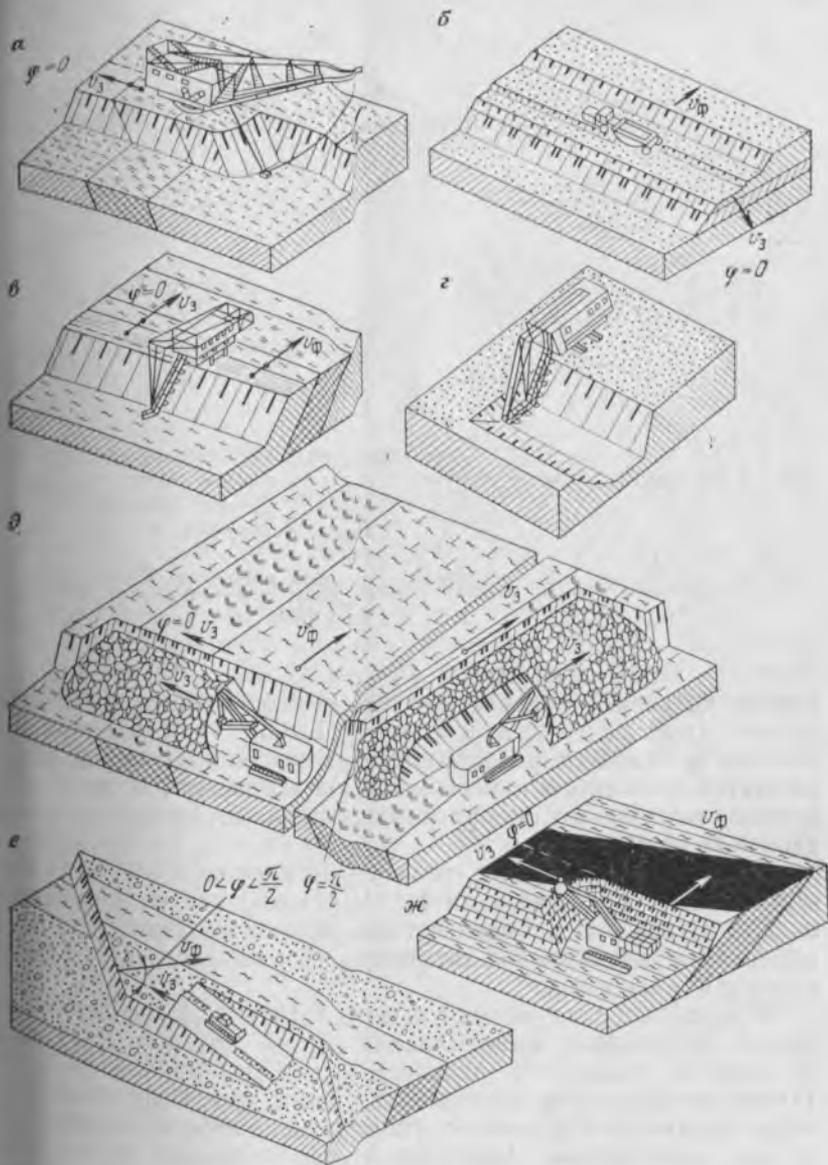


Рис. 6.1. Типовые схемы забоев:

а, д, е, ж — торцовый; б — забой-площадка; в — фронтальный; г — комбинированный

В простых забоях производится валовая (сплошная) выемка пород. В сложных забоях выемка вскрышных пород с различными свойствами также обычно валовая, а выемка полезного ископаемого и вскрышных пород или различных

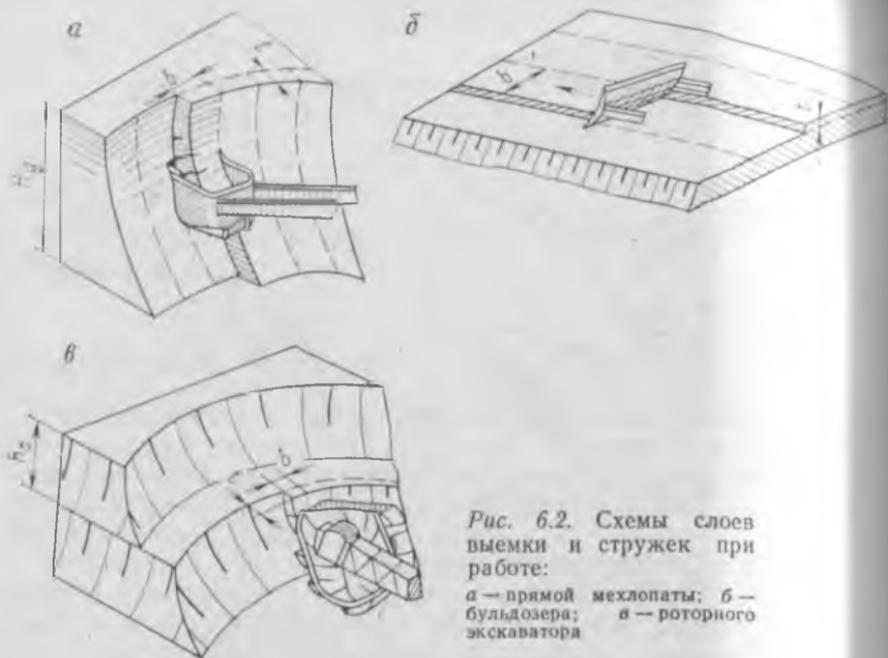


Рис. 6.2. Схемы слоев выемки и стружек при работе:
 а — прямой меклопаты; б — бульдозера; в — роторного экскаватора

сортов полезного ископаемого производится чаще всего раздельно (раздельная выемка). Выбор типа забоя зависит как от свойств разрабатываемых вскрышных пород и полезного ископаемого и условий их залегания, так и от используемого выемочного оборудования. Обычно стремятся к применению простых забоев.

Выемка пород любого типа осуществляется послойно. Толщина каждого слоя выемки t (рис. 6.2) определяется глубиной внедрения в забой рабочих органов выемочных машин и обычно измеряется десятками сантиметров. Такие слои называются слоями выемки.

В пределах слоя выемки высотой h_c ($h_c \leq H_y$) порода извлекается стружками, максимальная ширина которых b зависит от ширины режущего рабочего органа выемочной машины (ковша экскаватора, лемеха бульдозера и др.). При разработке слоя выемки забой любого типа перемещается в нормальном к нему направлении (см. рис. 6.1): фронтальный и торцовый забои смещаются на толщину слоя (стружки) в плане (см. рис. 6.2, а), а забой-площадка — вниз (см. рис. 6.2, б).

Форма забоев зависит от способа действия выемочных машин, состояния пород и углов их откоса в массиве или развале. Например, при выемке мягких пород экскаватором типа меклопаты торцовый забой имеет округлую форму в плане и вогнутую в профиле (см. рис. 6.2, а), что предопределяется характером движения ковша в забое и поворотами экскаватора;

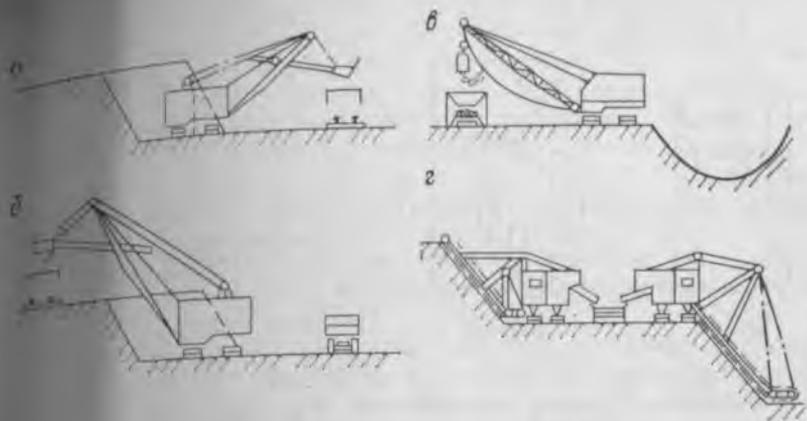


Рис. 6.3. Схемы способов выемки и погрузки:
 а — верхнее черпание и нижняя погрузка; б — верхнее черпание и погрузка; в — нижнее черпание и погрузка; г — смешанная схема

торцовый забой, разрабатываемый бульдозерами, имеет клинообразную форму (см. рис. 6.1, е) и т. д.

К забоям принято относить также призабойное пространство в пределах радиуса действия выемочных машин. Поэтому часто говорят «обмен транспортных средств в забое», «выемка в забое» и т. д.

По взаимному расположению забоя и горизонта установки экскаватора различают *способы выемки* верхним черпанием (забой расположен выше горизонта установки машины), нижним черпанием, смешанным (нижним и верхним) черпанием. Аналогично различают и *способы погрузки*: нижнюю, верхнюю и смешанную (рис. 6.3). Смешанная погрузка одновременно или поочередно включает нижнюю и верхнюю погрузку на промежуточный транспортный горизонт.

6.2. ТИПЫ ЗАХОДОК

В результате перемещения забоев в пределах определенного участка развала или массива уступа последовательно обрабатываются породные полосы, называемые *заходками*.

Часть заходки, выемка которой характеризуется законченным технологическим циклом основных и вспомогательных операций выемочной машины, называется *забойным блоком*.

По расположению относительно фронта работ уступа заходки подразделяются (рис. 6.4) на продольные (ориентированы вдоль фронта работ уступа), поперечные (направлены вкрест фронта) и диагональные (ориентированы

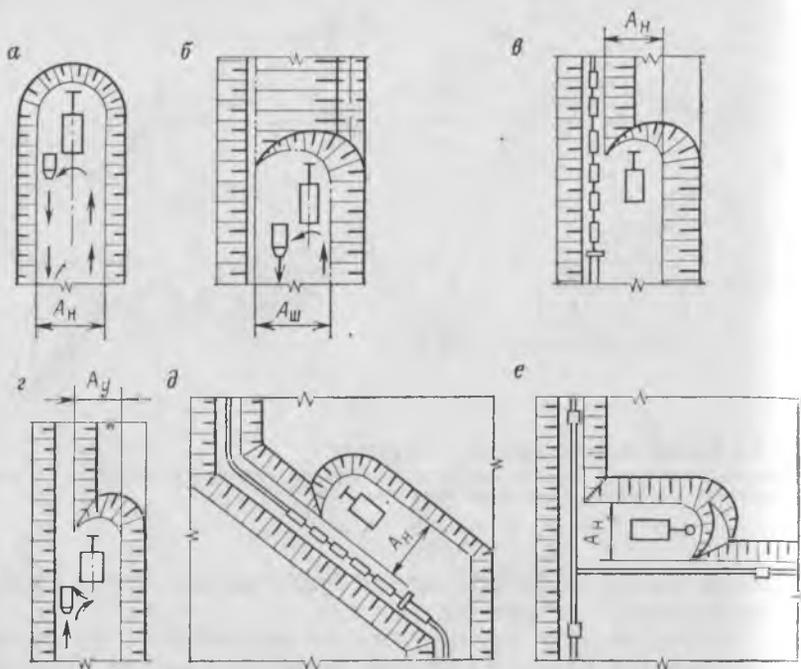


Рис. 6.4. Типовые схемы заходок:

a — тупиковая траншейная продольная; *б* — тупиковая эксплуатационная продольная; *в* — сквозная нормальная; *г* — сквозная узкая; *д* — сквозная диагональная; *е* — сквозная поперечная (все сквозные заходки — эксплуатационные)

в промежуточном направлении). Продольные заходки возможны при всех видах транспорта, диагональные — при железнодорожном и автомобильном, а поперечные — при автомобильном и конвейерном.

Ширина заходки A при торцовом забое и забое-площадке соответствует ширине этих забоев; при продольном забое ширина заходки равна толщине одного или нескольких слоев выемки ($A=t$ или $A=\Sigma t$). Высота заходки $H_{зх}$ обычно равна высоте уступа (подступа) или развала в пределах заходки. Она может быть также равна высоте части развала, если в профиле выемка пород по высоте развала производится несколькими заходками.

По ширине заходки подразделяются на нормальные A_n , узкие A_y и широкие $A_ш$ (см. рис. 6.4).

В нормальных заходках выемка породы производится при постоянном положении оси движения выемочных машин по длине заходки и максимальном использовании их рабочих параметров. Например, при торцовом забое эта ширина равна длине лемеха бульдозера или $1,7 R_ч$ ($R_ч$ — радиус черпа-

нии мехлопат), а при продольном забое — максимальной толщине одного или нескольких слоев выемки.

Узкие заходки отличаются от нормальных неполным использованием рабочих параметров выемочных машин при постоянном положении оси перемещения их вдоль заходки.

Широкие заходки при всех типах забоев характеризуются переменным положением оси движения выемочных машин в плане при выемке породы по длине заходки.

По характеру движения транспортных средств при выемке пород в пределах заходок последние подразделяются на тупиковые и сквозные (см. рис. 6.4).

Тупиковые заходки (см. рис. 6.4, а, б) характеризуются возможностью движения транспортных средств только в пределах выработанного пространства обрабатываемой заходки. Они подразделяются на траншейные и эксплуатационные, последние применяются при ограниченной ширине рабочих площадок уступа. Работа выемочных машин в тупиковых заходках обычно связана с увеличением продолжительности цикла погрузки транспортных средств, времени обмена последних в забое и с наращиванием транспортных коммуникаций по мере подвигания забоя.

Сквозные заходки (см. рис. 6.4, в—е) позволяют организовать движение транспортных средств в пределах всей длины заходки и типичны для эксплуатационного периода отработки уступа. Верхняя погрузка при проходке траншей позволяет работать экскаватору в сквозной траншейной заходке.

По структуре заходки могут быть однородными и разнородными, а также сложноразнородными.

Разнородные заходки характеризуются последовательной перемежаемостью по длине отдельных блоков пустых пород, полезного ископаемого и его отдельных сортов, поэтому забои в этих заходках простые и выемка валовая.

Сложноразнородными называются заходки, в пределах которых невозможно выделить блоки только с пустыми породами или отдельными сортами полезного ископаемого, в этих заходках забои сложные, а выемка в них раздельная.

Любой уступ обрабатывается панелями — полосами породного массива вдоль фронта работ уступа. Отработка каждой такой полосы характеризуется новым положением основных транспортных коммуникаций вдоль фронта работ уступа. В результате отработки панелей происходит перемещение фронта работ уступа*.

Часть панели, разрабатываемая отдельной выемочной машиной, называется блоком панели. Часто блок панели называют по виду выемочного оборудования, например, экскава-

* Порядок выемки пород уступа и перемещения фронта работ рассматривается при изучении курса «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

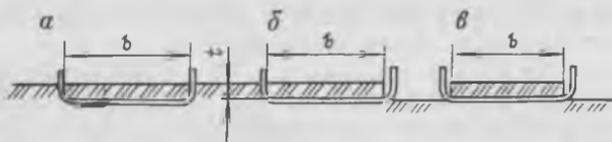


Рис. 6.5. Схемы копания:

a — блокированная; *б* — полусвободная; *в* — свободная

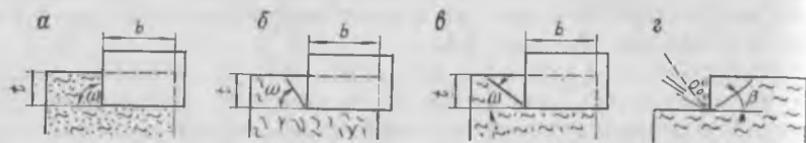


Рис. 6.6. Формы и параметры стружек

торный блок, скреперный блок и т. п. Понятия панели и блока панели относятся только к массиву горных пород в пределах уступа, но не к развалу.

При выемке пород непосредственно из массива в ряде случаев заходки являются и блоками панелей или панелями. Различные способы отработки панелей рассматриваются в последующих главах.

6.3. ЭКСКАВИРУЕМОСТЬ ГОРНЫХ ПОРОД В МАССИВЕ

Выемка (копание) породы производится последовательным отделением стружек в слое выемки. Процесс копания включает резание (скол) стружки и перемещение срезанной породы по поверхности экскавирующего органа. Расчетная площадь поперечного сечения стружки $F_p = t_p b$, где t_p — расчетная толщина стружки (глубина внедрения экскавирующего органа), м; b — ширина стружки понизу, м.

Форма поперечного сечения стружек (тел выкола) и их фактические размеры зависят от схемы копания (рис. 6.5), типа и структуры экскавируемых пород.

Равномерно, при примерно постоянных усилиях, происходит копание пластичных связных пород с образованием «слив-ной» стружки постоянного сечения (рис. 6.6, *a*); при этом фактическая площадь поперечного сечения стружки $F_{\phi} \approx F_p$. В суглинках, супесях, а также мерзлых глинах отделение «элементарной» стружки отличается от образования слив-ной стружки небольшим расширением ($\omega = 60 \div 70^\circ$) и значительным дроблением породы по естественным микроповерхностям ослабления (рис. 6.6, *б*); при этом $F_{\phi} \approx 1,1 F_p$. Плотные породы, а также мерзлые суглинки, супеси и уплотненные глины экскавируются стружками отрыва (рис. 6.6, *в*, *г*)

с боковым и опережающим выколом ($\omega = 30 \div 50^\circ$, $\beta = 30 \div 40^\circ$) и дроблением породы на мелкие и средние куски; $F_\phi \approx 1,2 F_p$.

Отдельными типами выемочных машин возможно производить копание трещиноватых полускальных пород. Обычно разрушение трещиноватого массива при выемке происходит сразу по нескольким направлениям, и порода экскавируется отдельными структурными телами выкола — происходит «разборка» массива. При этом фактическая толщина тел выкола $t_\phi = 0,1 \div 1,5$ м.

Процесс копания принято характеризовать величиной удельного сопротивления копанию (МПа)

$$K_F = P_k \cdot 10^{-3} / F_\phi \leq P_k \cdot 10^{-3} / (bt_p), \quad (6.1)$$

где P_k — касательная сила сопротивления породы копанию, кН; F_ϕ выражается в квадратных метрах, b и t_p — в метрах.

Общее и удельное сопротивления копанию зависят в первую очередь от показателей породы $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ и γ . Например, при выемке механической лопатой рыхлых сухих песков $K_F = 0,016 \div 0,025$ МПа, при выемке тяжелых влажных глин $K_F = 0,2 \div 0,3$ МПа, при выемке полускальных пород K_F достигает 1 МПа и более.

Для процесса копания полускальных пород характерно резкое изменение усилий и скорости движения экскавирующего органа. Величина K_F зависит не только от прочности породы в куске, но и от трещиноватости массива, характеризуемой коэффициентом его структурного ослабления λ непосредственно по поверхности копания. Копание по самим поверхностям ослабления массива ведет к уменьшению величин K_F в 3—30 раз по сравнению с копанием перпендикулярно, к трещинам, что зависит в первую очередь от вида трещин. Минимальное уменьшение K_F характерно при сомкнутых шероховатых трещинах, а максимальное — при раскрытых трещинах. При копании под углом и параллельно трещинам величина K_F уменьшается соответственно в 1,1—1,6 и 1,3—3 раза. Копание под углом к трещинам является наиболее типичным случаем, при этом $\lambda = 0,6 \div 0,9$.

Удельное сопротивление копанию мерзлых мягких и плотных, а также промерзших полускальных пород значительной влажности ($W = 14 \div 17\%$) в несколько раз выше, чем сопротивление тех же пород в талом состоянии, и зависит от глубины промерзания массива (рис. 6.7). Увеличение K_F при малой влажности мерзлых пород ($W = 2 \div 6\%$) незначительно.

На величину K_F влияет и тип применяемой выемочной машины (экскавирующего органа). Удельное сопротивление копанию одной и той же породы неодинаково при использовании различного выемочного оборудования. Например, при выемке суглинков и легких глин мехлопатой, драглайном, роторным

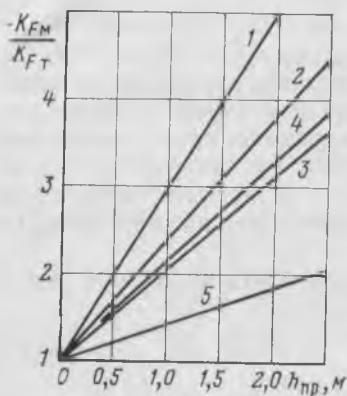


Рис. 6.7. График изменения удельного сопротивления копанию при промерзании массива:

1 — глина; 2 — аргиллит при $W=14-17\%$; 3 — аргиллит при $W=8-9\%$; 4 — уголь; 5 — песчаник; K_{FM} и K_{FT} — удельное сопротивление пород копанию соответственно в мерзлом и талом состояниях; $h_{пр}$ — глубина промерзания массива

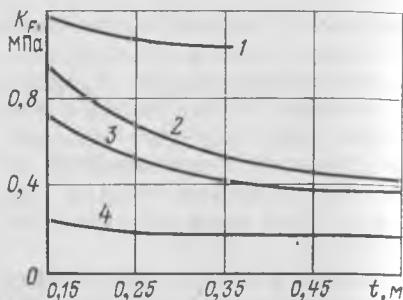


Рис. 6.8. График зависимости K_F пород в массиве от глубины внедрения t ковша мехлопаты ($b=200$ см): 1 — песчанки на кремнистом цементе; 2 — алевролит; 3 — прочный уголь; 4 — суглинок

экскаватором и скрепером оно находится соответственно в пределах 0,06—0,13; 0,1—0,19; 0,15—0,29 и 0,095—0,18 МПа.

Величина K_F при экскавирующем органе определенного типа зависит также от его конфигурации, толщины режущих кромок, угла и схемы копания, размеров стружки.

Уменьшение удельного и общего сопротивления копанию плотных и мерзлых пород достигается использованием у одноковшовых и многоковшовых экскаваторов ковшей полукруглой формы с острой режущей кромкой, выпуклой в плане и профиле (K_F снижается на 10—20%), а при выемке роторными экскаваторами — увеличением числа одновременно режущих ковшей и установкой дополнительных режущих кромок или рыхлителей (K_F снижается на 8—15%). Затупление зубьев ведет к росту K_F на 10—30%. Максимальное значение K_F соответствует углу копания в профиле забоя 30—50°. Скорость копания в пределах до 2,5—4 м/с практически не влияет на величину K_F .

Влияние схемы копания на величину K_F зависит от структуры массива. При полусвободном и свободном копании удельное сопротивление ниже, чем при блокированном копании соответственно на 10—40 и 30—70%. Максимальная разница характерна для пород с резко выраженной блочностью (слоистостью).

При увеличении до определенных пределов площади (толщины) стружки K_F уменьшается вследствие снижения степени дробления породы и удельного значения зоны уплотнения. Величина и предел уменьшения K_F при увеличении толщины

стружки тем больше, чем выше прочность экскавируемой породы (рис. 6.8), и зависят от трещиноватости массива. Рациональным при выемке мехлопатами является отношение толщины и ширины стружки $t:b=0,1\div 0,33$, а при выемке роторными экскаваторами $t:b\approx 1$.

Каждая модель выемочной машины (например, мехлопаты с ковшами различной емкости) характеризуется расчетным (номинальным) усилием копания P_n , а следовательно, и номинальными размерами стружек при необходимом усилии копания P_k . При $P_k > P_n$ ($F_\phi = \text{const}$) для превышения определенной величины K_F (следовательно, и определенной прочности пород) необходимо уменьшить площадь (толщину) срезаемой стружки. Для маломощных выемочных машин, у которых малы P_n и расчетная толщина стружки, уменьшение последней не позволяет наполнить ковш на пути черпания. Это сужает диапазон пород, которые можно экскавировать из массива маломощными машинами. С увеличением мощности выемочных машин уменьшается влияние сопротивления пород экскавации на техническую возможность выемки и производительность оборудования.

Снижение требуемого усилия копания, помимо уменьшения толщины стружек, достигается:

применением свободной схемы копания, особенно при выемке скальных включений, для чего создаются дополнительные поверхности их обнажения;

использованием силы тяжести породы в верхней части забоя для ее самообрушения или образования зоны предразрушения (пластических деформаций);

многократными резами экскавируемого органа в пределах одной стружки, что увеличивает структурное ослабление близлежащего участка массива;

уменьшением длины стружек, что при выемке машинами циклического действия достигается выводом экскавируемого органа из забоя, а у машин непрерывного действия — увеличением числа режущих органов с уменьшением расстояния между ними.

Таким образом, на эффективность выемки влияют как физико-технические характеристики горных пород, так и тип применяемой выемочной машины, а также технологические параметры забоя. Тип выемочной машины, ее модель и параметры забоя должны соответствовать физико-техническим характеристикам разрабатываемой породы, прежде всего ее экскавируемости, определяемой сопротивлением копанию. Вместе с тем экскавируемость породы, как показано выше, зависит от механизации и технологии выемки.

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по экскавируемости, зависящей только от свойств и состояния пород, может использоваться относительный показатель трудности экскавации породы P_τ .

Т а б л и ц а 6.1. Классификация горных пород в массиве по экскавируемости

Классы	Горные породы	Сопротивле- ние пород сжатию $\sigma_{сж}$, МПа	$P_{э.м}$
I	Сплошные песчаные и неуплотненные мягкие	Менее 1,5—5	1—5
	Плотные: средней трещиноватости сильнотрещиноватые	5—10 8—12	
II	Плотные: сплошные (практически моно- литные) средней трещиноватости	5—12 10—18	От 6 до 10
	Полускальные породы чрезвычайно трещиноватые	20—30	
III	Плотные сплошные	12—18	От 11 до 15
	Полускальные: сильнотрещиноватые чрезвычайно трещиноватые	20—30 30—40	
IV	Полускальные: средней трещиноватости сильнотрещиноватые чрезвычайно трещиноватые	20—30 30—40 40—50	От 16 до 20
	Полускальные: малотрещиноватые средней трещиноватости сильнотрещиноватые	20—30 30—40 40—50	

Примечания: 1. Каждый класс включает и мерзлые породы предыдущих классов при разной глубине промерзания. 2. Нижние и верхние пределы $\sigma_{сж}$ соответствуют минимальным и максимальным отношениям $\sigma_{сж}:\sigma_{сдв}$ и $\sigma_{сж}:\sigma_{раст}$.

Для мягких, плотных и полускальных пород (выемка из массива) этот показатель определяется по эмпирической формуле

$$P_{э.м} = K_1(0,2\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + K_2\gamma g, \quad (6.2)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ принимаются в МПа; γ — в кг/м³; g — в м/с²; K_1 и K_2 — эмпирические коэффициенты.

По величине $P_{э.м}$ горные породы, экскавация которых из массива возможна существующими и перспективными выемочными машинами, разделяются на пять классов (табл. 6.1). Породы, у которых $P_{э.м} > 25$, относятся к внекатегорным.

Расчетная величина $P'_{э.м}$, учитывающая конкретный вид и типоразмер применяемой выемочной машины (а следовательно, и параметры черпания), определяется на основе $P_{э.м}$:

$$P'_{э.м} = K_в K_{тр} P_{э.м}, \quad (6.3)$$

где $K_в$ и $K_{тр}$ — эмпирические коэффициенты, учитывающие соответственно конкретный вид выемочного оборудования (табл. 6.2) и его типоразмер.

Таблица 6.2. Средние значения коэффициента K_B

Выемочная машина	K_B при значениях $P_{Э.м}$ ($P_{Э.р}$)			
	до 3	3—5	6—10	11—15
Колесный скрепер	1,25	1,3	1,4	1,6
Бульдозер	1,2	1,25	1,35	1,5
Однотонновый погрузчик	1,0	1,05	1,1	1,15
Прямая механическая лопата	1,0	1,0	1,0	1,0
Драглайн	1,0	1,1	1,15	1,25
Цепной экскаватор	1,4	1,5	1,65	1,9
Роторный экскаватор	1,3	1,4	1,55	1,7

6.4. ЭКСКАВИРУЕМОСТЬ РАЗРУШЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Наиболее типична для карьеров выемка взорванных пород, при этом забоем является поверхность развала. Эскавация осуществляется обычно по блокированной схеме в нижней части забоя.

Касательное усилие и K_F , а следовательно, и требуемое усилие экскаватора (у мехлопаты подъемное) зависят в первую

Таблица 6.3. Классификация разрушенных пород по экскавируемости

Классы экскавируемости	Коэффициент разрыхления K_p при кусковатости			$P_{Э.р}$
	очень мелкой и мелкой	средней и крупной	весьма крупной	
I	1,05—1,45	1,3—1,60	—	1—5
	1,1—1,30	1,35—1,40	—	
	1,2—1,50	1,5—1,60	—	
II	1,02—1,05	1,10—1,20	1,25—1,30	От 6 до 10
	1,01—1,15	1,10—1,30	1,3—1,50	
	1,01—1,20	1,15—1,40	1,35—1,60	
III	—	1,01—1,10	1,10—1,20	От 11 до 15
	1,01—1,03	1,02—1,15	1,15—1,2	
	1,01—1,05	1,05—1,20	1,25—1,30	
IV	—	1,02—1,03	1,03—1,08	От 16 до 20
	—	1,0—1,1	1,05—1,15	
	1,01—1,03	1,02—1,15	1,15—1,20	
V	—	—	—	От 21 до 25
	—	1,01—1,05	1,01—1,08	
	—	1,0—1,08	1,05—1,12	

Примечание. В каждом классе в первой строке указаны значения K_p для разрушенных плотных пород, во второй строке — для разрушенных полускальных, в третьей — для разрушенных скальных пород.

Таблица 6.4. Связь глубины и высоты черпания взорванных пород мехлопато й

Породы	Параметры черпания	
	глубина, м	высота, м
Сыпучие	0,8—1,1	2,5—4,5
Связно-сыпучие	0,4—0,7	3,0—5,5
Связные	0,15—0,35	5,0—8,0

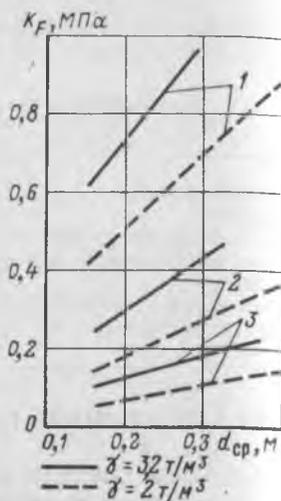


Рис. 6.9. График зависимости K_F от кусковатости разрушенных пород $d_{ср}$:

1 — при $K_p=1,05$; 2 — при $K_p=1,2$; 3 — при $K_p=1,4$

очередь от степени связности и кусковатости взорванной породы (рис. 6.9), а также от плотности и прочности породы в куске. С уменьшением коэффициента разрыхления K_p от 1,4—1,5 до 1,05 величина K_F увеличивается с 0,05—0,1 до 0,7—0,9 МПа. С увеличением γ и $d_{ср}$ (при $K_p=const$) пропорционально растут и K_F .

Относительный показатель трудности экскавации разрушенных пород определяется по эмпирической формуле

$$P_{э,р} = K_3 (A + 10A/K_p^9), \quad (6.4)$$

где $A = 10^{-2} \gamma g d_{ср} + \sigma_{сдв}$, $d_{ср}$ — средний размер кусков породы в развале, м; γ — в $кг/м^3$; g — в $м/с^2$; $\sigma_{сж}$ — в МПа; K_3 — эмпирический коэффициент.

Аналогично горным породам в массиве по величине $P_{э,р}$ разрушенные породы разделяются на пять классов (табл. 6.3). Величина $P'_{э,р}$ определяется по формуле (6.3), где вместо $P_{э,м}$ фигурирует $P_{э,р}$.

Экскавация связных крупновзорванных скальных пород ($K_p \leq 1,05$; $d_{ср} > 50$ см; $\gamma \geq 3$ т/м³) механической лопатой с ковшем емкостью 3—5 м³ происходит в режиме близком к стопорному. При выемке связно-сыпучих и сыпучих взорванных пород предотвращение стопорения ковша достигается уменьшением глубины его внедрения в забой.

От глубины внедрения ковша зависят скорость черпания $v_ч$ и высота черпания $h_ч$, необходимая для наполнения ковша. Пределы изменения параметров черпания взорванных пород экскаваторами с ковшами емкостью 3—5 м³ приведены в табл. 6.4. Фактическая высота черпания мехлопатой сыпучих и связно-сыпучих пород меньше высоты расположения ее напорного вала.

Таблица 6.5. Средние значения показателей обрушения взорванных пород ($H_3 = 10 \div 15$ м, $d_{cp} = 0,25-0,35$ м)

Породы	η_0	Удельный вес обрушения $V_0/(V_0+V_{II})$, %	Угол откоса забоя (развала) α_3 , градус
Сыпучие ($K_p = 1,5$) равномерной кусковатости	4,0	80	35
Связно-сыпучие неравномерно разрыхленные ($K_p = 1,2 \div 1,35$)	1,8	64	70
Связные неравномерно разрыхленные ($K_p = 1,02 \div 1,1$)	0,22	18	80

Черпание в нижней части развала сопровождается периодическим обрушением породы из средней и верхней частей забоя в результате хрупкого разрушения при переходе в состояние предельного равновесия вследствие подработки. Обрушение средней и верхней частей забоя ведет к созданию навала хорошо разрыхленной породы ($K_p = 1,4 \div 1,6$) в нижней части забоя, что позволяет увеличить глубину черпания, а следовательно, сократить его высоту и продолжительность. Средняя скорость обрушения $v_{cp} = 4 \div 5$ м/с; v_{max} достигает 10 м/с. Соотношение объемов обрушения V_0 и подработки V_{II} называется показателем обрушения взорванных пород:

$$\eta_0 = V_0/V_{II} = (H_3 - h_q)/(K'_p h_q), \quad (6.5)$$

где H_3 — высота забоя (развала) в зоне черпания, м; h_q — высота черпания (подработки) взорванной породы, м; $K'_p = K_{p.v}/K_{p.н}$ — коэффициент относительного разрыхления породы в верхней части развала $K_{p.v}$ по сравнению с нижней его частью $K_{p.н}$ (см. 5.8).

С увеличением высоты забоя возрастает η_0 и уменьшается время черпания. При $H_3 = const$ величина η_0 зависит в основном от степени связности взорванных пород, резко возрастая с ее уменьшением (табл. 6.5).

6.5 ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОСНОВНЫХ ВИДОВ ВЫЕМОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Выемка и погрузка, как правило, производятся одной машиной или одним комплексом машин. В практике открытых горных работ используют различные виды выемочного оборудования с широким диапазоном технологических качеств.

Удельный вес затрат на выемочно-погрузочные работы в общих затратах на открытую разработку составляет 15—40%.

Карьерные выемочные машины по принципу действия разделяются на оборудование циклического и непрерывного

Таблица 6.6. Максимальные показатели применяемого выемочно-погрузочного оборудования

Оборудование	Емкость ковша, м³	Высота раз-работывае-мого углу-па, м	Показа-тели тру-дности экскава-ции пород		Допустимый размер куска, м	Дальность перемещения породы, м	Паспортная провозная способность, м³/ч
			Пэ.м	Пэ.р			
Погрузочно-транспортующие машины							
Колесные скреперы	40	0,5 ¹	4	3	0,4	1500	500
Бульдозеры:							
гусеничные	15* ²	0,7* ¹	8	7	1,5	70	1000* ³
колесные	15* ²	0,7* ¹	6	5	1,0	100	800* ³
Одноковшовые погрузчики	33	15	6	7	2,0	1500	1200* ³
Выемочно-погрузочные машины с жестким закреплением рабочего органа							
Прямые мехлопаты	153	57	12	16	4,0	123	8200
Обратные мехлопаты	4	8	7	8	0,8	15	350
Струги	6* ²	10	8	—	0,8	10	600
Цепные экскаваторы	4,5	66	9	—	0,4	190	9300
Роторные экскаваторы	6,3	75	16	—	0,5	180	10 000
Роторно-гребковые машины	—	30	—	12	1,0	50	1000
Обвало-погрузочные ма-шины	—	30	7	—	0,8	30	500
Шнекобуровые машины	1,6* ⁴	—	3* ⁵	—	—	85	250
Буровые комбайны	3,0* ⁴	—	3* ⁵	—	—	250	300
Выемочно-погрузочные машины с гибкой подвеской рабочего органа							
Драглайны	170	85	8	10	2,0	160	7600
Канатные скреперы	12	30	3	2	0,4	300	150
Башенные экскаваторы	14	100	4	3	0,7	500	250
Грейферы	3	10	3	2	0,7	40	250

*¹ Толщина стружки.

*² Объем призмы волочения.

*³ При дальности перемещения 5—7 м.

*⁴ Диаметр скважин, м.

*⁵ Показатель трудности бурения породы П₆.

действия, а по функциональному признаку — на выемочно-погрузочные и выемочно-транспортующие машины.

К выемочно-погрузочным машинам относятся все экскаваторы, а к выемочно-транспортующим — скреперы и бульдозеры. Одноковшовые погрузчики в зависимости от выполняемых функций относятся к выемочно-погрузочным или выемочно-транспортующим машинам.

К оборудованию циклического действия относятся одноковшовые экскаваторы (лопаты, драглайны) и выемочно-транспортующие машины, а к оборудованию непрерывного действия — многоковшовые экскаваторы (роторные цепные), различного рода гребковые машины и др. (табл. 6.6).

Техническая возможность и эффективность использования того или иного вида выемочного оборудования определяются,

в первую очередь, экскавируемостью пород, а также типом разрабатываемых месторождений, способом выемки (валовый или раздельный), механизацией смежных процессов (подготовка породы к выемке и транспортирование), климатическими условиями и другими факторами.

Колесные скреперы экономичны при выемке мягких и механически разрыхленных плотных и полускальных пород ($P_0 < 3$) при дальности транспортирования до 2—3 км. В настоящее время они применяются при разработке строительных горных пород и россыпей, а также на вспомогательных работах. Большегрузные скреперы могут успешно применяться на вскрышных работах и в мощных карьерах, особенно в период строительства. Недостатки скреперов: сезонность выемки мягких пород, сравнительно небольшой срок службы, резкое снижение производительности с увеличением длины транспортирования, кусковатости (более 40 см) и обводненности (более 10—15 %) экскавируемых пород.

Бульдозеры, характеризующиеся мобильностью, маневренностью, высокой проходимостью и простотой конструкции, широко используются на вспомогательных работах. В качестве выемочных машин применяются при разработке россыпей, строительных горных пород и сложноструктурных залежей. Эффективность бульдозерной выемки ограничивается экскавируемостью пород ($P_0 < 5$ при мощности бульдозеров до 180 кВт) и расстоянием перемещения 100—200 м.

Одноковшовые погрузчики имеют высокую мобильность, небольшие размеры, меньшую металлоемкость на 1 м³ емкости ковша и в 1,5—2 раза меньшую стоимость по сравнению с экскаваторами той же производительности. Погрузчики с грузоподъемностью ковша до 40 т эффективны при выемке мягких и разрушенных пород ($P_0 \leq 5$) и их перемещении на расстояние до 80—700 м на карьерах производственной мощностью 1—5 млн. т/год.

Прямые механические лопаты верхнего черпания характеризуются высоким усилием копания (до 0,3—0,5 МПа), большим числом типоразмеров (емкость ковша $E = 0,25 \div 100$ м³ и более) и прочностью рабочего оборудования. Это обуславливает возможность эффективного применения их для выемки мягких, плотных и разрушенных пород ($P_0 \leq 8$) с последующей погрузкой в транспортные средства в различных горных, климатических и гидрогеологических условиях. В стопорном режиме прямыми мехлопатами можно вести выемку пород практически любой экскавируемости. Основной недостаток мехлопат — прерывность (цикличность) рабочего процесса: на собственно экскавацию (черпание) затрачивается лишь 20—30 % общего времени цикла. Увеличение же мощности экскаватора ведет к резкому росту его массы. Этот недостаток менее характерен для лопат с гидравлическим приводом, созданных в настоящее время.

Драглайны благодаря гибкой подвеске рабочего органа обеспечивают большую дальность перемещения породы. Это позволяет эффективно использовать мощные драглайны для выемки и перевалки мягких и разрушенных пород ($P_0 \leq 6$) в выработанное пространство, возведения насыпей, проведения траншей. Нижнее черпание позволяет разрабатывать драглайнами обводненные породы и подводные участки. Широко применяются драглайны для вторичной перевалки пород на отвалах, а также на вспомогательных работах (зачистка, проведение канав и др.). Поскольку напорное усилие у драглайна отсутствует, эффективность выемки разрушенных пород (по кусковатости и связности) зависит от массы и емкости их ковшей. При увеличении емкости с 6 до 15 м³ область применения драглайнов по экскавируемости пород расширяется с $P_0=4$ до $P_0=6$.

Цепные многоковшовые экскаваторы используют для выемки мягких и плотных пород ($P_0 < 3$). Вследствие этого выемка сезонная даже в районах с мягким климатом. Достоинства: высокая удельная производительность на 1 т массы экскаватора (на 20—30 % выше, чем у одноковшовых), большая высота уступа, непрерывность и безударность загрузки транспортных средств, что позволяет снизить коэффициент тары вагонов, а также широко применять высокопроизводительные ленточные конвейеры. Недостатки: использование рабочего органа для перемещения породы по забою до пункта разгрузки, что обуславливает большой износ направляющих устройств и ковшовой цепи, увеличивает энергоемкость процесса и снижает развиваемое усилие копания.

У роторных экскаваторов разделение функций выемки и транспортирования породы снижает по сравнению с цепными массу экскаватора на единицу производительности, позволяет увеличить усилие копания до 1,0—2,1 МПа и уменьшить расход электроэнергии. Повышенные усилия копания и широкий диапазон регулирования толщины стружки позволяют экскавировать плотные и слабые мерзлые породы ($P_0 < 10$). Эффективно осуществляется роторными экскаваторами раздельная выемка. Недостатки: сезонность работы при нормальных усилиях копания, большие динамические колебания роторной стрелы у крупных моделей, затрудненность борьбы с налипанием на рабочий орган и конвейерные ленты экскавируемых влажных и вязких глин.

6.6. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ВЫЕМОЧНЫХ МАШИН

Производительность карьерных выемочных машин является одним из важнейших технико-экономических показателей открытых горных работ. Она определяет требуемый парк выемочного оборудования и в большой степени влияет на производи-

требований и требуемый парк транспортного оборудования, производительность труда горнорабочих и затраты на производство горных работ.

Целесообразно различать паспортную, техническую, эффективную и эксплуатационную производительность машин.

Паспортная производительность Q_p (в литературе она называется также теоретической производительностью) зависит только от конструктивных факторов: мощности двигателей, линейных размеров рабочего оборудования, расчетных объема и формы экскавирующего органа (ковша, лещетных объема и т. д.), кинематической схемы и расчетно-конструктивных скоростей движения рабочего органа. Паспортная производительность соответствует выемке при определенных технологических ограничениях расчетной (паспортной) породы, у которой действительный показатель трудности экскавации P'_z [см. формулу (6.3)] равен паспортному показателю трудности экскавации пород $P_{z, п}$ ($P'_z = P_{z, п}$).

В общем виде паспортная производительность выемочных машин ($m^3/ч$) по разрыхленной породе

$$Q_p = E n_p, \quad (6.6)$$

где E — расчетная емкость экскавирующего органа (чаще всего ковша), m^3 ; n_p — конструктивно-расчетное число разгрузок экскавирующего органа (или ряда их) в час.

Паспортная производительность всех выемочных машин циклического действия (скреперов, бульдозеров, одноковшовых погрузчиков и экскаваторов)

$$Q_p = E n_p = (3600/T_{ц. п}) E, \quad (6.7)$$

где $T_{ц. п}$ — паспортная продолжительность рабочего цикла машины, с.

Паспортная производительность является основой определения других категорий производительности и служит для сравнения отдельных видов и типоразмеров выемочных машин между собой.

Техническая производительность Q_t является наибольшей возможной часовой производительностью выемочной машины при непрерывной ее работе в конкретных горно-технических условиях — при конкретных экскавируемых породах, видах и типоразмерах средств механизации смежных производственных процессов (в первую очередь транспортирования) и параметрах забоев.

В общем виде техническая производительность выемочных машин ($m^3/ч$)

$$Q_t = Q_p K_0 K_3 \quad (6.8)$$

$$Q_t = (3600/T_{ц. п}) E K_0 K_3, \quad (6.9)$$

где K_0 — коэффициент влияния экскавируемой породы; K_3 — коэффициент влияния параметров забоя (коэффициент забоя).

Коэффициент $K_{п}$ характеризует изменение числа разгрузок экскавирующего органа (или ряда их) по сравнению с паспортным показателем $n_{п}$ и использование расчетной емкости ковшей в зависимости от трудности экскавации, перемещения и разгрузки породы. Изменение числа разгрузок ковшей (продолжительности цикла экскавации) происходит вследствие изменения скорости движения (вращения) рабочего органа (т. е. скорости черпания породы), площади поперечного сечения стружек, длины стружек (пути черпания) и скорости разгрузки породы. В зависимости от типа экскавируемой породы изменяются отдельные или одновременно все указанные параметры. Использование расчетной емкости ковшей зависит от степени их наполнения, разрыхления породы в ковшах и прилипания (примерзания) породы к стенкам рабочего органа.

Коэффициент $K_{з}$ учитывает влияние типа забоя, его параметров (высоты и ширины забоя и длины забойного блока) и способа отработки забоя, условий разгрузки породы (в отвал, в различные виды и типоразмеры транспортных средств) на продолжительность погрузочно-разгрузочных операций и наполнение ковша, а также потери времени на вспомогательные операции, сопутствующие отработке забоя (забойного блока).

При установлении технической производительности выемочных машин циклического действия нередко затруднительно выделить и количественное определение коэффициентов влияния экскавируемой породы $K_{п}$ и забоя $K_{з}$. Поэтому при приближенном определении технической производительности ($m^3/ч$) этого оборудования часто целесообразно учитывать влияние указанных выше горно-геологических и технологических факторов на продолжительность отдельных операций и в целом рабочего цикла выемочных машин и использование расчетной емкости их ковшей. При этом формула (6.9) в общем случае будет иметь вид

$$Q_{т} = (3600E/T_{ц}) (K_{п.к}/K_{р.к}) K_{т.в} = (3600E/T_{ц}) K_{з} K_{т.в}, \quad (6.10)$$

где $T_{ц}$ — минимальная продолжительность рабочего цикла выемочной машины в конкретных горно-технических условиях; $K_{п.к}$ — коэффициент наполнения ковша; $K_{р.к}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше; $K_{з}$ — коэффициент экскавации; $K_{т.в}$ — коэффициент влияния технологии выемки.

Коэффициент $K_{т.в}$ учитывает время вспомогательных операций, выполняемых наряду с основными операциями выемки и перемещения породы.

Техническая производительность необходима для определения эффективной и других видов производительности, а также для оценки эффективности применения данной выемочной машины в конкретных горно-технических условиях.

Эффективная производительность $Q_{эф}$ является максимальной часовой эксплуатационной производительностью выемочной машины в конкретных горно-технических условиях.

Она учитывает изменение продолжительности основных и вспомогательных операций по сравнению с расчетными их значениями из-за неоднородности экскавируемых пород, изменения параметров забоя, ручного управления машиной, а также потери экскавируемой породы и транспортное обслуживание выемочной машины.

В общем виде эффективная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) выемочных машин

$$Q_{\text{э}} = Q_{\text{т}} \eta_{\text{п}} K_{\text{пот}} K_{\text{у}} K_{\text{тр}} = Q_{\text{п}} K_{\text{п. ср}} K_{\text{з}} K_{\text{пот}} K_{\text{у}} K_{\text{тр}}, \quad (6.11)$$

где $\eta_{\text{п}}$ — коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое и принятым расчетным показателем $P'_{\text{э}}$;

$$\eta_{\text{п}} = K_{\text{п. ср}} / K_{\text{п}}; \quad (6.12)$$

$K_{\text{п. ср}}$ — средневзвешенный коэффициент влияния пород в сложном забое (сложенном неодинаковыми по трудности экскавации породами); $K_{\text{п}}$ — коэффициент влияния однородной породы; $K_{\text{пот}}$ — коэффициент, учитывающий потери экскавированной породы; $K_{\text{у}}$ — коэффициент управления, учитывающий несоответствие машиниста и т. д.; фактических параметров забоя, квалификацию машиниста и т. д.; $K_{\text{тр}}$ — коэффициент, учитывающий минимально необходимые простои по транспортным условиям.

Факторы, характеризующие эффективную производительность выемочно-транспортных машин и одноковшовых экскаваторов, проще учитывать при определении продолжительности отдельных операций их рабочего цикла.

При выемке и перемещении пород выемочно-транспортными машинами в большинстве случаев из-за изменения расстояния, условий перемещения и разгрузки породы затруднительно определение их технической производительности. Поэтому целесообразно непосредственно определять эффективную производительность данных машин.

Эффективная производительность в большинстве случаев (в том числе при использовании данных хронометражных наблюдений) является основой определения действительной эксплуатационной производительности выемочных машин.

Эксплуатационная производительность $Q_{\text{э}}$ характеризует объем работы, который выполняет или реально может выполнить выемочная машина с учетом действительных затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы.

В свою очередь, в зависимости от длительности рассматриваемого периода различают эксплуатационную среднечасовую и сменную, месячную и годовую производительность машин.

Эксплуатационная сменная производительность является основой оперативного планирования горных и транспортных

работ. Показатели годовой и месячной производительности необходимы для определения потребности карьера в выемочно-погрузочном оборудовании, текущего и перспективного планирования горных работ.

7. ВЫЕМКА ПОРОД СКРЕПЕРАМИ, БУЛЬДОЗЕРАМИ И ПОГРУЗЧИКАМИ

7.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ КОЛЕСНЫХ СКРЕПЕРОВ

Колесные скреперы в процессе работы совершают выемку горной массы, ее перемещение и разгрузку на отвале (складе) или в транспортные сосуды; в последнем случае необходимы специальные бункера.

Большинство скреперов по способу загрузки скребковые (рис. 7.1, а). При этом загрузка мощных скреперов осуществляется, как правило, с подталкиванием их бульдозером. Выпускаются также скреперы, у которых срезаемая скребком порода подается в ковш элеватором, являющимся его передней стенкой (рис. 7.1, б); их применение эффективно при разработке сыпучих пород. Мощные скреперы — полуприцепные с одноосными тягачами на колесном ходу. Максимальная скорость их достигает 40—60 км/ч при порожнем пробеге и 20—30 км/ч с грузом.

Прицепные скреперы с гусеничными тягачами из-за небольшой скорости движения (7—10 км/ч) применяются лишь при небольших расстояниях транспортирования (до 400—500 м), при плохих дорожных условиях и сложном рельефе.

7.2. ПРОЦЕСС ВЫЕМКИ ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

При подходе скрепера к забою ковш опускается, а передняя его заслонка поднимается. При движении по забою скребок срезает слой (стружку) породы толщиной t . В мягких и песчаных породах $t=0,2\div 0,3$ м, в плотных и разрушенных породах $t=0,10\div 0,15$ м. Длительность и путь загрузки скрепера определяются величиной t .

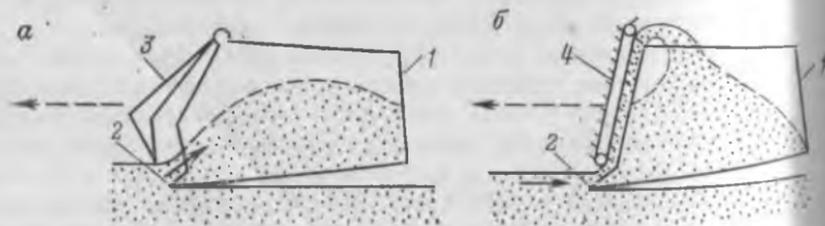


Рис 7.1. Схемы загрузки ковша скребкового (а) и элеваторного (б) скреперов:

1 — ковш; 2 — режущая кромка ковша (лемех); 3 — заслонка; 4 — элеватор

Рис. 7.2. График зависимости несущей способности пород P от их влажности W .
1 — глины, 2 — тяжелые суглинки

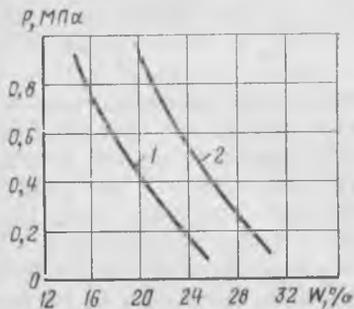
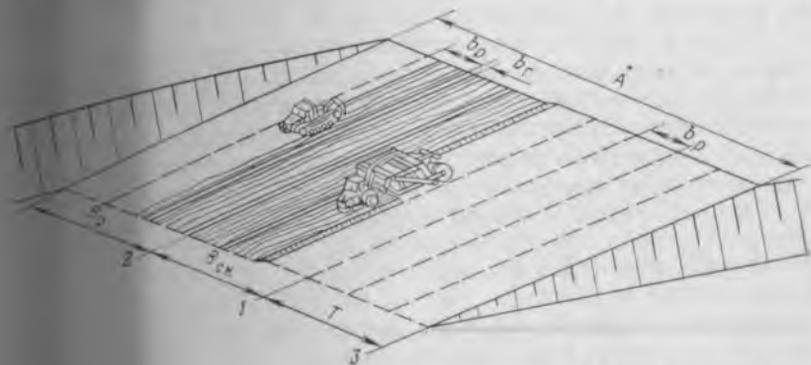


Рис. 7.3. Схема торцового скреперного забоя:
1, 2, 3 — соответственно полосы скреперования, рыхления и транспортная



Степень наполнения ковша зависит от влажности пород. При выемке сухих песчаных пород полного наполнения ковша не происходит. Ковш наполняется «с шапкой» при выемке супесчаных и суглинистых пород естественной влажности (соответственно 4—12 и 8—18 %). С дальнейшим увеличением влажности глинистых пород резко уменьшается их несущая способность (рис. 7.2). Так как удельное давление скрепера равно (1,15—1,2) величины давления воздуха в пневматических шлангах, по условиям проходимости скрепера обычно невозможна разработка глинистых пород влажностью более 24—27 % без предварительного осушения.

При использовании трактора-толкача в процессе экскавации плотных и разрушенных пород мощными скребковыми скреперами коэффициент наполнения ковша $K_{н.к}$ возрастает на 10—12 % (иногда на 20—30 %), а время загрузки ковша сокращается на 30—50 %: снижается также износ машины. Один толкач обслуживают два — четыре скрепера.

Большое влияние на загрузку ковша оказывает режим открывания и закрывания его заслонки. Высота поднятия заслонки уменьшается с увеличением P_n . Закрывать заслонку начинают в то время, когда ковш загружен на 75—85 % объема.

Скреперными забоями являются площадка, фронтальный откос или торец уступа (рис. 7.3, см. также рис. 6.1). В пер-

вом случае выемка породы производится горизонтальными слоями, а в остальных — наклонными. Использование забоя-площадки создает благоприятные условия для естественного оттаивания мерзлых пород в весенне-летний период. При выемке под уклон при фронтальном и торцовом забоях сокращается время загрузки ковша на 20—30%, так как наполнение его происходит быстрее благодаря увеличению толщины стружки и захвату части призмы волочения. Длина наклонного забоя часто принимается кратной пути загрузки скрепера и зависит от высоты разрабатываемого уступа H_y и угла наклона забоя α_3 . Величина α_3 не должна превышать 6—8° для песчаноглинистых и 10—12° для плотных пород. Оптимальный уклон по условиям загрузки составляет 5—6° (8—10%).

Ширина скреперной заходки A (м) при торцовом забое равна ширине полосы скреперования $B_{ск}$ (м) или может дополнительно включать транспортную полосу шириной T для перемещения груженных и порожних скреперов, дренажную полосу Z , а при выемке разрушенных пород — также полосу рыхления плотных или полускальных пород B_p (см. рис. 7.3).

Таким образом, в общем случае

$$A = B_{ск} + B_p + T + Z. \quad (7.1)$$

Ширина полосы скреперования

$$B_{ск} = n(b_p + b_r), \quad (7.2)$$

где n — число смежных проходов скрепера (обычно $n=2 \div 4$); b_p — ширина полосы резания породы, м (обычно равна ширине ковша скрепера b_k); b_r — ширина гребня высотой t между смежными проходами скрепера, м ($b_r=0,5 \div 1,5$ м).

При наличии в заходке полос скреперования, рыхления и транспортной полосы скрепер после выемки наклонного породного слоя в полосе скреперования на глубину рыхления (0,5—1,5 м) производит выемку разрушенной породы в полосе рыхления. Рыхлитель ведет подготовку породы к выемке в пределах бывшей транспортной полосы. Для проезда скреперов и других машин используется (после обработки грейдером) бывшая полоса скреперования, поэтому ширина всех указанных полос принимается одинаковой: $B_{ск}=B_p=T$. Ширина дренажной полосы $Z=2h_k \operatorname{ctg} \alpha_k$, где h_k — глубина водоотливной канавы, а α_k — угол ее откоса. При $h_k=2 \div 3$ м $Z=5 \div 7$ м.

При разработке плотных и полускальных пород торцовыми забоями с использованием мощных скреперов ширина заходки достигает 50 м и более.

Широкие заходки применяются и при забоях-площадках. При разработке россыпей ширина заходок достигает ширины или длины полигона. Ширина заходок при продольных забоях $A=t$ или $A=nt$, где n — число стружек; t — толщина стружки.

В цикле скреперования основную часть времени (до 70—

Таблица 7.1. Предельные уклоны скреперных дорог

Скреперы	Подъем	Спуск	Боковой уклон
Прицепные с тракторной тягой: с грузом	14—18*	До 27	До 12
	8—10	15	7
	20—23	До 40	До 12
порожняком	11—13	22	7
	12—15	До 27	До 10
	7—9	15	5

* Данные в числителе приведены в %, в знаменателе—в градусах.

80 %) занимает движение скрепера в грузовом и порожняковом направлениях. Это время определяется размерами карьера и отвала, местом выемки и складирования пород, уклонами дорог, схемой и скоростью движения агрегата.

Величины предельных уклонов скреперных коммуникаций приведены в табл. 7.1. Для обеспечения скорости движения скрепера не менее 15 км/ч на подъем в грузовом направлении последний не должен превышать 10—12 %. Радиус скреперных кривых $R \geq (2,5 \div 3) R_{\text{п}}$, где $R_{\text{п}}$ — минимальный радиус поворота скрепера. Значения боковых уклонов на кривых должны уменьшаться в 2 раза по сравнению с величинами, приведенными в табл. 7.1. Систематически должны осуществляться разравнивание, уплотнение, очистка и поливка скреперных коммуникаций.

Отсыпка скреперных отвалов производится горизонтальными или наклонными слоями. Толщина слоев от 0,2—0,3 до 2—3 м. Разгрузка пород на наклонном прямом участке (уклон 10—20 %) при максимальной толщине слоев и малой скорости движения скрепера позволяет сократить время, избежать сталкивания породы под откос бульдозером и обеспечить устойчивость отвала.

Для выбора модели скрепера и определения производительности заданной модели в конкретных условиях необходима оценка максимального суммарного сопротивления $W_{\text{об}}$, преодолеваемого скреперным тягачом в момент окончания наполнения ковша породой. Оно складывается из сопротивлений движению скрепера, резанию породы, перемещению призмы волочения и наполнению ковша.

Сопротивление движению (кН) скрепера

$$W_1 = G_c (\omega_0 \pm \omega_i), \quad (7.3)$$

где G_c — масса скрепера с породой, т; ω_0 — основное удельное сопротивление движению скрепера, кН/т ($\omega_0 = 1 \div 1,5$); ω_i —

Т а б л и ц а 7.2. Значение коэффициента f

Порода	Между породными частицами	Между породой и сталью
Песок, супесь	0,8	0,35
Суглинок	1	0,5
Глина	1,2	0,8
Чернозем	—	0,9
Торф влажный	—	0,65

удельное сопротивление от уклона, кН/т; $\omega_i = gi$ (i выражается в ‰).

Сопротивление резанию породы (кН)

$$W_2 = K_{Fp} b_p t \cdot 10^3, \quad (7.4)$$

где K_{Fp} — удельное сопротивление резанию, МПа; b_p и t — ширина и толщина срезаемой стружки, м (обычно $b_p = b_k$ — ширине ковша).

Сопротивления при загрузке ковша (кН) обусловлены преодолением сил тяжести породы при ее движении вверх W_3 и трения движения W_4 частиц породы между собой и стенками ковша:

$$W_3 + W_4 \approx 10^{-3} (1 + f) b_p t h \gamma_p g, \quad (7.5)$$

где f — коэффициент трения движения частиц породы о стенки ковша и между собой (табл. 7.2); h — высота заполнения ковша, м (обычно $h = 1,2 \div 1,9$ м и более); γ_p — плотность разрыхленной породы в ковше, кг/м³.

При выемке песчаных пород и щебеночно-гравийной массы усилие резания составляет 20—25 % общего сопротивления, а при глинистых породах — 60—75 %.

Тяговое усилие скрепера P_T должно преодолевать общее сопротивление породы копанью (кН):

$$P_T \geq W_{об} = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 = K_F b_k t \cdot 10^3, \quad (7.6)$$

где K_F — удельное сопротивление породы копанью при скреперной выемке, МПа.

7.3. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ СКРЕПЕРОВ

Паспортная производительность, определяемая по формуле (6.7), соответствует выемке при забое-площадке паспортной породы, $P_{э.с}$ равен $P_{э.п}$ (табл. 7.3), перемещение ее по горизонтальному в плане и в профиле пути на расстояние 100 м при беспрепятственной ее разгрузке горизонтальным слоем. Для каждого типоразмера скрепера указанным условиям соответствуют определенные расчетные (паспортные) толщина

Таблица 7.3. Показатели, характеризующие паспортную производительность скреперов

Показатели	Емкость ковша скрепера, м ³			
	3—5	8—12	15—20	более 20
Площадь поперечного сечения стружки F_p , м ²	0,3—0,4	0,5—0,6	0,65—0,7	0,75—0,85
Длина пути загрузки $l_{з.п.}$, м	10—12	16—20	23—30	30—35
Скорость движения скрепера при загрузке $v_{з.п.}$, м/с	0,2—0,3	0,3—0,35	0,35—0,45	0,4—0,5
Продолжительность загрузки ковша $t_{з.п.}$, с	40—50	55—60	65—70	70—75
Паспортный показатель трудности экскавации пород $P_{э.п.}$	0,6—1	1,2—1,6	1,8—2,6	2,8—3,6
Коэффициент влияния размера скрепера $K_{р.к.}$	1	0,97—0,93	0,9—0,85	0,8—0,7

и площадь поперечного сечения стружки, скорость движения при загрузке, длина ее пути и продолжительность (см. табл. 7.3).

Эффективная производительность (м³/ч)

$$Q_{эф} = 3600EK_{н.к.}/(T_{ц}K_{р.к.}) \quad (7.7)$$

Коэффициенты $K_{н.к.}$ и $K_{р.к.}$ зависят в основном от трудности экскавации и влажности породы. Средние значения коэффициента разрыхления породы в ковше $K_{р.к.}$ и коэффициента наполнения ковша $K_{н.к.}$ при выемке скреперами пород естественной влажности приведены ниже.

$K_{н.к.}$	До 2	2,5—3	3,5—4
$K_{р.к.}$	1,15—1,20	1,25—1,30	1,30—1,40
$K_{н.к.}K_{р.к.}$	0,95—1,10	0,85—0,95	0,75—0,85

Продолжительность рабочего цикла скрепера (с)

$$T_{ц} = t_{з.п.} + t_{д.г.} + t_{д.п.} + t_{р.п.} + n_1 t_{п.п.} + n_2 t_{п.} = l_{з.п.}/v_{з.п.} + l_{д.г.}/v_{д.г.} + l_{д.п.}/v_{д.п.} + K_{пл} l_{р.п.}/v_{р.п.} + n_1 t_{п.п.} + n_2 t_{п.} \quad (7.8)$$

где $t_{з.п.}$ — время загрузки ковша скрепера, с; $t_{д.г.}$ и $t_{д.п.}$ — соответственно время движения груженого и порожнего скрепера, с; $t_{р.п.}$ — продолжительность разгрузочно-планировочных операций скрепера, с; $t_{п.п.}$ — время одного переключения передач, с ($t_{п.п.} \approx 3$ с); n_1 — число переключений передач ($n_1 = 2 \div 6$); n_2 — время одного поворота скрепера, с; n_2 — число поворотов скрепера за цикл его работы; $l_{з.п.}$, $l_{д.г.}$, $l_{д.п.}$, $l_{р.п.}$ — соответственно длина пути при загрузке, с грузом, порожняком и при

Во время движения последних и разгрузки в объеме призма

Цикл работы бульдозера состоит из заезки горизонтального

разной и перемещением породы под уклон.

Плоская, продольный и торцовый откосы уступа или

такая площадка, как и колесного скрепера, могут яв-

образные, полу-U-образные и буксировочные лемехи.

канатное или гидравлическое. По форме различаются прямые,

лемех бульдозера может быть неповоротным (чаще всего)

110 кВт) и легкие (25—60 кВт).

(от 250 кВт), мощные (110—250 кВт), средние (75—

этого тягача бульдозеры подразделяются на сверхмощные

емку, перемещение и складируемые породы. По мощности ба-

лемежом. Как и колесный скрепер, он может производить вы-

Бульдозер — гусеничный или колесный тягач, оборудованный

74 ПРОЦЕСС ВЫЕМКИ ПОРОД БУЛЬДОЗЕРАМИ

Время одного поворота скрепера при изменении емкости его

ковша от 2 до 15 м³ увеличивается с 15 до 30 с.

Путь разгрузки скрепера составляет 10—20 м, а скорость

это движение $v_p = 0,8 \div 1,2$ м/с. Коэффициент $K_{мг} \approx 2$ при разра-

вания горизонтального слоя самим скрепером; при использо-

вания для этой цели бульдозеров и разрузке наклонными

слоями $K_{мг} \approx 1$.

приближенно принимать равными скоростями движения авто-

летать по участкам с различными дорожными условиями или

скорости движения полирипичных скреперов необходимо опре-

пользования дорор с разными типами покрытия и профилем

Г_{п.н} — вес призматической волочащей
 P_в — вертикальная составляющая
 суммарной реакции P породы

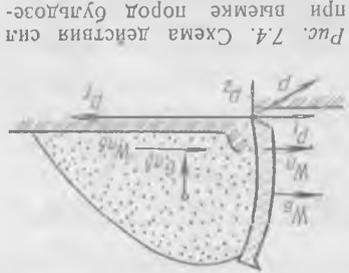


Рис. 74. Схема действия сил при выемке пород бульдозе-

расстояние транспортирования, передел определяются технологиче-

0,5 км по временным дорогам сред-

ная скорость движения полуприце-

ного скрепера с грузом может при-

наиматься равной 2,5 м/с, а припе-

ного скрепера — 1,3 м/с; средняя

скорость порожних скреперов этих

типов соответственно равна 4,5 и

2 м/с. При увеличении расстояния

транспортирования породы и ис-

Т а б л и ц а 7.4. Средние значения коэффициента K_c

Значения коэффициента K_c при емкости ковша скрепера $E, м^3$	Действительный показатель трудности экскавации пород скрепером $\Pi_{гс}$			
	3-5	8-12	15-20	горее 20
1,15	1	1	1,1	1,15
1,05	0,9	0,93	1	1,05
0,93	0,75	0,8	0,9	0,93

разружке скрепера, $m; v_a, v_{r.1}, v_{r.2}$ и v_p — соответственно скорости движения скрепера при разрушке, в грузовой и порожней части направления и при разрушке, $m/c; K_{пн}$ — коэффициент учитывающий относительную продолжительность планировки породы после разрушки.

Длина пути (м) разрушки скрепера

$$l_a = E \Pi_{гс} K_{пн} k_{пн} (F_{пн} \Pi_{гс} K_{пн} k_{пн})$$

где $\Pi_{гс}$ — действительный показатель трудности экскавации породы при выемке скрепером определенного типа замера; $\Pi_{гс.пн}$ — паспортный показатель трудности экскавации породы при выемке скрепером определенного типа замера при выемке скрепером определенного типа замера (при заборе шпатель) (см. табл. 7.3); $F_{пн}$ — паспортная (расчетная) площадь поперечного сечения стружки, m^2 (см. табл. 7.3); $k_{пн}$ — коэффициент толшины стружки (обычно $k_{пн} = 0,7$).

Скорость движения скрепера при разрушке (м/с) может быть определена по формуле

$$v_a = v_{гс.пн} K_{гс}$$

(7.10)

где $v_{гс.пн}$ — паспортная скорость движения скрепера при разрушке, м/с (см. табл. 7.3); $K_{гс}$ — коэффициент типа тали: для грузинных и колесных талей соответственно $K_{гс} \approx 1,0$ и $K_{гс} \approx 1,25$; K_c — коэффициент, учитывающий изменение скорости движения в зависимости от трудности экскавации породы (табл. 7.4).

Продолжительность разрушки ковша скрепера (с) может при-
ближенно определяться по формуле

$$t_{гс} = t_{гс.пн} \left[1 \pm \frac{\Pi_{гс.пн}}{(G_c + 0,5G_{пн}) \omega_t} P_{гс} \right]$$

(7.11)

где $t_{гс.пн}$ — паспортная продолжительность разрушки ковша скрепера при выемке скрепером определенного типа замера, с (см. табл. 7.3); G_c — масса порожнего скрепера с талем, т; $G_{пн}$ — масса породы в ковше после его наполнения, т; $P_{гс}$ — относительное усилие скрепера, кН/т, учитываемое при выемке породы торовым или фронтальным забором.

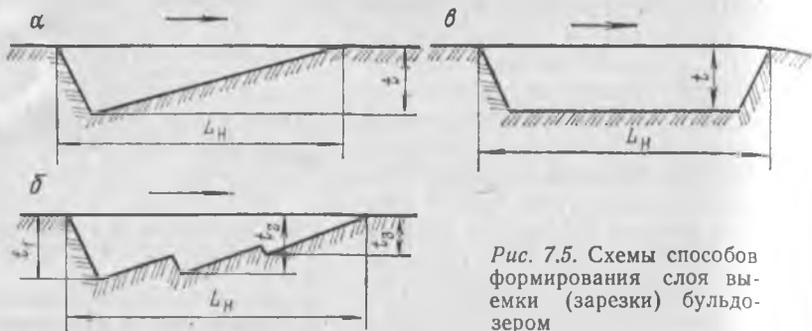


Рис. 7.5. Схемы способов формирования слоя выемки (резки) бульдозером

нию породы лемехом (горизонтальная составляющая P_1 суммарной реакции P породы), перемещению породной призмы волочения $W_{п.в}$, подъему породы вверх по лемеху $W_{п.}$, от уклона W_i . Таким образом, должно соблюдаться условие

$$P_T \geq W_{\sigma} + P_1 + W_{п.в} + W_{п.} + W_i = \omega_0 G_{\sigma} + K_{F_p} b t \cdot 10^3 + (1,2 - 1,3) \cdot 10^{-3} \cdot V_{п.в} \gamma_p f g \pm (G_{\sigma} + V_{п.в} \gamma_p) \omega_i, \quad (7.12)$$

где ω_0 — основное удельное сопротивление движению тягача, кН/т; ($\omega_0 = 0,8 \div 1,2$ кН/т); G_{σ} — масса бульдозера, т; K_{F_p} — удельное сопротивление породы резанию, МПа; b, t — соответственно ширина и толщина стружки, м; $V_{п.в}$ — объем призмы волочения, м³; γ_p — плотность разрыхленной породы, кг/м³; f — коэффициент трения породы (см. табл. 7.2); ω_i — удельное сопротивление движению тягача от уклона, кН/т.

Ориентировочные значения K_{F_p} и γ_p при расчете тяговых усилий бульдозера приведены ниже.

Порода	Глина	Супесь и суглинок	Песок
K_{F_p} , МПа	0,12—0,20	0,07—0,10	0,05—0,06
γ_p , кг/м ³	1200—1800	1600—1800	1500—1700

Сопротивления $W_{п.в}$ и $W_{п.}$ при резке слоя выемки возрастают от нуля до максимальной величины по мере накопления породы в призме волочения. Для полного использования тягового усилия бульдозера в течение всего периода резки целесообразно постепенно уменьшить сопротивление P_1 , что достигается клиновидной резкой (рис. 7.5, а), когда толщина стружки t уменьшается по мере накопления породы перед лемехом. При разработке плотных пород целесообразна гребенчатая резка с многократным заглублением лемеха на толщину стружек t_1, t_2 и t_3 (рис. 7.5, б), иначе $P_1 > P_T$. В легких связных и песчаных породах используется ленточная резка (рис. 7.5, в), при которой толщина стружки $t = t_{\max} = \text{const}$, а длина участка резки

(набора породы) L_n и время накопления породной призмы перед лемехом минимальны.

Ширина стружки b принимается равной длине лемеха l_n при выемке сыпучих и неуплотненных мягких пород. С повышением трудности экскавации (величины K_{Fp}) ширина стружки уменьшается, а длина выемочного участка увеличивается. Практически параметры b и t регулируют совместно, чтобы выдерживать допустимые значения P_1 .

При перемещении породы, когда $P_1=0$, резерв мощности трактора может быть использован как на увеличение скорости перемещения, так и объема призмы волочения на 12—15%, для чего лемех оснащают щеками или открывками-уширителями и козырьком.

Плотные, трещиноватые полускальные и мерзлые породы необходимо готовить к выемке механическим рыхлением. При выемке взорванных пород размер породных кусков не должен превышать 100—120 см. Рационален боковой набор породы с движением бульдозера по подошве уступа вдоль развала с частичным внедрением в него лемеха (выемка узкой заходкой). Если длина пути набора породы L_n и угол откоса развала β , то действительный объем (m^3) призмы волочения

$$V_{п. в} = 0,5 (ml_n)^2 L_n \operatorname{tg} \beta, \quad (7.13)$$

где $m = b/l_n$ — отношение части лемеха, внедряемой в породу, к полной его длине l_n .

Расчетный объем призмы волочения при высоте лемеха h_n

$$V_{п. в. p} = 0,5 h_n^2 l_n \operatorname{ctg} \beta. \quad (7.14)$$

При $L_n = 8 \div 10$ м $m = 0,2 \div 0,4$, а ширина узкой заходки $A_y = ml_n = 0,7 \div 1,2$ м. Высота развала при бульдозерной выемке по условиям безопасности не должна превышать 5—7 м. Из-за увеличения времени выемки взорванной породы и уменьшения объема призмы волочения (за счет увеличения коэффициента рыхления и угла естественного откоса пород) производительность бульдозера снижается в 1,5—2 раза по сравнению с разработкой мягких пород.

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 породы (рис. 7.6, а, б); глубина образующейся траншеи составляет 0,6—0,7 м. В мягких породах бульдозеры иногда работают спаренно (рис. 7.6, в), при этом производительность их увеличивается на 30—50%.

С увеличением расстояния транспортирования породы L_T до 50—100 м весь участок перемещения разбивают на две-три части (l_1, l_2, l_3). В конце каждой части породу штабелируют

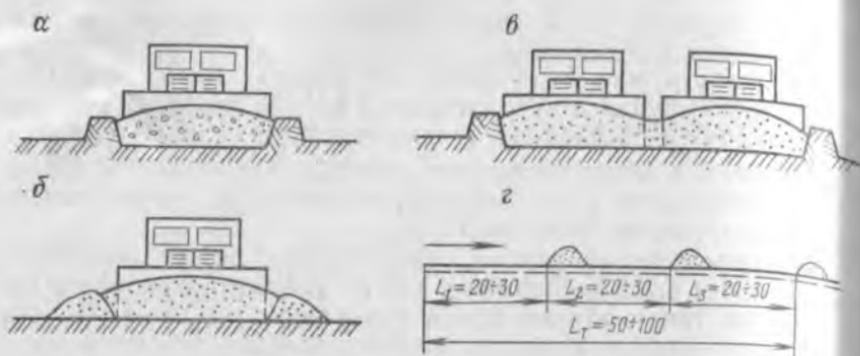


Рис. 7.6. Схемы способов уменьшения потерь породы при их транспортировании бульдозером:

a — созданием траншей; *б* — многократными проходами по одному следу; *в* — спаривной работой бульдозеров; *г* — созданием промежуточных валов

в виде промежуточного вала, последовательно перемещаемого к месту разгрузки (рис. 7.6, *г*). Продолжительность цикла при этом увеличивается, но производительность бульдозера возрастает на 30—40 % за счет уменьшения потерь и улучшения набора породы.

Схемы движения бульдозера — челноковая и кольцевая. Кольцевую схему целесообразно применять при расстоянии транспортирования более 50 м.

При работе бульдозера допустимы следующие максимальные уклоны, %:

ход:	подъем	спуск	поперечный уклон
груженный	15—18	50	30
порожний	35—42	50	30

Разгрузка бульдозера производится под откос уступа по-слою с последующим разравниванием (поднятием лемеха на высоту слоя) или штабелированием в зависимости от характера работы и вида применяемого затем погрузочного оборудования.

7.5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ БУЛЬДОЗЕРОВ

Паспортная производительность бульдозера соответствует выемке в забое-площадке породы, когда $P_{з, в} = P_{з, п}$, при расчетных параметрах слоя выемки (табл. 7.5), перемещении расчетной призмы волочения на 10 м, беспрепятственной разгрузке породы и холостом ходе бульдозера на то же расстояние.

Таблица 7.5. Показатели, характеризующие паспортную производительность бульдозеров

Показатели	Мощность бульдозера, кВт			
	75 и менее	100—130	140—220	300 и более
Площадь поперечного сечения стружки $F_{п.}$, м ²	0,2—0,3	0,4—0,5	0,6—0,7	0,8—1
Расчетный объем призмы волочения $V_{п.в.}$, м ³	2—2,5	4—5,5	7—10	12—15
Длина участка набора породы $l_{н.п.}$, м	8—10	10—12	12—14	15—16
Скорость движения бульдозера при наборе породы (выемке) $v_{н.п.}$, м/с	0,3—0,4	0,4—0,5	0,5—0,6	0,6—0,7
Продолжительность набора породы $t_{н.п.}$, с	20—25	20—25	20—25	20—25
Паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{э.п.}$	1,2—1,8	2,0—2,6	2,8—3,8	4—5
Коэффициент влияния типоразмера бульдозера $K_{тр}$	1,08—1,03	1	0,97—0,92	0,9—0,8

Таблица 7.6. Значения коэффициента K_d

Дальность перемещения породы, м	На горизонтальном участке	При уклоне 10%	При уклоне 20%	На подъеме 10%
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Эффективная производительность бульдозера (м³/ч)

$$Q_{эф} = 3600V_{п.в}K_d/(T_{ц}K_{р.п}), \quad (7.15)$$

где $V_{п.в}$ — действительный объем призмы волочения, м³; K_d — коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы (табл. 7.6); $T_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла бульдозера, с; $K_{р.п}$ — коэффициент разрыхления породы в призме волочения.

Таблица 7.7. Объем породы в призме волочения бульдозера (в плотном теле) при разработке россыпей

Вид работы	Значения $V_{п.в}$, м ³ , при мощности бульдозера, кВт					
	65	80	105	130	220	280
Выемка торфов	1,9	2,2	2,5	3,8	5,3	6,4
Разработка и транспортирование песков к промысловым установкам	1,7	1,95	2,2	3,4	5,1	
Выемка мерзлых горных пород	1,17	1,35	1,5	2,4	3,2	3,9
Снятие растительного слоя и развалка конусных отвалов	2	2,3	2,6	3,85	3,75	
Складирование шахтных песков	1,3	1,55	1,72	2,85	3,75	

Объем призмы волочения в плотном теле (т. е. $V_{п.в}/K_{р.п}$) для условий разработки россыпей может быть принят по данным табл. 7.7. В общем случае

$$V_{п.в} = V_{п.в.р} K_{т.э}, \quad (7.16)$$

где $V_{п.в.р}$ — расчетный объем призмы волочения, м³ (табл. 7.5); $K_{т.э}$ — коэффициент, учитывающий трудность экскавации породы.

Значения $K_{т.э}$ при фактическом показателе трудности экскавации пород $\Pi_{э.б}$ бульдозером определенного типоразмера приведены ниже.

$\Pi_{э.б}$	До 2	2,5—3	3,5—4
$K_{т.э}$	1	0,87	0,79

Время рабочего цикла бульдозера (с) приближенно определяется по формуле

$$T_{ц} = t_{н} + t_{д.г} + t_{д.п} + t_{в} = L_{н}/v_{н} + L_{д.г}/v_{д.г} + (L_{н} + L_{д.г})/v_{д.п} + t_{в}, \quad (7.17)$$

где $t_{н}$ — время набора (выемки) породы, с; $t_{д.г}$ и $t_{д.п}$ — соответственно время перемещения породы и обратного хода бульдозера, с; $t_{в}$ — время вспомогательных операций, приходящихся на рабочий цикл бульдозера, с ($t_{в} = 7 \div 10$ с); $L_{н}$ и $L_{д.г}$ — соответственно расстояния набора и перемещения породы, м; $v_{н}$, $v_{д.г}$ и $v_{д.п}$ — соответственно средние скорости набора породы груженого и обратного хода, м/с.

Время набора породы (с) приближенно может быть определено по формуле

$$t_{н} = t_{н.п} \Pi_{э.б} / \Pi_{э.п}, \quad (7.18)$$

где $t_{н.п}$ — паспортная продолжительность набора породы, с (см. табл. 7.5); $\Pi_{э.б}$ и $\Pi_{э.п}$ — фактический и паспортный пока-

Таблица 7.8. Средние расчетные скорости движения бульдозеров

Разрабатываемые породы	Мощность бульдозера, кВт	Скорость движения бульдозера, м/с		
		набор породы	перемещение породы	обратный ход до 30 м
Песчаные и мягкие	75	0,4	0,6	1
	105	0,45	0,65	1,05
	130	0,5	0,7	1,1
	220	0,55	0,9	1,25
	Более 220	0,6	1	1,45
Плотные, щебеночно-гравийные и слежавшиеся связные	75	0,3	0,45	0,8
	105	0,35	0,5	0,9
	130	0,4	0,6	1
	220	0,5	0,8	1,15
	Более 220	0,55	0,9	1,35
Мелковзорванные	75	0,2	0,3	0,65
	105	0,25	0,35	0,7
	130	0,3	0,4	0,75
	220	0,35	0,6	0,9
	Более 220	0,4	0,7	1,1

затели трудности экскавации пород бульдозером определенного типоразмера (см. табл. 7.5).

Расстояние набора породы (м)

$$L_{п.в} = V_{п.в} P_{э.б} k_{п.в} / (F_{п.в} P_{э.п} k_{т.п}), \quad (7.19)$$

где $V_{п.в}$ — объем (в плотном теле) призмы волочения бульдозера, m^3 ; $F_{п.в}$ — паспортная площадь поперечного сечения стружки, m^2 (см. табл. 7.5); $k_{п.в}$ — коэффициент, учитывающий потери породы при наборе (средняя величина $k_{п.в} \approx 1,2$); $k_{т.п}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки ($k_{т.п} \approx 0,7$).

Средние скорости набора породы, груженого и обратного хода бульдозера приведены в табл. 7.8. При расстоянии обратного хода более 30 м скорость движения (м/с) бульдозера

$$v_{д.п} = v_{д.п} K_y, \quad (7.20)$$

где $v_{д.п}$ — скорость обратного хода бульдозера при расстоянии движения до 30 м (см. табл. 7.8); K_y — коэффициент увеличения скорости в зависимости от расстояния перемещения породы. Его значения приведены ниже.

Расстояние обратного хода бульдозера, м	31—40	41—50	51—60	61—70	71—80	81—90	91—100
K_y	1,17	1,28	1,37	1,44	1,50	1,55	1,59

Продолжение

Расстояние обратного хода бульдозера, м	101—110	111—120	121—130	131—140	141—150
K_y	1,62	1,64	1,65	1,66	1,67

Эффективная производительность бульдозера при планировочных работах ($\text{м}^2/\text{ч}$)

$$Q_{\text{т. пл}} = \frac{3600 L_{\text{пл}} (b - a)}{n (L_{\text{пл}}/v_{\text{пл}} + t_{\text{п}})}, \quad (7)$$

где $L_{\text{пл}}$ — длина планируемого участка, м; b — ширина полосы за один проход бульдозера, м ($b_{\text{max}} = l_{\text{п}}$); a — ширина перекрытия полос, м ($a = 0,3 \div 0,5$ м); n — число проходов бульдозера по одной полосе; $v_{\text{пл}}$ — средняя скорость бульдозера при планировке (обычно на первой передаче), м/с; $t_{\text{п}}$ — время, затрачиваемое на повороты при каждом проходе, с (на один поворот $t_{\text{п}} = 8 \div 12$ с).

7.6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТ

При выемке, перемещении и разгрузке породы в широком диапазоне изменяется сопротивление движению выемочной транспортирующей машины. Для лучшего заполнения ковша скрепера и лемеха бульдозера оператор в завершающей стадии процесса во многих случаях вынужден применять специальные приемы (клевки, рывки муфтой сцепления и т. д.).

Ввиду относительно больших скоростей движения современных бульдозеров и скреперов машинист при работе бульдозера осуществляет до 1200 переключений рычагов в час, а при работе скрепера 400—500. Большая часть переключений приходится на привод рабочего органа машины и требует каждый раз усилия, равных 120—200 Н. Они вызывают быстрое утомление машиниста, в связи с чем производительность машины к концу смены падает по характерной кривой (рис. 7.7) и не обеспечивается достаточный контроль за качеством выемки.

Полная автоматизация работы бульдозеров и скреперов — сложная и пока не решенная техническая задача. Первоочередным требованием является автоматическое регулирование процесса копания, позволяющее резко сократить трудоемкость управления машиной за счет уменьшения числа ручных включений привода рабочего органа в 2—3 раза, оптимально использовать тяговые возможности, увеличить скорости отдельных операций выемки в 1,5—2 раза, повысить производительность агрегата.

Регулируемым объектом системы автоматического управления (САР) является рабочий орган, а регулируемой величиной — толщина стружки. Первичное воздействие на САР может оказывать оператор, задавая начальную толщину стружки. Режим загрузки двигателя определяется настройкой, а обеспечивается изменением крутящего момента, тягового усилия, скорости вращения или скорости движения агрегата.

Проще автоматизация работы достигается при дизель-электрических тракторах. В этих случаях устанавливается два

ма движения: рабочий и транспортный. Скорость движения автоматически регулируется трансмиссией в соответствии с внешним сопротивлением.

Разработанные САР на траки и скреперов основаны на принципе автоматической стабилизации (выравнивания) приведенной нагрузки в зависимости от сил сопротивления.

Стабилизация достигается изменением толщины срезаемой стружки по мере наполнения рабочего органа породой. Эксплуатационные испытания машин, оборудованных САР, показали, что автоматизация процесса копания породы обеспечивает увеличение производительности скреперных агрегатов на 12—16 %, бульдозеров на 14—22 %. Наиболее эффективны также САР при относительно небольшом удельном весе транспортных операций в технологическом цикле агрегатов, в частности, при возведении насыпей, устройстве выемок, вскрышных работах на прирассовых карьерах и т. п.

Автоматизация процесса копания выемочно-транспортными машинами осуществляется также с помощью объемного гидравлического привода. Созданные гидравлические регуляторы, основанные на выравнивании производительности двух объемных насосов, обеспечивают постоянное сопротивление копанию за счет подъема и опускания лемеха бульдозера, если буксование больше или меньше определенной величины.

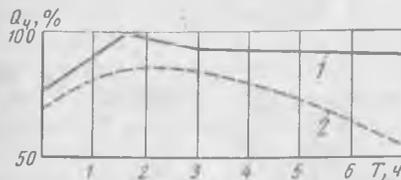


Рис. 7.7. График изменения часовой производительности скрепера $Q_{ч}$ в течение смены T при автоматическом (1) и ручном (2) управлении

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОГРУЗЧИКОВ

Одноковшовые погрузчики предназначены для работы в качестве выемочно-погрузочного, выемочно-транспортного или выемочного оборудования. В комплексе с погрузчиками обычно применяют автомобильный транспорт.

Наибольшее напорное усилие (усилие внедрения) (кН), развиваемое погрузчиком,

$$P_{\text{н}} = P_{\text{т}} = \psi G_{\text{сц}} g, \quad (7.22)$$

где $P_{\text{т}}$ — наибольшее тяговое усилие, кН; $G_{\text{сц}}$ — масса погрузчика, т; ψ — коэффициент сцепления между колесами или гусеницами погрузчика и породой; у колесных погрузчиков $\psi \approx 0,5 \div 0,65$, у гусеничных погрузчиков $\psi \approx 0,65 \div 0,7$.

Выпускаемые отечественной промышленностью погрузчики имеют ковши грузоподъемностью 2—5 т при мощности машин 170—175 кВт, массе их 9—32 т, наибольшем тяговом усилии 60—170 кН и высоте разгрузки 2,7—4,1 м. Такие погрузчики



Рис. 7.8. Схемы способов выемки пород погрузчиками

применяют для погрузочно-разгрузочных и земляных работ объемом до 150—250 тыс. м³/год. Предусматривается выпуск большегрузных пневмоколесных погрузчиков грузоподъемностью 10, 15, 25 и 40 т при мощности 260—1100 кВт и тяговом усилии 150—500 кН и более. Ковши погрузчиков изготавливают со сплошной режущей кромкой или зубьями (для выемки взорванных пород).

Погрузчики имеют сменное рабочее оборудование (до 30 видов), включая ковши различной емкости, обратную лопату, грейдер, скелетный ковш для камня, бульдозерный лемех, рыхлитель, челюстной и вилочный захваты, крановую стрелу, проволочную щетку для зачистки автодорог и др. На замену навесного оборудования необходимо только 0,6—1 ч, что позволяет увеличить коэффициент использования базовых тягачей.

7.8. ВЫЕМКА ПОРОД ПОГРУЗЧИКАМИ

Погрузчиками можно производить выемку мягких пород непосредственно из массива, механически разрушенных пород (тракторными рыхлителями или зубьями, закрепленными на погрузчиках) или взорванных пород из развала. При выемке более плотных и тяжелых пород целесообразно использовать специальные усиленные ковши уменьшенной емкости и выемочные подхваты.

Выемка породы осуществляется за счет напорного усилия поворота ковша и подъема стрелы погрузчика. Различают способы выемки: раздельный, совмещенный, экскавационный и полойный (рис. 7.8).

При раздельном способе, применяемом для экскавации сыпучих пород малой плотности из развала, выемка производится за три последовательные операции. Сначала осуществляется внедрение ковша на уровне подошвы забоя в породу.

до упора в нее задней стенкой (рис. 7.8, а, 1) при поступательном движении погрузчика со скоростью 0,6—1,1 м/с (на первой или второй передачах). Далее ковш поворачивается на заданный угол запрокидывания (рис. 7.8, а, 2) без продвижения погрузчика. Третья операция заключается в подъеме наполненного ковша (рис. 7.8, а, 3) в транспортное положение (на высоту 0,3—0,4 м), после чего погрузчик задним ходом отъезжает от забоя.

При совмещенном способе выемки опущенный ковш напорным усилием внедряется на уровне подошвы забоя в породу на глубину $(0,2 \div 0,5) l_k$ (l_k — длина ковша), после чего одновременно осуществляются подъем стрелы и поворот ковша при непрерывном поступательном движении погрузчика (рис. 7.8, б). При этом необходимо равенство скоростей движения погрузчика (на первой-второй передачах) и подъема ковша. Совмещенный способ обычно применяется при выемке мягких и мелкоковзорованных пород, обеспечивая высокую степень наполнения ковша и сокращение времени черпания, так как позволяет свести горизонтальное усилие внедрения ковша в два-три раза по сравнению с раздельным способом выемки.

С дальнейшим увеличением трудности экскавации пород применяется экскавационный способ выемки, при котором совмещаются внедрение в породу (на глубину $0,3 l_k$) ковша и его подъем (рис. 7.8, в) за счет одновременного подъема стрелы и поступательного движения погрузчика. После выемки режущей кромки ковша из забоя выполняются поворот ковша и отъезд погрузчика от забоя.

Внедрение ковша при выемке связных и среднекусковатых мелкоковзорованных пород производится в стопорном режиме с подъемом передней части погрузчика (рис. 7.8, г) при одновременном покачивании ковша в вертикальной плоскости и поступательном движении погрузчика к забою. При этом усилие внедрения минимальное, а сопротивление породы копанию уменьшается.

Последний способ выемки (рис. 7.8, д) является разновидностью раздельного способа при тонких горизонтальных или наклонных слоях выемки, когда ковш постепенно наполняется при непрерывном движении погрузчика на первой или второй передаче, что аналогично выемке скреперами.

Забой одноковшового погрузчика — торцовый, фронтальный или забой-площадка. При использовании погрузчика в качестве экскавационно-погрузочного оборудования он после наполнения ковша отъезжает от забоя, совмещая подъезд к автосамосвалу с подъемом ковша на необходимую высоту разгрузки. Применяется ряд схем работы погрузчиков в забое (рис. 7.9).

Схема рис. 7.9, а с отъездом, разворотом на $30—45^\circ$ и подъемом пневмоколесного погрузчика к автосамосвалу наиболее широко применяется при фронтальном забое и широкой загрузке при торцовом забое, обеспечивая минимальное перемещение погрузчика.

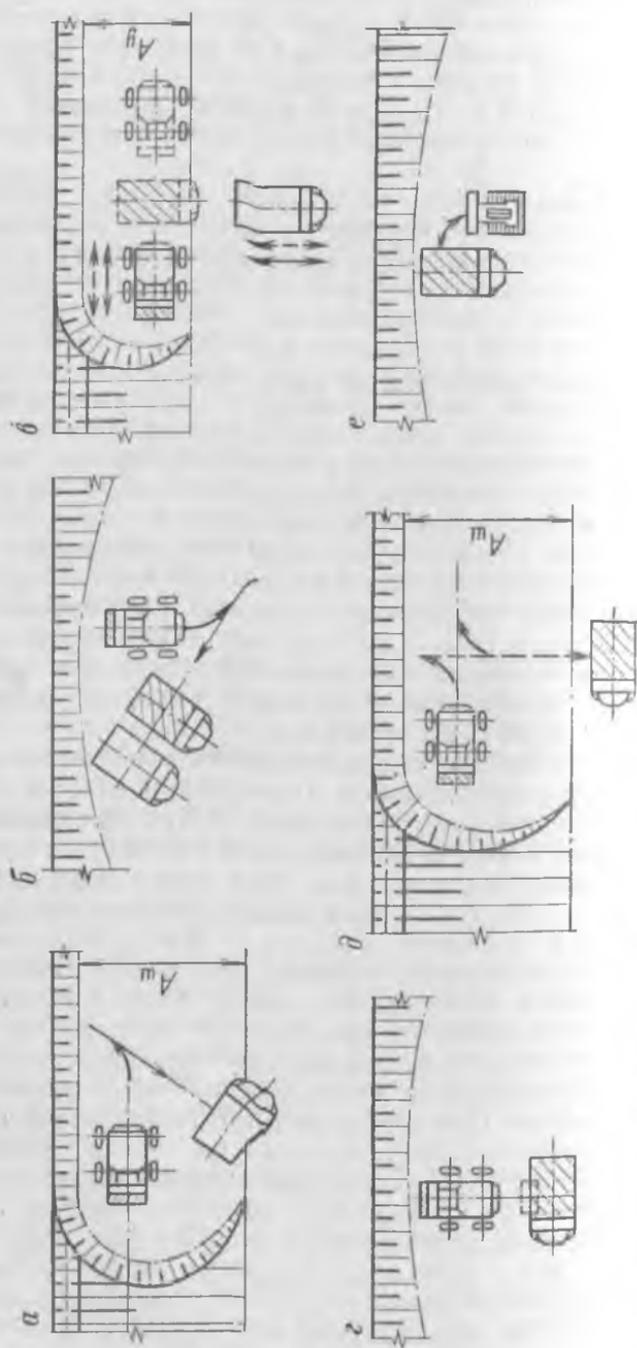


Рис. 79. Схемы работы погрузчиков

Схема рис. 7.9, б отличается от предыдущей спаренной установкой автосамосвалов под погрузку, что обуславливает увеличение ширины рабочей площадки при любом типе забоя и ширины заходки при торцовом забое, а также расстояния перемещения погрузчика.

Схема рис. 7.9, в, предусматривающая челночное движение погрузчика по нормали к забою на 8—12 м и установку автосамосвала между забоем и погрузчиком, применяется при выемке породы пневмоколесным погрузчиком в узкой заходке торцовым забоем, работе гусеничного погрузчика с передней разгрузкой как при фронтальном, так и торцовом забое, а также сквозном движении автосамосвалов на уступе при фронтальном забое.

По схеме рис. 7.9, г, также предусматривающей челночное движение на 5—10 м, работает погрузчик с задней разгрузкой. Автосамосвалы устанавливаются на расстоянии 8—13 м от забоя.

Схема рис. 7.9, д, требующая двух разворотов погрузчика и увеличения расстояния его перемещения, используется только при торцовых забоях, широких заходках и сквозном движении автосамосвалов на уступе.

Челноковая схема рис. 7.9, е возможна при работе пневмоколесного погрузчика с боковой разгрузкой или гусеничного погрузчика, поворачивающегося на 90° за счет движения гусениц в противоположных направлениях. Отъезд погрузчика от забоя производится на расстояние 2—3 м.

По высоте различают низкие (до 2 м), нормальные (2—5 м) и высокие (более 5 м) забои. При выемке погрузчиком с ковшом емкостью более 5 м³ увеличение высоты уступа в любых породах выше 6—8 м практически не влияет на его производительность. Наиболее распространена высота уступа 5—15 м.

Минимальная ширина заходки погрузчика

$$A_{\min} = b_k + C, \quad (7.23)$$

где b_k — ширина ковша погрузчика, м; C — наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой развала или уступа, м ($C=0,4 \div 0,6$ м).

У мощных погрузчиков $b \approx 4$ м, при этом $A_{\min} = 4,5 \div 5$ м. Наиболее высокая производительность мощных погрузчиков достигается при ширине заходки 12—15 м, позволяющей применить рациональные схемы поворота погрузчика и автосамосвалов.

7. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ПОГРУЗЧИКОВ

Паспортная производительность, определяемая по формуле (6.7), соответствует выемке расчетной породы (табл. 7.9) совмещенным способом черпания, перемещению

Т а б л и ц а 7.9. Показатели, характеризующие паспортную производительность одноковшовых погрузчиков

Показатели	Емкость ковша погрузчика, м ³			
	2—3	4—6	7,5—12,5	15—20
Продолжительность черпания $t_{ч. п.}$, с	10—12	10—12	10—12	10—12
Продолжительность движения погрузчика между забоем и пунктом разгрузки и обратно при минимальном расстоянии его перемещения $t_{д. п.}$, с	26—36	30—42	36—48	40—56
Продолжительность рабочего цикла $t_{ц. п.}$, с	50—52	54—56	57—62	66—70
Паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{э. п}$	4,9—5,1	5,2—5,4	5,5—5,7	5,8—6,0
Коэффициент влияния типоразмера погрузчика $K_{тр}$	1,1—1,05	1	0,95—0,9	0,9—0,85

погрузчика по челноковой схеме на минимальное расстояние и беспрепятственной разгрузке ковша.

Эффективная производительность (м³/ч)

$$Q_{эф} = 3600E_p/T_{ц}, \quad (7.24)$$

где $T_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла погрузчика, с;
 E_p — расчетная емкость ковша, м³;

$$E_p = q_n K_{н. к} / (\gamma K_{р. к}); \quad (7.25)$$

q_n — номинальная грузоподъемность ковша погрузчика, т; γ — плотность породы в массиве, т/м³; $K_{н. к}$ и $K_{р. к}$ — соответственно коэффициенты наполнения ковша и разрыхления породы в ковше.

Средние значения коэффициента разрыхления породы в ковше $K_{р. к}$ и коэффициента наполнения ковша $K_{н. к}$ при максимальном размере куска $d_{max} < 0,35$ м приведены ниже.

Действительный показатель трудности экскавации породы погрузчиком $P_{э. пг}$	4—4,5	5—5,5	6—6,5
$K_{р. к}$	1,3—1,35	1,25—1,3	1,2—1,25
$K_{н. к}$	1,2—1,25	1,15—1,2	1,1—1,15

С увеличением кусковатости экскавируемых пород величина $K_{н. к}$ уменьшается до 0,9—1,0 при $d_{ср} = 0,25 \div 0,30$ м и до 0,6—0,7 при $d_{ср} = 0,40 \div 0,45$ м; одновременно возрастает величина $K_{р. к}$ так же, как для одноковшовых экскаваторов.

У современных пневмоколесных погрузчиков вспомогательные операции (подъем и опускание ковша, переключение ско-

Таблица 7.10. Средние показатели работы погрузчиков в качестве выемочно-погрузочного оборудования

Экскавируемые породы	Время черпания породы, с	Скорость перемещения погрузчика, м/с, при его мощности, кВт	
		до 180	более 220
Песчаные и мягкие	9—12	1,4—1,6	1,5—1,7
Плотные и щебеночно-гравийные	10—15	1,2—1,4	1,4—1,5
Мелковзрваные	12—18	1—1,1	1,2—1,4

постей и т. д.) полностью совмещаются с основными операциями рабочего цикла, продолжительность которого (с)

$$T_{ц} = t_{ч} + t_{д.г} + t_{д.п} + t_{р} = t_{ч} + 2l/v_{ср} + t_{р}, \quad (7.26)$$

где $t_{ч}$ — время черпания, с; $t_{д.г}$ и $t_{д.п}$ — соответственно время движения груженого и порожнего погрузчика, с; $t_{р}$ — время разгрузки ковша, м; l — расстояние перемещения породы, м; $v_{ср}$ — средняя скорость перемещения погрузчика, м/с.

Приближенно время черпания породы при совмещенном способе выемки может быть определено по формуле

$$t_{ч} = t_{ч.п} P_{э.п} / P_{э.п}. \quad (7.27)$$

Обычно время черпания породы находится в пределах, указанных в табл. 7.10.

При работе пневмоколесных погрузчиков в качестве выемочно-погрузочного оборудования, когда расстояние перемещения породы не превышает 20—25 м, средневзвешенная скорость движения погрузчиков находится в пределах 1—1,8 м/с. Для расчетов производительности погрузчиков в этих условиях могут приниматься значения скорости их движения, приведенные в табл. 7.10.

При работе пневмоколесных погрузчиков в качестве выемочно-транспортных машин скорость их движения по карьерным автодорогам может приниматься равной нормативной скорости движения автосамосвалов в аналогичных условиях или определяться тяговыми расчетами по отдельным участкам движения.

Время разгрузки ковша принимается равным 3—4 с.

8. ВЫЕМКА ПОРОД ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

8.1 ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ МЕХАНИЧЕСКИХ ЛОПАТ

Механические лопаты подразделяются на три основных типа: С — строительные, К — карьерные, В — вскрышные.

Универсальные экскаваторы строительного типа с ковшами емкостью 0,5—2 м³, дизельным или дизель-электрическим

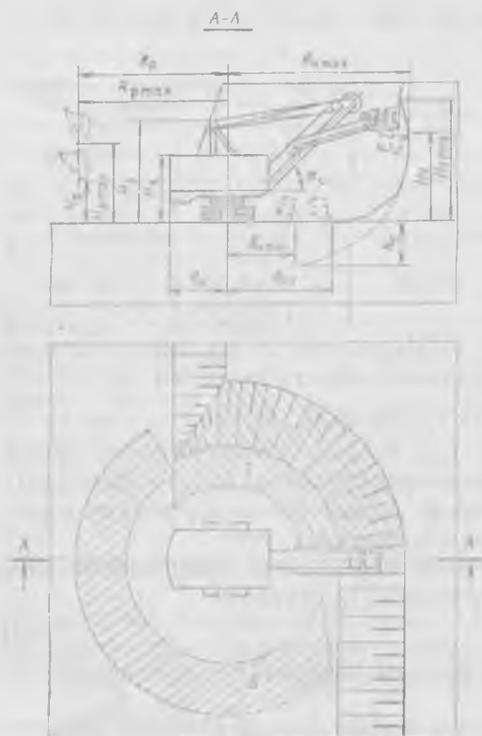


Рис. 8.1. Схема забоя и рабочие параметры мехлопаты:
I, II — зоны соответственно черпания и разгрузки

Для верхней погрузки предпочтительны карьерные лопаты с удлиненным рабочим оборудованием. При равном объеме ковша техническая производительность экскаватора с удлиненным оборудованием на 20—40 % ниже, чем обычных лопат. Верхняя погрузка эффективна в тех случаях, когда в результате резкого улучшения транспортного обслуживания повышается эксплуатационная производительность экскаваторов, сокращаются затраты на транспортирование пород, улучшаются общие показатели горных работ карьера (скорость продвижения фронта, темп углубления и др.).

Механические лопаты вскрышного типа с ковшом емкостью до 100 м³ и более применяют для перевалки пород в выработанное пространство и реже (при емкости ковша E до 15 м³) — для погрузки. Высота уступа 10—50 м.

Основные технологические параметры механических лопат: емкость ковша, рабочие параметры, габариты, преодолеваемый уклон, масса, удельное давление на грунт. К рабочим параметрам

приводом, на гусеничном ходу применяются для выемки песчаных, мягких и мелкоразрушенных пород на карьерах производственной мощностью 0,5—2 млн. м³/год по горной массе, а также на более крупных карьерах при раздельной выемке маломощных залежей. Погрузка нижняя. Высота уступа до 6—8 м.

Карьерные механические лопаты с электрическим многодвигательным приводом, на гусеничном ходу применяются для выемки мягких и разрушенных пород любой кусковатости. Емкость ковша 2—20 (до 25) м³. Высота уступов 6—20 м. Применяются на карьерах любой производственной мощности. Выпускаются карьерные лопаты с гидравлическим приводом рабочего оборудования.

Наиболее распространена нижняя погрузка.

рам относятся радиус и высота черпания и разгрузки, которые зависят от длины рукоятки и стрелы, угла наклона последней, а также от положения мест черпания и разгрузки (рис. 81).

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

Высота черпания $H_{\text{ч}}$ — вертикальное расстояние от уровня установки экскаватора до режущей кромки ковша при черпании; максимальная высота черпания $H_{\text{ч max}}$ соответствует максимально поднятой рукоятки. Различают также высоту черпания при максимальном его радиусе $H_{\text{ч R}}$ и максимальную глубину черпания ниже горизонта установки экскаватора $h_{\text{ч}}$.

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

Высота разгрузки $H_{\text{р}}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; максимальная высота разгрузки $H_{\text{р max}}$ соответствует максимально поднятой рукоятки.

Сфера рабочего действия экскаватора определяется радиусами и высотой черпания и разгрузки. При этом обычно угол наклона стрелы $\alpha_{\text{с}} = 45^\circ$. У некоторых мехлопат угол $\alpha_{\text{с}}$ может изменяться в пределах $30-50^\circ$. С увеличением $\alpha_{\text{с}}$ увеличивается высота и уменьшаются радиусы действия экскаватора.

Габариты экскаватора определяются радиусом вращения задней части кузова $R_{\text{к}}$, высотой экскаватора $H_{\text{э}}$ — вертикальным расстоянием от горизонта установки экскаватора до верхнего края наиболее выступающей вверх несущей его части, высотой кузова экскаватора $H_{\text{к}}$.

Скорость движения мехлопат на гусеничном ходу составляет $0,2-1,1$ м/с. Преодолеваемый подъем достигает 12° при массе экскаватора до 100 т и 7° для более крупных моделей.

Удельное давление экскаватора на грунт в моменты наполнения ковша, поворота и разгрузки меняется в широком диапазоне и может превышать среднюю (паспортную) величину в 15—20 раз. Максимальное удельное давление не должно превышать несущей способности основания, которая изменяется от $0,2$ МПа для мягкого песка до $0,5-0,6$ МПа для плотной глины и $0,8-1$ МПа для мергеля.

8.2. ВЫЕМКА МЯГКИХ И ПЛОТНЫХ ПОРОД КАРЬЕРНЫМИ МЕХЛОПАТАМИ

Наиболее рациональна выемка торцовым забоем при сквозной заходке, так как средний угол поворота экскаватора часто не превышает 90° , наиболее удобна подача транспортных сосудов под погрузку, минимальны простои из-за наращивания и перемещения транспортных коммуникаций.

При выемке фронтальным забоем средний угол поворота экскаватора возрастает до $110\text{--}140^\circ$ и, кроме того, необходимы частые передвижки его из-за малой ширины забоя. Все это существенно снижает производительность экскаватора. Поэтому фронтальный забой применяют часто только при раздельной выемке мехлопатами в комплексе с автотранспортом (см. 8.4).

Отличительные особенности выемки мягких пород: постоянство высоты забоя, относительно легкие условия экскавации (по условиям копания, динамическим нагрузкам, ввиду отсутствия негабаритных кусков) и возможность применения ковшей увеличенной емкости.

Профиль забоя в мягких и плотных породах соответствует траектории движения ковша и имеет угол откоса $70\text{--}80^\circ$. Толщина срезаемых стружек составляет $0,2\text{--}1$ м. При крутых траекториях, передвижках экскаватора по мере продвижения забоя на толщину одной-двух стружек (до $1\text{--}1,5$ м — это длина забойного блока P) и выборе определенного соотношения скорости напора и подъема достигается рациональный режим черпания, исключающий трение лобовой стенки ковша о породу.

Высота забоя в мягких породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора во избежание образования навесей и козырьков. В сыпучих породах допускается увеличение высоты забоя до безопасного предела в зависимости от конкретных условий. Минимальная высота забоя, обеспечивающая наполнение ковша экскаватора за одно черпание, составляет не менее $2/3$ высоты напорного вала экскаватора.

Положение экскаватора относительно забоя и ширина заходки определяются экскавируемостью породы и видом применяемого транспорта. Минимальное расстояние между нижней бровкой забоя и экскаватором по условиям черпания (см. рис. 8.1) составляет $R_{ч\text{ мин}} = 0,5 l_x (0,5 C_x)$, где l_x и C_x — соответственно длина и ширина хода, а по условиям поворота машины $R_k = 0,5 C_x + m$, где m — зазор, равный $0,4\text{--}0,6$ м. Чтобы избежать преждевременного износа и поломок рукоятки, черпание обычно производят при радиусе $R_{ч} = (0,7\div 0,8) R_{ч\text{ макс}}$, а разгрузку — при $R_p = (0,8\div 0,9) R_{p\text{ макс}}$.

Часть массива, которую может обработать экскаватор с одного положения, изменяя радиус черпания от минимального до максимального, является зоной черпания. Фактически обрабатываемая с одного положения зона черпания называется забойным блоком. К призабойному пространству относятся пло-

щадка установки экскаватора и зона разгрузки, ограниченная максимальным и минимальным радиусами разгрузки экскаватора (см. рис. 8.1).

При железнодорожном транспорте могут применяться продольные и диагональные нормальные и узкие заходки. Продольные заходки одновременно являются и панелями. Обычно применяют нормальные заходки для сокращения числа переукладок забойного пути. Ширина нормальной заходки ограничивается шириной черпания экскаватора на уровне стояния. Различают внутреннюю и внешнюю части торцевого забоя (заходки). Ширина внутренней части (рис. 8.2)

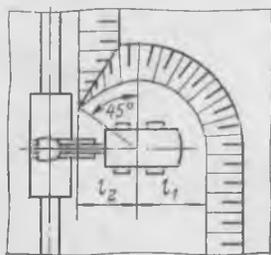


Рис. 8.2. Схема к определению ширины нормальной заходки мехлопаты

$l_1 \leq R_{ч.у.}$ Ширину внешней части l_2 принимают из условия нормального заполнения ковша без выталкивания породы из забоя. Это достижимо, если угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства не превышает 45° ; при этом $l_2 = 0,7R_{ч.у.}$ Ширина нормальной заходки $A_n = 1,7R_{ч.у.}$ Удаленную часть забоя часто отрабатывают с круговым поворотом экскаватора или с предварительной переэкскавацией породы в ближнюю часть забоя в период ожидания составов.

При автомобильном транспорте применяют продольные заходки — панели или поперечные заходки. По ширине заходки могут быть нормальными ($A_n = 1,7R_{ч.у.}$), узкими ($A_y < A_n$) и широкими ($A_w > A_n$). Для подъезда автомашин может быть использовано выработанное пространство сбоку или позади экскаватора. Поскольку перенос и устройство забойных автодорог не требуют больших затрат, а средний угол поворота экскаватора уменьшается и техническая производительность его увеличивается при сокращении ширины внутренней части забоя l_1 , часто применяют узкие заходки шириной $A_y = (0,7 \div 1)R_{ч.у.}$ и двустороннюю погрузку автосамосвалов.

Погрузка мягких пород на конвейеры осуществляется через бункера-питатели, вместимость которых в 1,5 раза и более превышает емкость ковша экскаватора. Распространены сквозные продольные нормальные заходки-панели, когда бункер-питатель располагается сбоку от забойного конвейера или над ним (рис. 8.3, а). При наличии у бункера-питателя консольного конвейера длиной l_6 панель включает две-три нормальные заходки шириной A_n , отрабатываемые между передвижками забойного конвейера (рис. 8.3, б). При использовании бункера-питателя с консольным конвейером панель может отрабатываться и одной широкой заходкой; экскаватором производится выемка серповидных полос при обходе бункера-питателя по дуге, близкой к 180° (рис. 8.3, в). Панель может включать и две — три продольные широкие заходки или шесть — девять нормальных заходок,

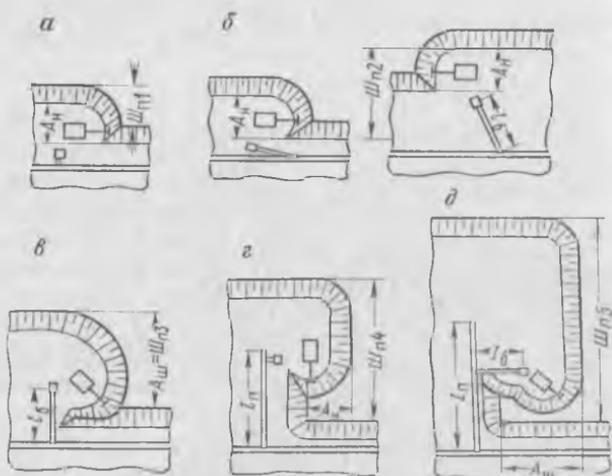


Рис. 8.3. Типовые схемы сквозных заходок при погрузке породы мехлопатою на конвейер:

A_n — нормальная ширина заходки; $Ш_{п1}, \dots, Ш_{п5}$ — ширина панелей; $l_{п}$ — длина поперечного конвейера

если дополнительно между забойным конвейером и бункером-питателем с консольным конвейером устанавливается перегружатель. При отработке панелей поперечными нормальными (рис. 8.3, г) или широкими (рис. 8.3, д) заходками максимальная ширина панели также зависит от вида перегрузочного оборудования.

Все рассмотренные случаи увеличения ширины заходок и панелей принципиально возможны и при погрузке мехлопатами горной массы в средства железнодорожного транспорта через промежуточные бункера-питатели и конвейерные перегружатели.

Верхняя погрузка в торцовом забое сквозной заходки мехлопатою с удлиненным рабочим оборудованием

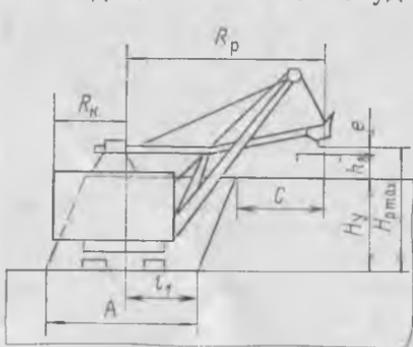


Рис. 8.4. Схема забоя мехлопаты при верхней погрузке

чаще применяется при железнодорожном транспорте. Заходки обычно нормальные, ширина их A_n определяется так же, как при нижней погрузке (рис. 8.4). Максимальная высота забоя:

по условию использования максимальной высоты разгрузки

$$H_y = H_{pmax} - h_b - e, \quad (8.1)$$

где h_b — высота транспортного сосуда, считая от кровли ус-

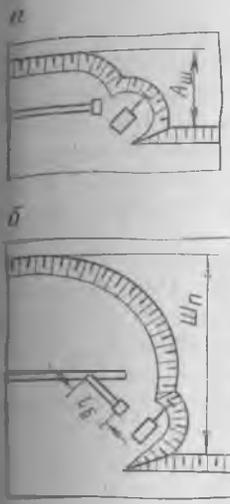


Рис. 8.5. Схемы тупиковых широких заходок при выемке мягких пород мехлопатай с погрузкой на конвейер:
 $A_{ш}$ — ширина широкой заходки; $Ш_{п}$ — ширина панели; $l_{б}$ — длина консоли

тупа, м; e — безопасный зазор между кузовом и ковшом в момент разгрузки, м ($e=0,5 \div 0,7$ м);
 по условию полного использования радиуса разгрузки

$$H_y = (R_{pH} - R_{ч.у} - C) \operatorname{tg} \alpha, \quad (8.2)$$

где R_{pH} — радиус разгрузки при максимальной ее высоте, м; C — безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки уступа, м ($C=2,5 \div 3$ м и более); α — угол откоса уступа, градус.

В устойчивых породах, когда $\alpha=60 \div 70^\circ$, высота уступа ограничивается высотой разгрузки, а в мягких породах — радиусом разгрузки. Иногда для увеличения высоты уступа целесообразно применять узкие заходки. Для этого уменьшают ширину внутренней части заходки (m) до величины

$$l_1 = R_{pH} - H_y \operatorname{ctg} \alpha - C. \quad (8.3)$$

При этом должно соблюдаться условие $l_1 \geq R_k + m$.

Тупиковые эксплуатационные заходки при железнодорожном транспорте применяют иногда при узких рабо-

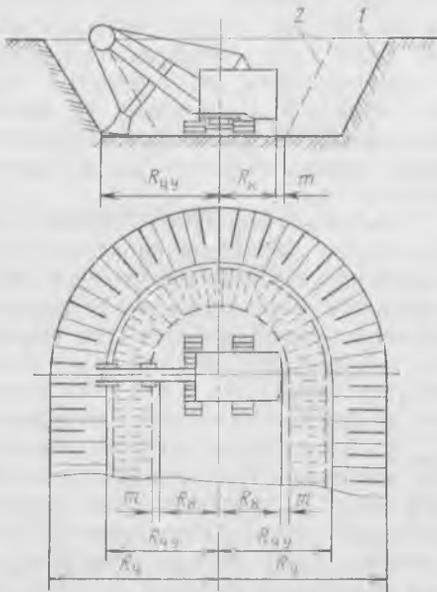


Рис. 8.6. Схема траншейного забоя мехлопаты:
 1 и 2 — борта траншеи при $A_{нт}$ и $A_{у.тр}$

чих площадках, что не является нормальным. При автомобильном транспорте разворот автомашин может осуществляться в выработанном пространстве тупиковых широких заходок ($A_{ш.т} = 40 \div 60$ м); поэтому их довольно часто применяют в период разгона верхних уступов карьера после временной консервации, отгона нижнего уступа для нарезки следующего горизонта и т. д.

Тупиковые широкие заходки применяют и при конвейерном транспорте. Забойный конвейер устанавливают в выработанном пространстве заходки и по мере подвигания забоя периодически удлиняют с перемещением бункера-питателя. Ширина панели — широкой продольной заходки при использовании бункера-питателя без консоли (рис. 8.5, а), с консольным конвейером или перегружателем (рис. 8.5, б) определяется так же, как и при выемке широкими сквозными заходками.

Траншейный забой является разновидностью торцового забоя при проведении траншей (рис. 8.6). При любом виде транспорта в сквозных либо тупиковых заходках по условиям экскавации нормальная ширина траншейного забоя $A_{н.тр} = 2R_{ч.у.}$, а минимальная ширина узкого забоя $A_{у.тр} = 2(R_k + m)$. Фактическая возможная ширина траншей определяется с учетом размещения транспортного оборудования*.

8.3. ВЫЕМКА ВЗОРВАННЫХ ПОРОД КАРЬЕРНЫМИ МЕХЛОПАТАМИ

Забоем карьерной мехлопаты обычно является весь торец развала или его часть (рис. 8.7). Профиль забоя изменяется вследствие осыпания породы. Высота забоя конкретного экскаватора H_z зависит от кусковатости и связности взорванной породы. В сыпучих взорванных породах, когда отсутствует возможность их внезапного обрушения, $H_{z \max} = (2,5 \div 2,7) H_{ч \max}$, где $H_{ч \max}$ — максимальная высота черпания. В связно-сыпучих взорванных и сыпучих породах средней кусковатости $H_{z \max} = (1,05 \div 1,15) H_{ч \max}$. В связных и крупнокусковых породах $H_z \leq H_{ч \max}$.

Ширина панели (продольной заходки по целику) соответствует ширине взрываемого блока $Ш_{в.б}$. Число заходок по развалу зависит от его ширины (см. 5.8), вида применяемого транспорта и модели экскаватора. На практике ширина развала B изменяется от $1,3 H_y$ до $5 H_y$.

При железнодорожном транспорте и сотрясающемся взрывании плотных и сильнотрещиноватых полускальных пород выемку взорванной породы ведут одной заходкой (рис. 8.8, а). Взрывные работы производят перед укладкой 3-

* Изучается в курсе «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

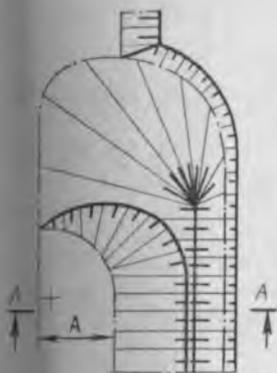
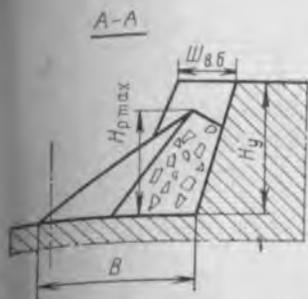


Рис. 8.7. Схема торцового забоя мехлопаты при выемке взорванной породы

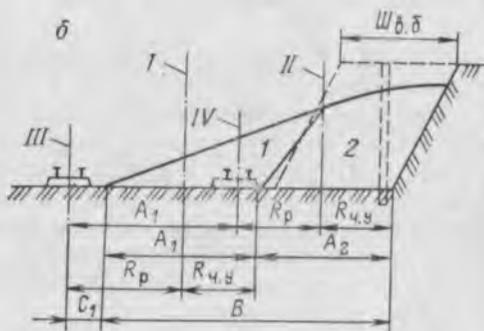
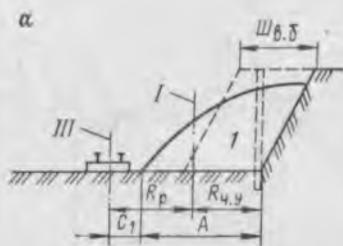


Рис. 8.8. Схемы выемки пород развала одной и двумя заходками:

I, II, III и IV — положения осей экскаватора и пути при отработке заходок по развалу 1 и 2 шириной соответственно A_1 и A_2

бойного пути или после нее. Шаг передвижки пути и ширина заходки

$$A = B \leq 1,7R_{ч.у}; \quad B \leq R_{ч.у} + R_p - C_1, \quad (8.4)$$

где C_1 — расстояние между нижней бровкой развала и осью пути, м ($C_1 = 2,5 \div 3$ м).

При взрывании среднетрещиноватых полускальных пород без подпорной стенки (что характерно для угольных карьеров) развал обычно отработывают за две заходки экскаватора (рис. 8.8, б). После отработки первой заходки путь переносят на новую трассу и отработывают вторую заходку, после чего взрывают новый блок. Возможная ширина развала по сравнению с предыдущим случаем больше на ширину заходки A , которой равен шаг переукладки пути. При взрывании сильно- и среднетрещиноватых скальных пород с подпорной стенкой на рудных карьерах выемку взорванных пород ведут двумя-четырьмя заходками также без предварительной разборки путей. Для огражде-

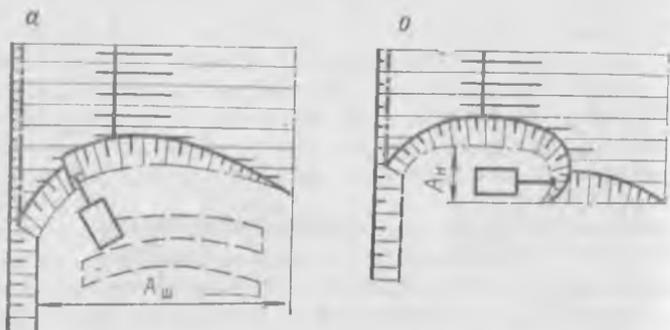


Рис. 8.9. Схемы выемки взорванной породы мехлопатой широкой продольной и поперечными нормальными заходками

ния путей на подошве уступа часто оставляют специальные породные валы.

При взрывании крупноблочных скальных пород без подпорной стенки ширина развала взорванных пород может достигать 50—60 м. Пути перед взрывом разбирают на звенья и перепосыют краном за ожидаемую границу развала или вывозят на платформы за пределы взрываемого блока. Для уменьшения числа переукладок путей обычно применяют нормальные заходки (до $1,7 R_{ч.у}$), которые оптимальны по суммарным затратам на экскавацию и транспорт.

При автомобильном транспорте жесткая взаимосвязь между элементами забоя и положением транспортных коммуникаций на уступе отсутствует. Оптимальная ширина заходки меньше, чем при железнодорожном транспорте (см. 8.2). Для экскаваторов с ковшами емкостью 4—5 м³ она составляет 5—9 м.

На рудных карьерах по условиям селекции, увеличения объемов взорванной породы и сокращения длины экскаваторных блоков получили распространение сквозные и тупиковые широкие продольные заходки $A_{пн}=40\div 60$ м (рис. 8.9, а), а также сквозные поперечные нормальные заходки длиной до 100 м (рис. 8.9, б). Развал взорванной породы при этом в результате применения соответствующих схем взрывания направлен в основном вдоль фронта уступа, т. е. в сторону широкой заходки или вкрест поперечной заходки. Это позволяет не увеличивать ширину рабочих площадок пропорционально ширине взрываемого блока.

При конвейерном транспорте схемы выемки взорванных пород аналогичны применяемым при выемке мягких пород. Погрузка мелковзорванных пород (в основном угля) осуществляется через бункер-питатель с грохотом (чаще колосниковым).

При взрывании скальных пород необходимы передвижные дробильные агрегаты. Характерны сквозные продольные пор-

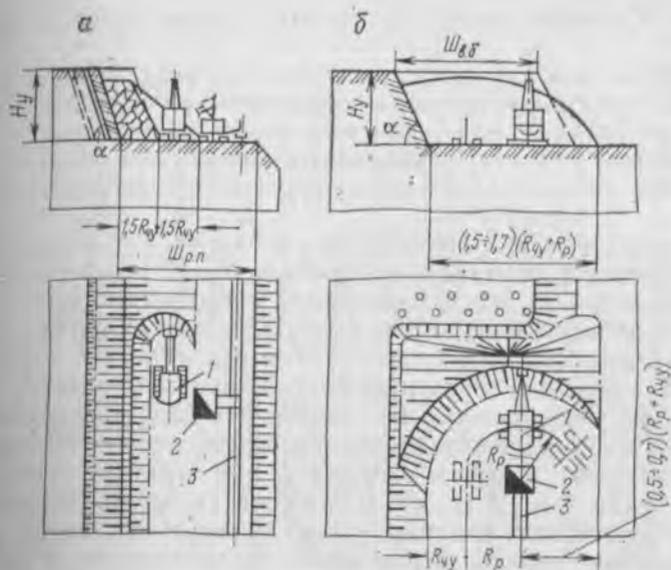


Рис. 8.10. Схемы выемки взорванной породы мехлопатай с погрузкой на конвейер в сквозной нормальной и тупиковой широкой заходках:

1 — экскаватор; 2 — бункер-дозатор; 3 — забойный конвейер

мальные заходки (рис. 8.10, а). При выемке взорванного угля применяются также тупиковые широкие заходки с наращиванием забойного конвейера (рис. 8.10, б). При данной схеме осуществляют частые перемещения экскаватора, а на удлинение конвейера затрачивается не менее 40—60 мин. Возможная ширина заходки и шаг удлинения конвейера увеличиваются, как и производительность экскаватора, при использовании бункера-питателя с разгрузочной консолью.

При верхней погрузке взорванных пород мехлопатами с удлиненным оборудованием развал должен отгружаться за один проход экскаватора. Поэтому ширина развала должна быть больше ширины нормальной заходки ($B \leq 1,7 R_{ч.у}$), высота уступа (для обеспечения указанной ширины развала) $H_y = (0,7 \div 1) R_{ч.у}$.

Возможные типы траншейных забоев во взорванных породах те же, что и в мягких. Аналогично определяются и основные размеры таких забоев и траншейных заходок по условиям экскавации.

4.4. РАЗДЕЛЬНАЯ ВЫЕМКА МЕХЛОПАТАМИ

Раздельная выемка в массиве или развале взорванных пород может быть простой или сложной. Простая раздельная выемка применяется в простых забоях однородных или разнородных

заходок. Сложная раздельная выемка производится в сложных забоях.

Способы простой раздельной выемки разделяются на следующие группы, связанные с созданием: однородных панелей (в общем случае) или непосредственно однородных заходок (при мягких породах); однородных заходок по развалу после взрывания разнородных блоков; простых забоев в разнородных заходках.

Однородные панели, взрывааемые блоки и заходки при горизонтальном и пологом ($\alpha \leq 5^\circ$) залегании пластов мощностью $m_n > 2$ м получают путем выделения подступов по каждому пласту и породному прослою. Погрузка нижняя или верхняя, если позволяют параметры обычной мехлопаты. При маломощных горизонтальных и пологих пластах ($m_n = 0,5 \div 2$ м) часто выемку экскаватором в первой заходке ведут с промежуточным штабелированием горной массы (иногда двух- и трехкратным), которую отгружают при отработке второй-третьей заходки (рис. 8.11, а). В этих же условиях, а также при наклонном падении пластов в ряде случаев полезное ископаемое и вскрышные породы перемещают и складировуют в штабели бульдозерами, а из штабелей погрузка производится мехлопатой (рис. 8.11, б).

Раздельная выемка пластов пологого падения при $\alpha > 5^\circ$ чаще всего ведется двумя-тремя заходками по высоте уступа с опережающей отработкой верхних заходок и смещением их в плане (рис. 8.11, в).

При наклонном и крутом падении маломощных пластообразных залежей применяется несколько способов создания однородных заходок со стороны висячего бока залежей для уменьшения потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Раздельная выемка путем создания однородных продольных сквозных заходок непосредственно в массиве или после взрывания однородных блоков отдельно по полезному ископаемому и породе возможна при отработке уступа со стороны висячего бока пласта и в направлении заходок по простирацию пласта (рис. 8.11, г).

Взрывные скважины (если производится взрывание) располагают по контакту залежи с вмещающими породами или только в последних. В первом случае при согласном направлении падения трещин и линии откоса уступа после выемки пустых пород происходит обрушение пласта, заоткошенного под углом его падения ($45-90^\circ$), и длина экскаваторного блока должна быть резко сокращена. При опережающем взрывании только породных блоков повышается устойчивость висячего бока пласта.

При отработке уступа со стороны лежачего бока пласта однородные заходки по породе и полезному ископаемому могут быть созданы путем проходки опережающей разрезной траншеи по вмещающим породам со стороны висячего бока пласта.

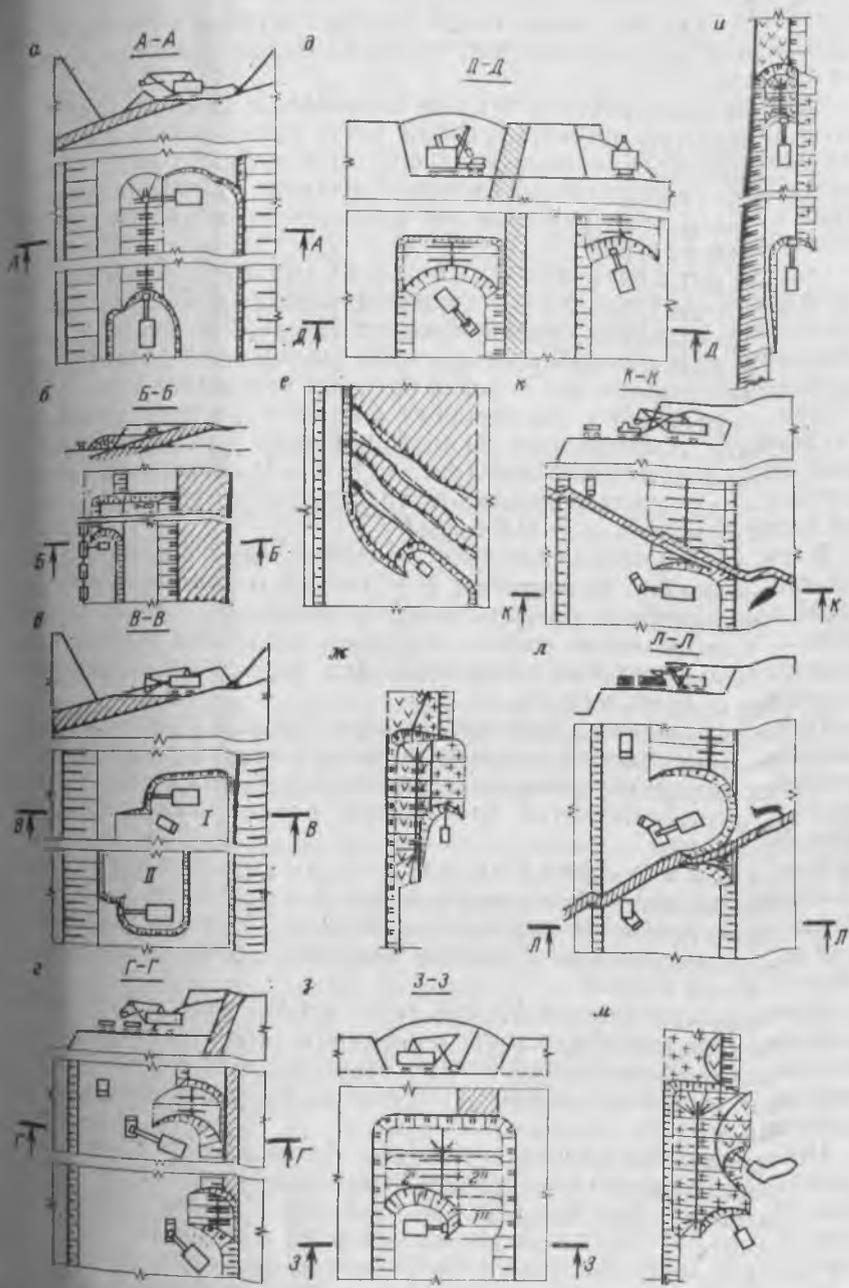


Рис. 811. Схемы простой раздельной выемки:
 Г-Г, 2', 2'' - последовательность выемки; I, II - порядок выемки заходок в плане

(рис. 8.11, *д*). Проходка такой траншеи осуществляется прямой мехлопатовой или драглайном; может быть использована и обратная лопата.

Если фронт работ уступа не совпадает с простиранием пласта, в пределах добычного блока могут применяться диагональные однородные заходки (рис. 8.11, *е*) или фронт работ искривляется соответственно залеганию пластов. Диагональные заходки и опережающие траншеи возможны при широких рабочих площадках уступа.

Однородные заходки по развалу создаются после взрывания разнородных и сложноразнородных блоков, если выделить однородные панели, блоки и заходки по целику затруднительно или невозможно; при этом желательно разделение полезного ископаемого и пород в процессе взрывания (см. 5.7).

При взрывании разнородных блоков и выемке развала на всю высоту применяются узкие, нормальные или переменной ширины однородные заходки (рис. 8.11, *ж*). Минимальная ширина заходки при железнодорожном транспорте из условия безопасности разгрузки $A_{y \text{ min}} = (0,6 \div 0,8) R_{ч. у.}$

В ряде случаев подготовку горизонта ведут широкой разрезной траншеей с включением в ее контур маломощного пласта. После взрывания разнородного траншейного блока производятся опережающая выемка породы и отработка полезного ископаемого отдельной продольной или короткими поперечными заходками (рис. 8.11, *з*).

При взрывании сложноразнородных блоков и размещении полезного ископаемого и породы в разных частях развала по высоте производится разделение развала на два-три подступа, которые обрабатываются отдельными однородными заходками (рис. 8.11, *и*).

Выемка в простых забоях разнородных заходок возможна как из массива, так и из развала. При разработке наклонных и крутых маломощных пластов все способы этой группы сводятся к выемке простым забоем со стороны висячего бока пласта.

При расположении фронта работ уступа вкрест простирания пласта или свиты пластов и подвигании забоя со стороны висячего бока производится попеременная выемка полезного ископаемого и пород в процессе отработки нормальной продольной заходки.

При диагональном расположении фронта работ относительно простирания пласта и подвигании забоя со стороны его висячего бока выемку стремятся вести в широкой продольной заходке (рис. 8.11, *к*). Если при тех же условиях вскрышной забой подходит к пласту со стороны его лежачего бока, для простой раздельной выемки необходимо создать дополнительный забой со стороны висячего бока пласта (рис. 8.11, *л*), для чего осуществляются холостой перегон экскаватора, нарезка «кармана» с висячего бока пласта, выемка угля, последующая выемка породы

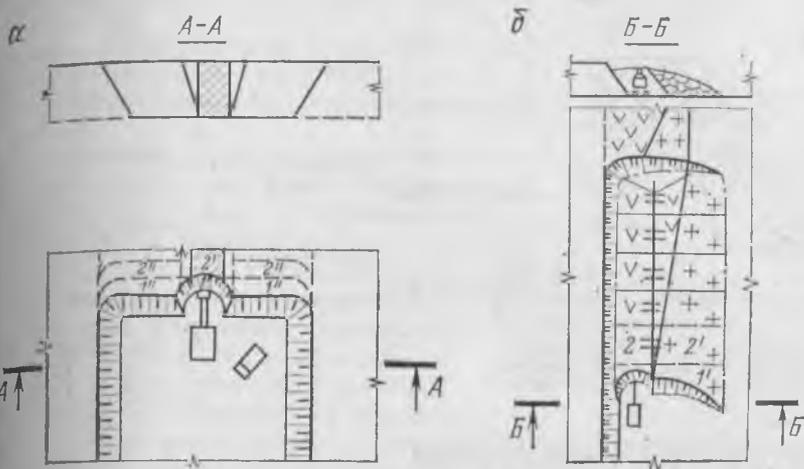


Рис. 8.12. Схемы простой сортировки:
 1', 1'', 2, 2', 2'' — порядок выемки участков забоя

у лежачего бока и, после второго перегона экскаватора, отработка оставшейся части заходки.

Выборочная выемка отдельных участков разнородных заходок в массиве или развале чаще всего производится продольным (фронтальным) забоем или комбинацией торцового и продольного забоев (рис. 8.11, м). Такой способ простой раздельной выемки типичен при разработке сложноструктурных рудных залежей.

Сложная раздельная выемка производится в сложных забоях. Здесь сортировка (обособленная выемка и погрузка) осуществляется только по ширине забоя (сложная сортировка), в то время как при простой раздельной выемке сортировку или вообще не ведут (однородная заходка), или ведут только по длине заходки (разнородная заходка).

Способы простой сортировки определяются порядком отработки забоя по ширине. При вмещающих мягких и плотных породах может производиться опережающая траншейная отработка маломощного пласта в контуре забоя на величину максимального радиуса черпания экскаватора (рис. 8.12, а). После этого на такую же длину обрабатываются участки забоя по вмещающим породам, а затем цикл повторяется. Такая схема выемки тонких пластов целесообразна при нарезке уступа со стороны лежачего бока залежи, применении автотранспорта и отсутствии взрывных работ. При этом ограничивающим фактором является минимальный угол падения пластов по условиям черпания и устойчивости вмещающих пород.

Простая сортировка возможна и в развале (рис. 8.12, б), если достигнуто минимальное нарушение структуры массива при

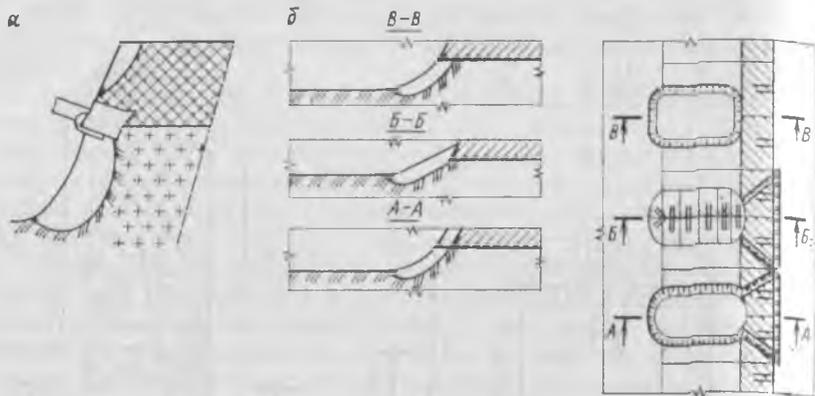


Рис. 8.13. Схемы сложной сортировки

крутом залегании пластообразных маломощных залежей или направленные расположение полезных компонентов в развале (при взрывании на сотрясание, с подпорной стенкой, различных методах взрыворазделения и т. д.).

Основные способы сложной сортировки: раздельное черпание, управляемое обрушение и комбинированные. Сложная сортировка выполняется в развале и реже в массиве.

Раздельное черпание достигается регулированием толщины стружки и степени наполнения ковша и начинается обычно с верхней части забоя (рис. 8.13, а). Этот способ применяют при отработке невысоких забоев в сыпучих породах ($H_3 < H_4$) с преимущественным разделением разнотипных компонентов по высоте забоя.

Управляемое обрушение производится подработкой нижней части забоя в порядке, зависящем от расположения полезного ископаемого в развале. Чаще всего в нижней части забоя в шахматном порядке создают лоткообразные выемки, в которые обрушают горную массу из верхней части забоя, отгружают ее и затем отработывают выступы между выемками (рис. 8.13, б). Этот способ в основном применяют в связных и связно-сыпучих породах при сравнительно однородной руде в верхней и нижней частях забоя.

Комбинированные способы, применяемые в забоях со сложной перемежаемостью руды и породы, представляют собой сочетания раздельного черпания с управляемым обрушением или одного из этих способов со способами простой раздельной выемки или простой сортировки (выделением подступов на отдельных участках заходки, отработкой узкими заходками, траншейной выемкой отдельных участков развала), а также с сортировкой по фракциям, выделением разнотипных и разносортных полезных ископаемых и пустой породы с вре-

менным обособленным складированием в виде конусообразных штабелей в призабойном пространстве.

Время ожидания транспортных средств используют для предварительной подготовки и сортировки горной массы в забое.

Специальными приемами при сложной сортировке являются:

черпание стружками различной толщины — толстой (0,9—1,2 и 1,2—1,5 м при $E=4\div 8$ м³), тонкой (0,15—0,4 м), переменной (0,15—0,8 м); черпание в верхней и средней частях забоя; черпание отдельными ковшами, попеременное черпание пород различной трудности экскавации;

обрушение подработкой, обрушение через открытый ковш, в закрытый ковш, на заполненный ковш, пятой ковша и др.

Потери и разубоживание полезного ископаемого при простой раздельной выемке происходят при зачистке, из-за несовпадения траектории черпания ковша экскаватора с контактами залежи и вмещающими породами, а также при погрузке.

Средняя толщина зачищаемого слоя составляет 0,15—0,2 м. Несовпадение траектории черпания с контактами залежи (рис. 8.14) обуславливает потери или разубоживание полезного ископаемого, величина которых зависит от мощности и угла падения залежи, типа экскаватора и конструкции его рабочего оборудования, высоты уступа. Потери снижаются с увеличением угла падения пласта, но это снижение ограничено величиной угла откоса уступа по условиям его временной устойчивости.

Качество добытого полезного ископаемого при сложной раздельной выемке достигается: правильным выбором способа, приемов сортировки и порядка отработки забоя, тщательной подготовкой забоя к взрыву, взрыворазделением компонентов, установкой экскаватора возможно ближе к забою.

Потери и разубоживание полезного ископаемого уменьшаются при использовании мехлопат с небольшой емкостью ковша (до 4—5 м³), применении поворотных ковшей, уменьшении высоты уступа и выделении подуступов. При автомобильном транспорте достаточно просто создаются однородные заходки и существенно расширяется область применения способов простой раздельной выемки. При сложной раздельной выемке применение автомобильного транспорта облегчает и улучшает сортировку горной массы, позволяя наиболее выгодно установить экскаватор в забое, исключить или ограничить промежуточное штабелирование.

В целом раздельная выемка сложноструктурных залежей повышает качество добываемого полезного ископаемого и снижает

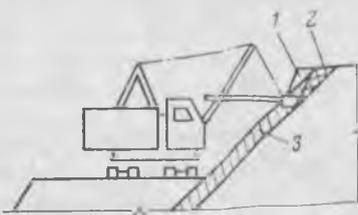


Рис. 8.14. Схема к определению потерь и разубоживания полезного ископаемого:

1 — пустая порода; 2 — потерянное полезное ископаемое; 3 — полезное ископаемое, подлежащее выемке

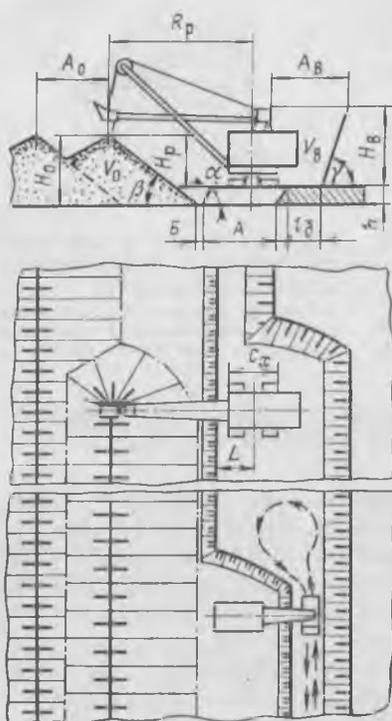


Рис. 8.15. Схемы выемки и перевалки породы вскрышной мехлопатовой в торцовом забое сквозной заходки:

l_b — ширина бермы; γ — угол откоса вскрышного уступа

ние породы из вскрышной заходки в выработанном пространстве. Это условие выражается равенством объема вскрышной панели-заходки по целику V_b и объема отвальной заходки V_o с учетом коэффициента разрыхления породы K_p . Так как расчеты объемов производятся на 1 м длины фронта (заходок), их можно заменить расчетами площадей (см. рис. 8.15):

$$V_b K_p = V_o \quad \text{или} \quad A_b H_b K_p = A_o H_o - 0,25 A_o^2 \operatorname{tg} \beta, \quad (8.5)$$

где A_b и A_o — ширина соответственно вскрышной и отвальной заходок, м; H_o — высота внутреннего отвала, м.

Так как

$$H_o = (R_p - L - h \operatorname{ctg} \alpha - B) \operatorname{tg} \beta, \quad (8.6)$$

то при равенстве ширины вскрышной и отвальной заходок ($A_b = A_o = A$) уравнение (8.5) можно представить в виде

$$H_b K_p = (R_p - L - h \operatorname{ctg} \alpha - B - 0,25 A) \operatorname{tg} \beta, \quad (8.7)$$

его потери, но усложняет организацию подготовки и выемки, снижает производительность экскаватора, повышает себестоимость добычи. При выемке полезного ископаемого с внутризабойной сортировкой различают производительность экскаватора по отгрузке и сортировке. И та, и другая зависят от степени перемешивания в развале отдельно извлекаемых компонентов.

8.5. ВЫЕМКА ВСКРЫШНЫМИ МЕХЛОПАТАМИ

В основном вскрышные мехлопаты применяют для непосредственной перевалки мягких или взорванных вскрышных пород в выработанное пространство. Их устанавливают на кровле горизонтального или пологого пласта полезного ископаемого, и обычно ими обрабатывают сквозные продольные заходки торцовым забоем (рис. 8.15).

Положение вскрышной мехлопаты на кровле пласта должно обеспечить размеще-

где H_v и h — соответственно высота вскрышного и добычного уступов, м; α и β — соответственно углы откоса добычного уступа и отвала, градус; L — расстояние от оси экскаватора до верхней бровки добычного уступа м; B — ширина свободной призабойной полосы, м.

Уравнение (8.7) может быть использовано для определения взаимосвязанных возможной высоты вскрышного уступа H_v , положения экскаватора на уступе, ширины заходки и схемы транспортирования полезного ископаемого при известной модели вскрышной мехлопаты.

С приближением экскаватора к верхней бровке добычного уступа (уменьшением величины L) увеличивается дальность перемещения породы в выработанное пространство, уменьшается возможная ширина вскрышной заходки и вскрываемой полосы полезного ископаемого. Обратная картина наблюдается при увеличении L .

При ограничении возможной высоты H_v радиусом разгрузки экскаватора для более полного использования его величину L принимают возможно меньшей:

$$L_{\min} = Z + a + 0,5C_x, \quad (8.8)$$

где Z — ширина призмы возможного обрушения, м,

$$Z = h(\operatorname{ctg} \alpha_v - \operatorname{ctg} \alpha), \quad (8.9)$$

α_v и α — соответственно углы устойчивого и рабочего откоса добычного уступа, градус; a — ширина предохранительной бермы ($a = 1,5 \div 3$ м); C_x — ширина хода экскаватора, м.

Расстояние l от оси экскаватора до нижней бровки вскрышного уступа может изменяться в пределах

$$R_{ч.у} \geq l \geq R_k + m_1, \quad (8.10)$$

где m_1 — безопасный зазор между кузовом и нижней бровкой уступа, м ($m_1 = 0,4 \div 0,6$ м).

Ширина вскрышной заходки A зависит как от величин L и l , так и от схемы транспортирования полезного ископаемого. Максимальная ширина заходки $A_{\max} = 1,7 R_{ч.у}$ (рис. 8.16, а), когда транспортные коммуникации расположены на почве залежи и величина L не лимитирована ($L \geq Z + a + 0,7 R_{ч.у}$). При $L = L_{\min}$ ширина заходки $A \leq 0,5C_x + R_{ч.у}$.

Если полезное ископаемое транспортируется по кровле пласта, ширина бермы между добычным и вскрышным уступами (рис. 8.16, б)

$$l_6 \geq b_T + Z + a, \quad (8.11)$$

где b_T — ширина транспортной полосы, м ($b_T = 2,5 \div 22$ м в зависимости от вида транспорта, числа полос и типа пород).

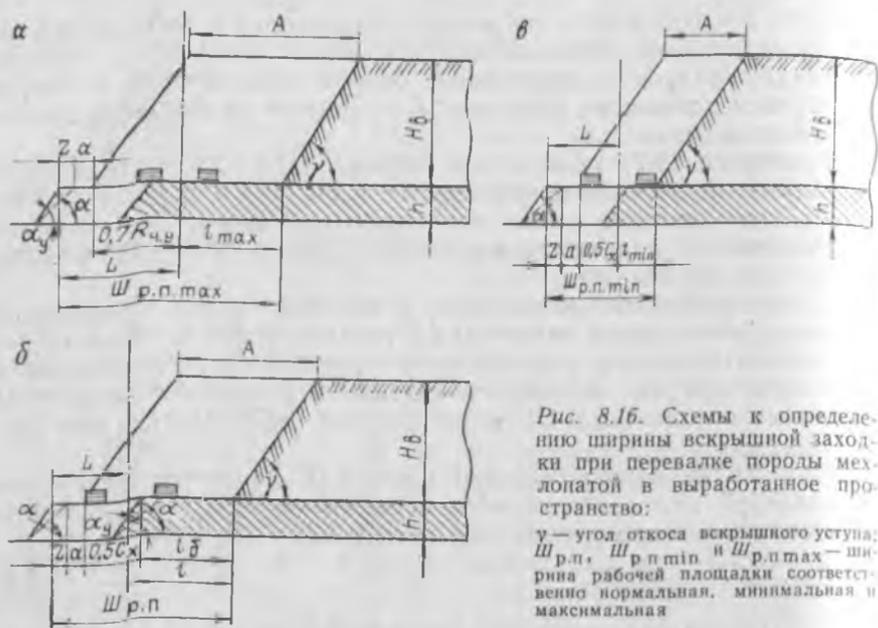


Рис. 8.16. Схемы к определению ширины вскрышной заходки при перевалке породы мехлопатай в выработанное пространство:

α — угол откоса вскрышного уступа;
 γ — угол откоса рабочей площадки;
 $Ш_{р.п.}$, $Ш_{р.п. min}$ и $Ш_{р.п. max}$ — ширина рабочей площадки соответственно нормальной, минимальная и максимальная

В этом случае при $L = L_{min}$ возможная ширина заходки (см. рис. 8.16, б)

$$A \leq R_{ч.у} + 0,5C_x - b_T. \quad (8.12)$$

Если вскрышная мехлопата после отработки заходки возвращается к началу фронта работ холостым ходом по кровле пласта, ширина бермы $l_6 \geq Z + a + C_x$, что учитывается при определении L .

Так как $l_{min} \geq 0,5C_x$, минимальная ширина вскрышной заходки (рис. 8.16, в)

$$A_{min} = 0,5C_x + l_{min} = C_x. \quad (8.13)$$

При выемке взорванных пород и простой их перевалке ширина развала не должна превышать допустимой ширины экскаваторной заходки ($B \leq 1,7 R_{ч.у}$), что возможно только при взрывании полускальных пород.

Уменьшение ширины заходки ведет к увеличению емкости отвала и возможной высоты вскрышного уступа, но при этом уменьшается техническая производительность экскаватора вследствие большего числа его передвижек. Оптимальная ширина заходки для экскаватора ЭВГ-15 составляет 27 м, а для ЭВГ-35/65 — 30 м.

В редких случаях (маломощные залежи и большие радиусы разгрузки экскаватора) высота вскрышного уступа ограничивается высотой разгрузки мехлопаты; тогда целесообразно увеличить угол наклона ее стрелы.

Вскрышные мехлопаты с ковшами емкостью до 15 м^3 могут использоваться для выемки с верхней и нижней погрузкой в транспортных средствах как при проведении траншей, так и в эксплуатационный период обработки уступа. Схемы их работы такие же, как и у карьерных мехлопат с нормальным и удлиненным оборудованием.

8.6. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ МЕХЛОПАТ

Паспортная производительность мехлопат $Q_{\text{п}}$, определяемая по формуле (6.7), соответствует:

высоте забоя, равной высоте напорного вала $H_{\text{н}}$ экскаватора [$H_{\text{н}} = (0,7 \div 0,75) H_{\text{ч max}}$], углу поворота машины в плане 90° и разгрузке породы в отвал;

непрерывной выемке (без учета перемещения машины) расчетной (паспортной) породы, показатель трудности экскавации которой $P_{\text{э.л}}$ равен паспортному показателю $P_{\text{э.п}}$ для конкретного типоразмера экскаватора (табл. 8.1);

максимальному совмещению и непрерывному чередованию рабочих операций.

Техническая производительность наиболее просто определяется по формуле (6.10). Процесс работы одноковшового экскаватора включает три основные операции: черпание породы (продолжительностью $t_{\text{ч}}$), поворот ковша от забоя к месту разгрузки и обратно ($t_{\text{п}}$) и разгрузку ковша ($t_{\text{р}}$). Продолжительность цикла экскавации при условии совмещения вспомогательных операций (опускания ковша для черпания и разгрузки, подтягивания и выдвижения рукояти, срабатывания механизма открывания днища ковша и др.) с основными

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}} = t_{\text{ч}} + t_{\text{п.р}}, \quad (8.14)$$

где $t_{\text{п.р}}$ — суммарная продолжительность поворотно-разгрузочных операций, с.

Выемка мехлопатами при соотношении фактического $P_{\text{э.л}}$ и паспортного $P_{\text{э.п}}$ показателей трудности экскавации пород в пределах $P_{\text{э.п}} < P_{\text{э.л}} \leq (2,8 \div 3,2) P_{\text{э.п}}$ происходит при увеличении подъемного усилия без уменьшения толщины стружки (реза). В этих условиях минимальная фактическая продолжительность черпания (с)

$$t_{\text{ч}} = (P_{\text{э.л}} / P_{\text{э.п}}) t_{\text{ч.п}} K_{\text{р}}, \quad (8.15)$$

где $t_{\text{ч.п}}$ — паспортная продолжительность черпания породы, с (см. табл. 8.1); $K_{\text{р}}$ — средневзвешенный коэффициент разрыхления породы в развале (при выемке из массива $K_{\text{р}} = 1$).

При коэффициенте разрыхления разрушенных пород в развале $K_{\text{р}} \geq 1,3 \div 1,4$ сопротивление копанью зависит в основном от кусковатости пород. Продолжительность черпания мехлопат (с)

Т а б л и ц а 8.1. Показатели, характеризующие паспортную производительность

Показатели	Емкость ковша,			
	карьерных			
	до 2	3—5	8—12,5	16—20
Продолжительность черпания $t_{ч. п.}$, с	6—8	8—9	9—10	10—12
Продолжительность поворота $t_{пр. п.}$, с	14	15—16	19—22	22
Продолжительность рабочего цикла $T_{ц. п.}$, с	20—22	23—25	28—32	32—34
Конструктивно-расчетное число циклов в минуту $n_{п}$	3—2,75	2,6—2,4	2,15—1,9	1,9—1,75
Паспортный показатель трудности экскавации пород $P_{э. п}$	5—5,2	5,4—6	6,2—6,5	6,8—7
Коэффициент влияния типоразмеров мехлопаты $K_{тр}$	$\frac{1,15-1,1^*}{1,1-1,05}$	$\frac{1}{1}$	$\frac{0,85-0,75}{0,95-0,9}$	$\frac{0,75-0,7}{0,9-0,85}$

* В числителе приведены данные, соответствующие производительности мехлопат

в этих условиях может быть приближенно определена по эмпирическим формулам:
карьерных

$$t_{ч} \approx 194d_{ср}^2/E + E/(0,11E + 0,6); \quad (8.16)$$

вскрышных

$$t_{ч} = 260d_{ср}^2/E + E/(0,10E + 0,6), \quad (8.17)$$

где $d_{ср}$ — средний размер куска взорванной породы в развале, м; E — емкость ковша мехлопаты, м³.

Чем больше емкость ковша экскаватора, тем меньше влияние кусковатости пород (и в целом ее экскавируемости) на продолжительность черпания. Однако и для самых крупных мехлопат увеличение $d_{ср}$ с 15—30 до 150 см ведет к кратному увеличению значения $t_{ч}$.

Минимальная величина $t_{ч \min}$ ограничивается конструктивно возможной скоростью подъема ковша. Вместе с тем для конкретного экскаватора чрезмерное сокращение $t_{ч}$, полученное за счет уменьшения отношения $P_{э. л}/P_{э. п.}$, не является достоинством и обычно указывает на недостаточную емкость ковша для экскавации данной породы. При одновременном использовании значений E и $t_{ч}$ (с учетом вместимости транспортных средств и ил-

мехлопат

м³, мехлопат

с удлиненным оборудованием			вскрышных			
до 2	3—5	6—8	10—20	30—50	80—100	более 100
10—12	13—14	12—18	17—20	20—23	23	23
14—15	16—19	19—22	28—30	30—32	32	32
24—27	29—33	31—40	45—50	50—55	55	55
2,5—2,2	2,05—1,8	1,9—1,5	1,33—1,2	1,2—1,09	1,09	1,09
2,6—4	4,2—4,6	4,8—5,2	5,6—6	6,5—7	7,5—8	8,5—9
$\frac{1,15-1,1}{1,1-1,05}$	$\frac{1}{1}$	$\frac{0,9-0,8}{0,97-0,92}$	$\frac{0,75-0,7}{0,9-0,85}$	$\frac{0,65}{0,75}$	$\frac{0,6}{0,7}$	$\frac{0,55}{0,65}$

при выемке пород из массива, в знаменателе — при выемке разрушенных пород.

носа рабочего оборудования) можно правильно выбрать емкость сменного ковша экскаватора, обеспечивающую наибольшую его производительность при выемке конкретной породы.

Продолжительность поворотов ориентировочно может быть определена по формуле (с)

$$t_{п} = t_{пр. п} \beta / \beta_{п}, \quad (8.18)$$

где $t_{пр. п}$ — паспортная продолжительность операции поворота экскаватора (см. табл. 8.1); β и $\beta_{п}$ — действительный и паспортный угол поворота экскаватора соответственно, градус.

Средний угол поворота измеряется между центром тяжести забойного блока и точкой разгрузки. Уменьшение угла β на 15° позволяет увеличить производительность экскаватора примерно на 10%. Это уменьшение достигается: сокращением ширины забоя (целесообразно при использовании автотранспорта); рациональной установкой автомашин под погрузку; при разгрузке в отвал — формированием его наклонными слоями, начиная от внутренней бровки.

Продолжительность разгрузки ковша мехлопаты t_p в транспортные сосуды при соотношении их вместимости V_T и емкости ковша экскаватора $V_T : E \geq 3 \div 4$ зависит в основном от типа экскавируемых пород (табл. 8.2). При $V_T : E < 3 \div 4$ время разгрузки ковша увеличивается за счет его остановки и наводки

Т а б л и ц а 8.2. Продолжительность операций разгрузки ковша мехлопаты в транспортных сосудах

Емкость ковша мехлопаты, м ³	Продолжительность разгрузки ковша, с, при породах			Продолжительность включения и срабатывания механизма открывания днища, с
	сыпучих и разрушенных ($d_{ср} \leq 0,4 \sqrt[3]{E}$)	глинистых средней влажности и разрушенных ($d_{ср} > 0,4 \sqrt[3]{E}$)	глинистых вязких	
До 0,5	0,5	1,1	3,4—4,2	0,7—0,8
0,75—2,5	0,6	1,3	4—4,5	0,9—1,1
3—8	0,8	1,6	4,3—5	1,4—1,5
12—35	1	1,9	5,3—5,8	1,7—1,9

Т а б л и ц а 8.3. Средние значения коэффициентов разрыхления породы в ковше, наполнения ковша и экскавации при выемке пород из массива

Породы	$K_{р.к}$	$K_{н.к}$	$K_э$
Песок и легкие супеси	1,08—1,17	1,1—1,0	0,95
Неуплотненные мягкие породы и гравий крупностью до 15 мм	1,15—1,3	1,0—0,9	0,85
Уплотненные мягкие породы, гравий	1,25—1,35	1,0—0,8	0,75
Малопрочные плотные породы	1,3—1,4	0,85—0,75	0,65
Плотные породы средней прочности	1,35—1,45	0,8—0,7	0,60
Прочные плотные породы	1,4—1,5	0,75—0,65	0,55

над кузовом. Среднее время разгрузки разрушенных пород из ковша в транспортные сосуды может приниматься равным 2,5—3 с.

Коэффициенты разрыхления породы в ковше, наполнения ковша и экскавации зависят от свойств экскавируемых пород, емкости и формы ковша, квалификации машиниста экскаватора и других факторов. При выемке из массива сыпучих, мягких и плотных пород средние значения этих коэффициентов определяются в основном типом породы (табл. 8.3).

При выемке разрушенных пород значения коэффициентов $K_{р.к}$, $K_{н.к}$ и $K_э$ зависят в основном от кусковатости пород в развале и геометрических размеров ковша (табл. 8.4 и 8.5). Так как негабаритные куски ($d_n > 0,8 \sqrt[3]{E}$) не экскавируются, при определении величины $K_{р.к}$ следует различать кусковатость всей взорванной породы и ее габаритной части, характеризуемую соответственно диаметрами среднего куска $d_{ср}$ и $d_{ср}'$. При $d_{ср} \leq 0,4 \sqrt[3]{E}$ имеет место равенство $d_{ср}' = d_{ср}$, а при $d_{ср} > 0,4 \sqrt[3]{E}$

Т а б л и ц а 8.4. Средние значения коэффициента разрыхления пород в ковше при выемке разрушенных пород одноковшовыми экскаваторами

Емкость ковша экскаватора, м ³	Значения $K_{p.k}$ при среднем размере куска d_{cp} , см										
	10	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	1,35	1,4	1,53	1,65	1,82	1,95	2	2,05	—	—	—
6	1,34	1,38	1,48	1,6	1,75	1,86	1,95	2	2,03	—	—
8	1,33	1,36	1,43	1,53	1,65	1,78	1,9	1,96	2,01	2,05	—
10	1,32	1,35	1,42	1,5	1,6	1,72	1,83	1,91	1,99	2,02	2,05
12,5	1,31	1,34	1,4	1,46	1,55	1,66	1,77	1,86	1,95	2	2,03
15	1,31	1,33	1,39	1,44	1,52	1,63	1,74	1,82	1,92	1,99	2,02
20	1,3	1,32	1,37	1,42	1,49	1,58	1,68	1,78	1,86	1,93	1,99
25	1,3	1,32	1,35	1,4	1,46	1,54	1,64	1,74	1,82	1,89	1,95
35	1,3	1,31	1,33	1,39	1,43	1,5	1,58	1,66	1,74	1,81	1,87
40	1,3	1,31	1,33	1,38	1,42	1,48	1,55	1,62	1,71	1,78	1,84
50	1,3	1,31	1,33	1,37	1,41	1,46	1,52	1,58	1,66	1,74	1,79
80	1,3	1,31	1,32	1,34	1,38	1,41	1,45	1,5	1,56	1,62	1,69

следует принимать $d'_{cp} < d_{cp}$ (рис. 8.17) вследствие появления негабаритных фракций. Максимальная величина среднего габаритного куска (м)

$$d'_{cp \max} \approx 0,7d_n \approx 0,525 \sqrt[3]{E}. \quad (8.19)$$

Рост d_{cp} происходит в основном за счет увеличения содержания в развале негабаритных фракций (см. рис. 8.17).

С увеличением d_{cp} весьма существенно возрастает $K_{p.k}$ (см. табл. 8.4), причем не только для экскаваторов с малой емкостью ковша. Даже при $E = 50 \div 80$ м³ с увеличением d_{cp} от 15 до 165 см $K_{p.k}$ возрастает в 1,3—1,35 раза. С увеличением кусковатости разрушенных пород коэффициент наполнения ковша (см. табл. 8.5), а следовательно, и коэффициент экскавации интенсивно уменьшаются, особенно при небольшой емкости ковша.

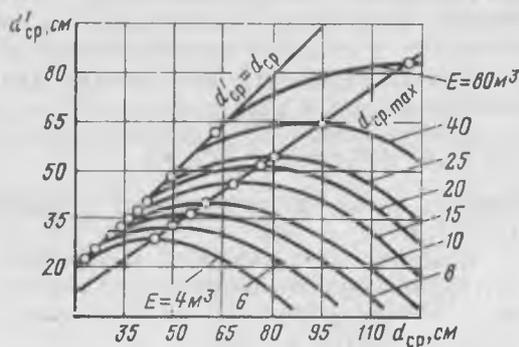


Рис. 8.17. График зависимости размеров средних габаритных кусков от размеров средних кусков всей разрушенной породы d_{cp}

Т а б л и ц а 8.5. Средние значения коэффициента наполнения ковша мехлопат и драглайнов при выемке разрушенных пород

Емкость ковша экскаватора, м ³	Значения $K_{н.к}$ при среднем размере куска $d_{ср}^*$, см									
	15	25	35	45	55	65	75	85	95	105
4	1,15*	1,08	0,93	0,72	0,45	0,22	0,1	—	—	—
	1,11	1,04	0,86	0,63	0,32	0,12	0,03	—	—	—
6	1,17	1,12	1	0,82	0,6	0,4	0,25	0,15	—	—
	1,15	1,1	0,96	0,77	0,5	0,27	0,14	0,06	—	—
8	1,18	1,15	1,08	0,92	0,73	0,53	0,37	0,25	0,16	—
	1,15	1,13	1,03	0,88	0,65	0,42	0,26	0,14	0,07	—
10	1,18	1,15	1,08	0,98	0,82	0,63	0,47	0,32	0,22	0,12
	1,16	1,14	1,06	0,96	0,78	0,54	0,35	0,2	0,12	0,07
12,5	1,18	1,16	1,09	1	0,88	0,72	0,55	0,38	0,27	0,16
	1,16	1,14	1,07	0,97	0,84	0,63	0,43	0,27	0,17	0,1
15	1,18	1,16	1,1	1,03	0,95	0,8	0,68	0,52	0,36	0,25
	1,16	1,14	1,08	0,98	0,9	0,72	0,53	0,37	0,25	0,17
20	1,19	1,17	1,11	1,06	1	0,9	0,8	0,65	0,52	0,4
	1,17	1,15	1,1	1,03	0,96	0,82	0,65	0,5	0,37	0,25
25	1,19	1,17	1,12	1,09	1,04	0,97	0,87	0,76	0,65	0,53
	1,17	1,15	1,11	1,06	1,02	0,93	0,8	0,63	0,5	0,35
35	1,2	1,18	1,15	1,12	1,08	1,03	0,97	0,87	0,78	0,7
	1,18	1,16	1,13	1,09	1,05	1	0,91	0,79	0,65	0,54
40	1,2	1,18	1,16	1,14	1,1	1,05	1,01	0,93	0,84	0,76
	1,18	1,16	1,14	1,11	1,07	1,02	0,96	0,86	0,74	0,62
50	1,2	1,18	1,17	1,15	1,12	1,08	1,03	0,97	0,88	0,8
	1,18	1,16	1,15	1,12	1,09	1,05	0,99	0,92	0,81	0,7

* В числителе приведены значения $K_{н.к}$ при выемке пород мехлопатами, в знаменателе — драглайнами.

Высота забоя (м), достаточная для максимального наполнения (до $K_{н.мак}$) ковша,

$$H_{з.н} = EK_{н.мак}K_p / (btK_{р.к}), \quad (8.20)$$

где b и t — соответственно ширина и толщина стружки (реза), м.

Коэффициент влияния технологии выемки [(см. формулу (6.10)] выражается в виде

$$K_{т.в} = T_v / (T_v + T_{всп}), \quad (8.21)$$

где T_n — время основной работы (выемочно-погрузочных операций) в пределах забойного блока, с; $T_{всп}$ — суммарное время вспомогательных операций экскаватора при отработке одного забойного блока, с.

Время основной работы

$$T_B = \sum T_{ц} = V_{з.б} T_{ц} / (EK_3), \quad (8.22)$$

где $V_{з.б}$ — объем забойного блока, м³.

Объем забойного блока определяется средней высотой забоя (уступа, развала) H_3 , шириной забоя (заходки) A и длиной забойного блока $P = \sum t$:

$$V_{з.б} = H_3 AP. \quad (8.23)$$

При выемке мехлопатами длина забойного блока P составляет 30—50 % длины хода рукоятки, изменяясь в пределах 0,5—8 м, и в среднем равна 0,8—1,2; 1,5—2 и 4—6 м соответственно для мехлопат строительного, карьерного и вскрышного типа.

Вспомогательные операции, продолжительность которых учитывается величиной $T_{всп}$, заключаются в перемещении экскаватора в процессе отработки заходки, откидывании негабаритных кусков, сортировке и др.

Расстояние перемещения экскаватора обычно равно длине забойного блока P . Продолжительность перемещения изменяется от 15 до 40 с у карьерных и от 1 до 3 мин у вскрышных машин.

Время перекидки негабаритных породных кусков зависит от кусковатости взорванной породы и типа экскаватора. В целом величина $T_{всп}$ может приниматься согласно нормативным данным. При приближенных расчетах технической производительности мехлопат можно пользоваться значениями $K_{т.в}$, представленными в табл. 8.6. При подготовке перемещения экскаватора (устройство настилов различных типов) $K_{т.в} = 0,7 \div 0,8$. Если вспомогательные операции полностью совмещаются с обменом транспортных средств в забое, значение коэффициента $K_{т.в}$ не учитывается при определении величины $Q_{т.}$.

Эффективная производительность мехлопат при выемке разрушенных пород определяется по формуле (6.11). При этом коэффициент η_n характеризует различную трудность экскавации разрушенных пород в нижней части развала при подработке забоя и после его обрушения (вследствие различной связности пород до и после обрушения). Величина его определяется по формуле

$$\eta_n = (\eta_0 + 1) / (1/Q_{т1} + \eta_0/Q_{т2}), \quad (8.24)$$

где η_0 — показатель обрушения разрушенных пород (см. табл. 6.5); $Q_{т1}$ и $Q_{т2}$ — техническая производительность экскаватора соответственно по подрабатываемой и обрушенной породам, м³/ч.

Таблица 8.6. Расчетные значения коэффициента $K_{т.в}$

Тип экскаватора	Число рядов скважин во взрываеом блоке	Значения коэффициента $K_{т.в}$ при среднем размере куска, $d_{ср}$, см		
		менее 35	35—60	более 60
ЭКГ-5	1	0,9	0,7	0,6
	2—3	0,93	0,73	0,63
	4—5	0,95	0,75	0,65
	6—9	0,97	0,77	0,67
ЭКГ-8И	1	0,9	0,75	0,65
	2—3	0,93	0,78	0,68
	4—5	0,95	0,8	0,7
	6—9	0,97	0,82	0,72
ЭКГ-12,5	1	0,9	0,8	0,7
	2—3	0,93	0,83	0,73
	4—5	0,95	0,85	0,75
	6—9	0,97	0,87	0,77

При определении величины $Q_{т1}$ действительный показатель трудности экскавации породы $P_{э.л}$ устанавливается с учетом величины K_p в нижней части развала, а при определении величины $Q_{т2}$ — с учетом величины K_p для сыпучих пород ($K_p = 1,4 \div 1,5$).

При выемке пород из массива эффективную производительность мехлопат ($m^3/ч$) целесообразно определять по формуле

$$Q_{эф} = (3600E/T_{ц}) (K_{н.к}/K_{р.к}) K_{т.в} K_{пот} K_{у} K_{тр}. \quad (8.25)$$

В этом случае действительная трудность экскавации пород учитывается в продолжительности рабочего цикла $T_{ц}$ при определении времени черпания $t_{ч}$ по формуле (8.15). При отработке уступа, сложенного разнопрочными породами, в числителе формулы (8.15) вместо показателя трудности экскавации одной породы $P_{э.л}$ фигурирует средний по забой показатель трудности экскавации пород $P_{э.л.ср}$:

при горизонтальном залегании разнопрочных породных слоев

$$P_{э.л.ср} = \sum h_i P_{э.л.i} / H_y; \quad (8.26)$$

при сложном залегании пород разной прочности

$$P_{э.л.ср} = 0,01 \sum \mu_i P_{э.л.i}, \quad (8.27)$$

где H_y — высота обрабатываемого уступа, м; h_i — мощность i -го однородного слоя породы в пределах уступа, м ($\sum h_i = H_y$); $P_{э.л.i}$ — действительный показатель трудности экскавации i -й породы; μ_i — удельное содержание в пределах забойного блока i -й породы, %.

Коэффициент потерь экскавированной породы $K_{\text{пот}} = 0,98 \div \div 0,99$. Величина коэффициента управления K_y зависит от порядка отработки забоя, квалификации машиниста, наличия средств контроля и автоматики. В среднем $K_y = 0,92 \div 0,98$.

При колесных видах транспорта $K_{\text{тр}} = \eta_0$ (η_0 — коэффициент обеспечения забоя порожняком).

Для сокращения длительности цикла черпание в мягких породах производят с максимальными скоростями подъемного и напорного движений при полусвободной схеме копания. Стружки вынимают последовательно в направлении от внешней части забоя к внутренней. В разрушенных породах применяют блокированную схему черпания, а в плотных породах — комбинированную, когда отдельныерезы выполняют по блокированной схеме, а остающиеся выступы между ними срезают по свободной схеме. Это сокращает общую продолжительность отработки забойного блока.

В интервале высоты забоя, влияющем на наполнение ковша [см. формулу (8.20)], возможно повторное черпание, целесообразность которого определяется условием

$$T_{\text{ц}}/K_{\text{н.к}} > (T_{\text{ц}} + t'_{\text{ч}} + t_{\text{о.к}})/K'_{\text{н.к}}, \quad (8.28)$$

где $T_{\text{ц}}$ — длительность рабочего цикла при однократном черпании, с; $K_{\text{н.к}}$ и $K'_{\text{н.к}}$ — коэффициенты наполнения ковша соответственно при одно- и двукратном черпании; $t'_{\text{ч}}$ и $t_{\text{о.к}}$ — соответственно время повторного черпания и опускания ковша к подошве забоя, с.

Сокращение продолжительности цикла достигается также рациональной установкой экскаватора в забое, обеспечивающей как эффективность черпания, так и минимум передвижек и наименьшие углы поворота при разгрузке, совмещением поворота и разгрузки, дополнительным разрыхлением породы в период обмена транспортных средств и созданием навала ее у подошвы забоя, перемещением из внутренней части забоя к внешней и сортировкой негабарита.

8.7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ДРАГЛАЙНОВ

Основные рабочие параметры драглайнов (рис. 8.18): $R_{\text{ч}}$ и $R_{\text{р}}$ — радиусы соответственно черпания и разгрузки, определяемые длиной стрелы и углом ее наклона; $R_{\text{ч.з}}$ — радиус черпания с забросом ковша [дальность заброса зависит от модели драглайна и опыта машиниста и достигает $1/4$ длины стрелы (2,5—15 м); отклонение подъемного каната от вертикали при забросе ковша составляет 15—20°; $R_{\text{ч.у}}$ — радиус черпания на уровне установки драглайна; $H_{\text{ч}}$ — глубина черпания, зависящая от длины и угла наклона стрелы, расположения драглайна в забое, экскавируемости породы, длины канатов и квалификации маши-

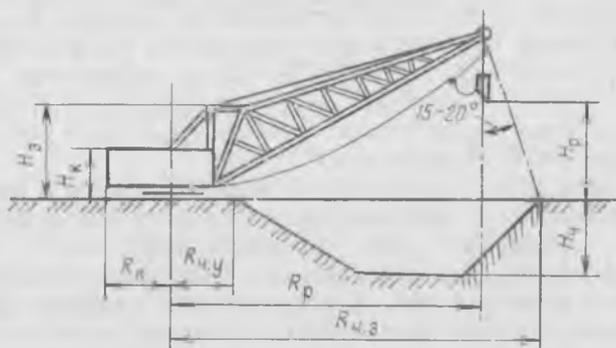


Рис. 8.18. Основные рабочие параметры драглайна

ниста; H_p — высота разгрузки, определяемая длиной стрелы и углом ее наклона; R_k — радиус вращения кузова драглайна; H_z и H_k — соответственно высота верхней стойки и кузова драглайна.

Наклон стрелы драглайна составляет 20—35°; как и у мехлопаты, он может изменяться с соответствующим изменением рабочих параметров. Ход мощных драглайнов — шагающий, у малых моделей — гусеничный; преодолеваемый ими уклон до 7°. Удельное давление на грунт 0,1—0,2 МПа.

Драглайны обычно применяют для экскавации мягких пород. Драглайнами с ковшами емкостью 10 м³ и более успешно экскавируют мелко- и средневзрывчатые породы. Применение их при крупновзрывчатых породах приводит к недостаточному наполнению ковша, быстрому износу ковша и тягового каната.

В СССР драглайны составляют около 20 % парка однокоровых экскаваторов, и с их применением выполняется около 20 % объемов горных и земляных работ.

8.8. ЗАБОИ ДРАГЛАЙНОВ

Основной тип забоя драглайна — торцовый. Возможные параметры забоя зависят от места расположения драглайна и связанного с этим способа черпания.

При выемке нижним черпанием драглайн располагается на кровле уступа (развала) вне призмы возможного обрушения (рис. 8.19, а). С учетом этого, паспортной глубины черпания и угла откоса определяется возможная высота забоя. Профиль забоя драглайна в массиве криволинейный в соответствии с траекторией движения ковша, а в развале близок к прямолинейному вследствие периодического осыпания породы.

При расположении драглайна на подошве уступа и выемке верхним черпанием (рис. 8.19, б) угол откоса забоя α_3 для пред-

Рис. 8.19. Схемы торпых забоев драглайна в склывной заходке при шпигеле, верхнем и комбинированном черпании

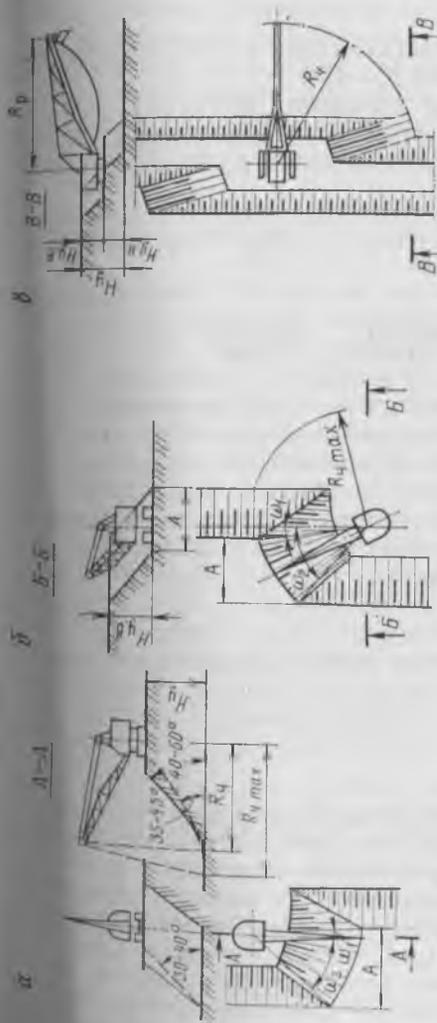
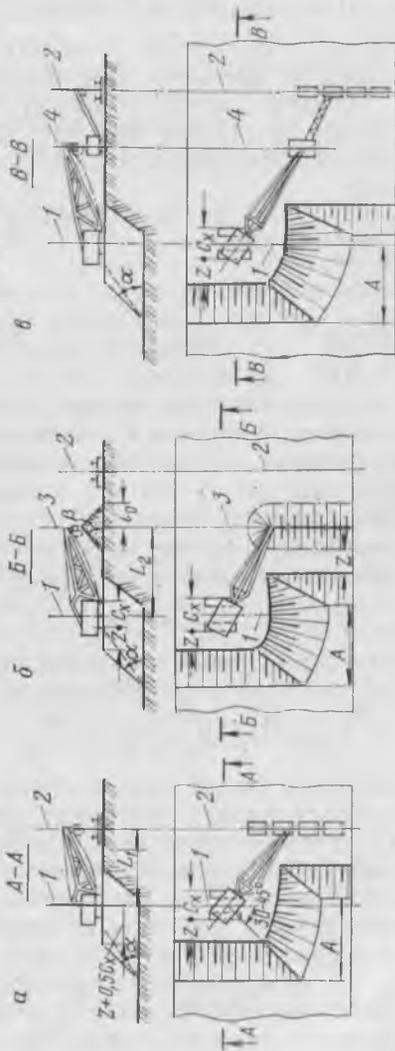


Рис. 8.20. Схемы выемки и погрузки породы драглайнами в транспортные средства:

1, 2, 3, 4 — соответственно оси драглайна, транспортно-грузовых средств, навала и переопасности; Z — берма безопасности; L_1 и L_2 — радиусы разгрузки экскаватора



отвращения скольжения и обеспечения наполнения ковша не должен превышать 20—25°. Высота забоя (уступа) $H_{y.в}$ должна быть не более $0,8 H_p$ (H_p — высота разгрузки) для предотвращения работы в режиме стопорения. Обычно $H_{y.в} = (0,6 \div 0,7) H_p$. Верхнее черпание эффективно только у драглайнов с ковшами емкостью 10—15 м³ и более. Однако и у них производительность при $H_{y.в} > 0,4 H_p$ ниже, чем при нижнем черпании.

Мощный драглайн может располагаться и на промежуточной площадке, обрабатывая две заходки подступов верхним и нижним черпанием (рис. 8.19, в) при их высоте $H_{y.в}$ и $H_{y.н}$.

Максимальная ширина заходки драглайна (см. рис. 8.19, а)

$$A_{\max} = R_{\text{ч}} (\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \quad (8.29)$$

где ω_1 и ω_2 — углы разворота экскаватора от его оси при черпании, не превышающие каждый 30—45°.

Обычно $\omega_1 = 0$, общий угол поворота драглайна для разгрузки составляет 45—90°. В этом случае расчетная ширина заходки $A = R_{\text{ч}} \sin \omega$ и для различных типов драглайнов составляет:

Драглайн	ЭШ-4/40м	ЭШ-5/45	ЭШ-6/60
A, м	23	23	29
			Продолжение
Драглайн	ЭШ-10/70А	ЭШ-14/75	ЭШ-20/90
A, м	33	36	42

Драглайны с ковшами емкостью 6—10 м³ применяют и для погрузки породы в транспортные средства (рис. 8.20, а).

Выемка мягких пород может производиться мощными драглайнами ($E = 8 \div 20$ м³) нижним черпанием с разгрузкой в насыпь (навал) на кровле уступа, откуда погрузку породы в транспортные средства ведут мехлопатами (рис. 9.20, б). При этом должно соблюдаться соотношение

$$R_p \geq A - 0,5C_x + l_0, \quad (8.30)$$

где C_x — ширина хода драглайна, м; l_0 — заложение откоса навала породы на кровле уступа, м;

$$l_0 = \sqrt{H_y A K_p \operatorname{ctg} \beta}; \quad (8.31)$$

β — угол откоса навала, градус.

Если радиус разгрузки драглайна R_p недостаточен для соблюдения условия (8.30), необходимо уменьшить объем вскрышной заходки, обычно за счет сокращения ее ширины.

При наличии бункера-перегрузателя мощные драглайны могут вести погрузку на конвейер, в железнодорожные вагоны или средства гидротранспорта (рис. 8.20, в).

В рассмотренных примерах выемочно-погрузочных работ драглайн обрабатывает нормальные или узкие сквозные продольные заходки-панели. Увеличение ширины панели и умень-

шение числа передвижек транспортных коммуникаций вдоль фронта уступа, как и при работе мехлопат, возможно путем установки промежуточных бункеров-питателей с консольными конвейерами и отдельных конвейерных перегружателей. В зависимости от их установки и порядка работы драглайна панели могут обрабатываться одной или несколькими нормальными или широкими сквозными продольными заходками, сквозными поперечными заходками или тупиковыми продольными широкими заходками. При выемке нижним черпанием забойные конвейеры, бункера-питатели и перегружатели могут устанавливаться как на верхней, так и на нижней площадке уступа. В первом случае возможная ширина панели увеличивается.

При выемке драглайнами в подводных забоях песчаных и песчано-гравийных пород уменьшается угол откоса забоя α_3 и, следовательно, возможная его высота, а также интенсивно обрушается надводная часть забоя, что обуславливает частые передвижки экскаватора. Для увеличения наполнения применяют перфорированные ковши с отверстиями диаметром 25—35 мм.

8.9. ВЫЕМКА С ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД В ВЫРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО

При выемке и перевалке вскрышных пород в выработанное пространство драглайн может быть установлен (рис. 8.21): на кровле пласта (выемка только верхним черпанием); на промежуточной площадке вскрышного уступа (разработка с одной точки стояния нижнего и верхнего подступов соответственно нижним и верхним черпанием), на верхней площадке вскрышного уступа (выемка только нижним черпанием); на временном отвале.

Во всех случаях приемная емкость отвальной заходки (высота отвала) ограничивается радиусом разгрузки драглайна, а не ее высотой. Поэтому для увеличения возможной высоты вскрышного уступа драглайн стремятся установить возможно ближе к выработанному пространству. Для первых трех схем радиус разгрузки R_p условно можно разделить на две части, перекрывающие забойную сторону $R_{p.з}$ и отвальную $R_{p.о}$.

Для первой схемы характерно минимальное значение $R_{p.з}$ и максимальное значение $R_{p.о}$ (м) (рис. 8.21, а)

$$R_{p.з \min} = 0,5C_x + a + h \operatorname{ctg} \alpha_y; \quad (8.32)$$

$$R_{p.о \max} = R_p - 0,5C_x - a - h \operatorname{ctg} \alpha_y. \quad (8.33)$$

Схема позволяет иметь широкие вскрышные заходки и свободную полосу B между нижними бровками добычного уступа и отвала. Высота вскрышного уступа по приемной способности отвальной заходки

$$H_B = \frac{1}{K_p} (R_p - 0,5C_x - a - h \operatorname{ctg} \alpha_y - B - 0,25A) \operatorname{tg} \beta. \quad (8.34)$$

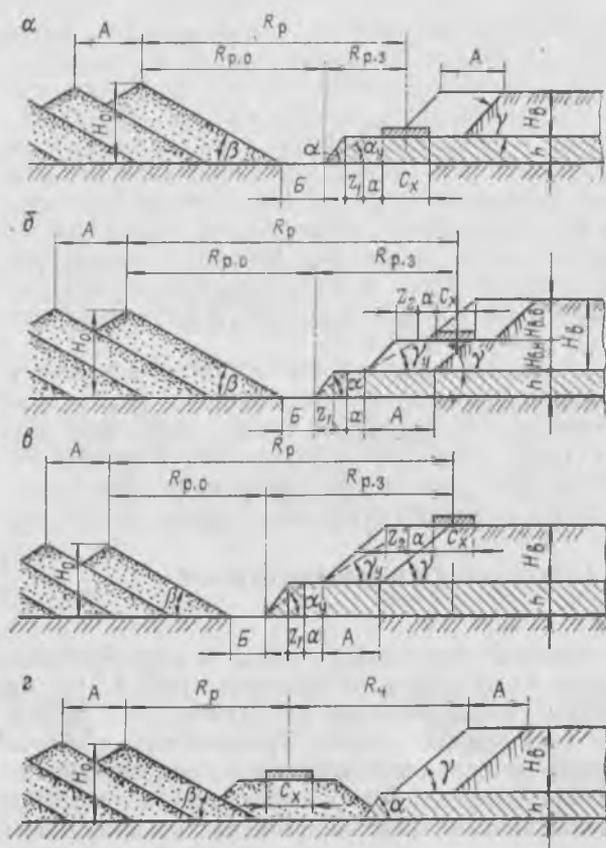


Рис. 8.21. Схемы выемки и пере-валки породы драглайнами в торцовых забоях сквозных захо-док:

$H_{в.о}$ — высота отвала;
 Z_1, Z_2 — ширина по-
 лосы безопасности;
 a — ширина резер-
 вной полосы; $H_{в.в}$ и
 $H_{в.н}$ — высота соот-
 ветственно верхнего
 и нижнего подусту-
 пов; γ — угол откоса
 вскрышного уступа;
 α_{γ} и γ_{γ} — углы ус-
 тойчивого откоса
 соответственно до-
 бычного и вскрыш-
 ного уступов

Величина $H_{в}$ не должна превышать высоты верхнего черпа-ния драглайна. Схеме присущи те же недостатки, что и выемке драглайном верхним черпанием, и она применима только при мощных драглайнах.

Вторая схема (рис. 8.21, б) позволяет увеличить высоту вскрышного уступа, однако при этом сокращается $R_{п.о}$, а следо-вательно, и емкость внутреннего отвала. Высота верхнего под-устапа $H_{в.в}$ не превышает $(0,5 \div 0,7)H_p$. Правильным разделе-нием вскрышного уступа на верхний и нижний подуступы высо-той $H_{в.в}$ и $H_{в.н}$ можно обеспечить отдельную выемку пород и отсыпку в основание отвала менее глинистых фракций.

Для этой схемы

$$R_{п.о \max} = R_p - 0,5C_x - 2a - H_{в.н} \operatorname{ctg} \gamma_{\gamma} - h \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma}. \quad (8.35)$$

Возможная высота вскрышного уступа

$$H_{в} = (R_p - 0,5C_x - 2a - h \operatorname{ctg} \alpha_{\gamma} - B - 0,25A + H_{в.в} \operatorname{ctg} \gamma_{\gamma}) : (K_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma_{\gamma}). \quad (8.36)$$

Для увеличения высоты вскрышного уступа ликвидируется полоса B , уменьшается ширина заходки, а величина $H_{в.н}$ подбирается так, чтобы полностью использовать возможности верхнего черпания при соблюдении условия $H_{в.н} = H_{в.н} + H_{в.в.}$

При третьей схеме (рис. 8.21, в) исключается недостаточное эффективное верхнее черпание, однако величина $R_{р.о}$ становится минимальной, сокращается или исключается свободная полоса B , уменьшаются ширина заходов и возможная высота вскрышного уступа

$$H_{в.н} = (R_{р.о} - 0,5C_x - 2a - h \operatorname{ctg} \alpha_y - B - 0,25A / (K_p \operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma)). \quad (8.37)$$

Мощность вскрыши при этой схеме не должна превышать глубины черпания драглайна ($H_{в.н} \leq H_{ч}$).

Ширина заходки A определяется рабочими параметрами драглайна (см. 8.8). Минимальная ширина заходки $A_{\min} = 0,5C_x$. Во всех рассмотренных схемах транспортные коммуникации для перевозок полезного ископаемого располагаются на почве залежи (в составе полосы B) или на ее кровле. Во втором случае берма между вскрышным и добычным уступами увеличивается на ширину транспортной полосы $b_{т.}$

Если породу из вскрышной заходки невозможно разместить в близлежащей отвальной заходке из-за недостаточного радиуса разгрузки экскаватора или превышения допустимой высоты одноярусного отвала, производят вторичную перевалку (перезакавку) части пород из отвала. При этом часто применяют схему с установкой драглайна на временном отвале (рис. 8.21, г), порода в который отсыпается, а затем перезакавывается в постоянный отвал одним выемочным драглайном.

8.10. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ДРАГЛАЙНОВ

Паспортная, техническая и эффективная производительности драглайнов определяются по методикам, аналогичным приведенным для мехлопат (см. 8.6).

Паспортная производительность $Q_{п.}$ соответствует выемке расчетной по экскавируемости породы (табл. 8.7) при угле поворота драглайна 135° , разгрузке в отвал и паспортной глубине черпания.

При определении технической производительности драглайна минимальная фактическая длительность черпания, как и у мехлопат, зависит от сопротивления породы копанью [см. формулу (8.15)], которое определяет скорость движения ковша и допустимую толщину стружек, регулируемую изменением длины разгрузочного каната и места крепления тяговых цепей. Паспортные продолжительность черпания $t_{ч.п.}$ и показатели трудности экскавации $H_{э.п.}$ драглайнов приведены

Т а б л и ц а 8.7. Показатели, характеризующие паспортную производительность драглайнов

Показатели	Емкость ковша экскаватора, м ³			
	4—6	10—15	20—30	50—100
Продолжительность черпания (наполнения ковша) $t_{ч.п.}$, с	15—18	18	20	20
Продолжительность поворота $t_{п.р.п}$ (угол поворота 135°), с	30—42	42	45	45
Продолжительность рабочего цикла $T_{ц.п.}$, с	45—60	60	65	65
Конструктивно-расчетное число циклов в минуту $n_{п}$	1—1,32	1	0,92	0,92
Паспортный показатель трудности экскавации пород $P_{э.п}$	3—3,5	4—4,5	4,8—5,2	5,5—6
Коэффициент влияния типа-размера драглайна $K_{тр}$	1	0,95—0,9	0,85—0,75	0,7—0,6

в табл. 8.7. Действительный показатель трудности экскавации породы драглайном $P_{э.д} = P_{э} K_{в} K_{тр}$ (см. табл. 6.2 и 8.7).

При выемке сыпучих разрушенных пород ($K_p > 1,4$) время черпания (с) может быть определено по эмпирической формуле

$$t_{ч} \approx 450d_{ср}^2/E + E/(0,09E + 0,6), \quad (8)$$

где $d_{ср}$ — средний размер куса взорванной породы, м; E — емкость ковша драглайна, м³.

Минимальная фактическая продолжительность (с) одностороннего поворота драглайна

$$t_{п.о} \approx (0,5 + 2,5/E) \sqrt[3]{(103E - 300)^{5/3} \beta^2/E}, \quad (9)$$

где β — угол поворота драглайна на разгрузку, градус.

Средний угол поворота определяется конкретной схемой работы драглайна и изменяется от 45—75° при проведении траншей с двусторонней отсыпкой отвалов до 170° при выемке продольным забоем.

При полном совмещении операций поворота на разгрузку и подъема ковша ($t_{п.о} \geq t_{под}$) общая продолжительность поворотов драглайна $t_{п} = 2t_{п.о}$ и может быть определена по формуле (8.18). При малом угле поворота драглайна β время подъема ковша на разгрузку $t_{под}$ превышает время поворота экскаватора. В этом случае продолжительность цикла драглайна

$$T_{ц} = t_{ч} + t_{под} + t_{п.о} + t_{р.п.} \quad (8.40)$$

Т а б л и ц а 8.8. Продолжительность разгрузки ковша драглайна в транспортные сосуды

Емкость ковша, м ³	Продолжительность разгрузки, с. при экскавируемых породах					
	сыпучих	мягких		смешанных	разрушенных	
		супеси и суглинки	тяжелые вязкие глины		$d_{cp} \leq 0,4 \sqrt[3]{E}$	$d_{cp} > 0,4 \sqrt[3]{E}$
0,1—1,5	0,5	1,5	4,8—5,8	2,8—3	2	2,5
2—4	1	1,8	5,5—6,8	3,1—3,4	2,4	3,6
6—8	1,5	2,8	6,5—8	3,3—3,6	2,6	3,8

Время подъема ковша драглайна на разгрузку (с)

$$t_{\text{под}} \approx (0,35E^2 + 5) H_{\text{под}}/E^2. \quad (8.41)$$

Высота подъема ковша $H_{\text{под}}$ (м) определяется максимальной высотой разгрузки драглайна $H_{p \text{ max}}$, высотой забоя H_3 , углом его откоса α_3 ($\alpha_3 \approx 30^\circ$), а также длиной участка черпания l_4 :

$$H_{\text{под}} = H_{p \text{ max}} + H_3 - l_4 \sin \alpha_3. \quad (8.42)$$

Максимальная длина участка черпания (всего забоя)

$$l_{4 \text{ max}} \approx L_c \cos \rho / \cos \alpha_3 - l_{4c}. \quad (8.43)$$

где L_c и l_{4c} — соответственно длина стрелы и тяговых цепей драглайна, м; ρ — угол наклона стрелы драглайна, градус.

Действительная длина черпания драглайна определяется по формуле, аналогичной (8.20); ширина стружки чаще всего равна ширине ковша. В разрушенных породах

$$l_4 \approx (5 + 100d_{cp}^2) \sqrt[3]{E}. \quad (8.44)$$

Разгрузка ковша драглайна в отвал при экскавации сыпучих, легких и средних глинистых и разрушенных пород при $d_{cp} \leq 0,4 \sqrt[3]{E}$ может быть полностью совмещена с поворотом экскаватора. Разгрузка же в отвал вязких глинистых и крупнообломанных пород лишь частично совмещается с поворотом драглайна, $t_p \approx 2$ с. Время разгрузки в транспортные сосуды, связанной с остановкой и опусканием ковша драглайна, при $V_T: E \geq 4 \div 5$ зависит от типа экскавируемых пород и емкости ковша (табл. 8.8).

Величина коэффициента разрыхления породы в ковше при выемке из массива определяется по данным табл. 8.3. Коэффициент наполнения ковша драглайна при выемке различных пород из массива составляет:

Т а б л и ц а 8.9. Сравнительные коэффициенты производительности

Тип экскаватора	Коэффициент производительности при экскавируемых породах			
	легких		разрушенных	
	неуплотненных	уплотненных	$d_{ср} \leq 0,4 \sqrt[3]{E}$	$d_{ср} > 0,4 \sqrt[3]{E}$
Прямая лопата	1	1	1	1
Драглайн	0,82	0,8	0,77	0,64

пески и легкие супеси 1,05—0,9
 неуплотненные мягкие породы 0,9—0,7
 уплотненные мягкие породы 0,9—0,6
 плотные и вязкие глинистые породы 0,7—0,4

Экскавируемые драглайнами разрушенные породы характеризуются высокой степенью разрыхления в развале ($K_p \geq 1,3 \div 1,4$). В этих условиях коэффициенты разрыхления породы в ковше и наполнения ковша определяются кусковатостью породы и емкостью ковша (см. табл. 8.4, 8.5).

Коэффициент $K_{т.в}$ определяется по формулам (8.21), (8.22), (8.23). Максимальная длина (м) забойного блока (и перемещение машины за технологический цикл) при работе драглайна без заброса ковша

$$P_{\max} = l_{п \max} \approx 1,7 (0,4L_c - H_э). \quad (8.45)$$

Обычно $P < P_{\max}$, что позволяет уменьшить средний угол поворота драглайна $\beta_{ср}$ и $T_{ц}$, а также увеличить при разгрузке в отвал вместимость последнего. Например, при $P = 0,5P_{\max}$ угол $\beta_{ср}$ уменьшается на 13—15°.

Продолжительность рабочего цикла драглайна больше, чем мехлопаты с ковшом той же емкости, в среднем на 20, 40, 70 и 40 % для машин с емкостью ковша соответственно до 2, 2—3, 4—8 и более 8 м³. Сравнительная производительность мехлопат и драглайнов зависит и от типа экскавируемых пород (табл. 8.9). С учетом того, что работа драглайнов в конкретных условиях оценивается не только их эффективной производительностью $Q_{эф}$, но и дальностью перемещения породы $L \approx R_p$ (особенно при перевалке вскрышных пород в выработанное пространство), для сопоставления различных моделей экскаваторов пользуются и значениями приведенной производительности $Q_{пр} = Q_{эф}L, \text{ м}^3 \cdot \text{м/ч} (\text{т} \cdot \text{м/ч})$.

8.11. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

К трудоемким вспомогательным работам при выемке однокосковыми экскаваторами относятся: планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов, очистка ковшей и хо-

довой 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 простых экскаваторов из-за них достигают 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 и делают дополнительные откидные задние стенки; при этом производительность в зимний период увеличивается на 12—15 %. Для очистки используется и местный нагрев пламенем, а также электрообогрев наружных стенок ковша. Расход электроэнергии для ковшей емкостью 4—8 м³ составляет 70—180 МДж/сут. Потребляемая мощность нагревательных элементов 8—10 кВт.

Для обеспечения проходимости экскаватора при недостаточной несущей способности мягких пород 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) сооружают экскаватором приямок, куда разгружают сухую взорванную породу, привозимую 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 и затем сверху укладывают щиты, на которые наезжает экскаватор.

Зачистка кровли залежи производится бульдозерами, скреперами, обратными лопатами и драглайнами с ковшами емкостью 0,5—1 м³. Породу, получаемую при зачистке, складывают у нижней бровки уступа с целью ее погрузки при отработке следующей экскаваторной заходки; иногда для ее погрузки в транспортные средства применяют вспомогательные экскаваторы и погрузчики.

Планировка трассы экскаватора и выравнивание подошвы уступов осуществляются обычно бульдозерами, иногда колесными скреперами. «Пороги» скальных и полускальных пород предварительно обуривают и взрывают.

Уборка породных просыпей при погрузке мехлопатами осуществляется отвальными плугами со специализированными лемехами или лопатами-скребками, надеваемыми на зубья

экскаваторного ковша. Уборка просыпей лопатой-скребком в период обмена поездов производится возвратно-поступательным движением рукояти только с противоположной стороны железнодорожного пути. Со стороны экскаватора путь очищают пятой ковша при подтягивании рукояти. Просыпи мягких пород на складах можно убирать погрузчиками с грейферным ковшом.

Ликвидация навесей («kozyрьков») и заколов в экскаваторных забоях осуществляется с помощью лопат-скребков различных конструкций или навесных установок к тракторам с различными рабочими органами, например, поворотным шнеком с режущими зубьями.

Перемещение отключенного кабеля при перецепках производится на металлических санях или тележках бульдозерами, а на небольшое расстояние — самим экскаватором. Для этого на кабеле закрепляют эластичные петли, зацепляемые за зубья ковша. Разработан ряд конструкций навесных кабельных барабанов к одноковшовым экскаваторам.

Доставка запасных частей и материалов к экскаваторам производится на специализированных платформах и автомобилях с погрузочными приспособлениями. Текущие профилактические ремонты экскаваторов выполняют непосредственно на уступе. Механизация их осуществляется посредством применения кранов, передвижных механических мастерских и т. д.

Доставку экскаваторов на ремонтную базу осуществляют в разобранном (по отдельным узлам) или собранном виде. Строительные экскаваторы и небольшие модели карьерных мехлопат перевозят на нормальных четырехосных или специальных платформах.

9. ВЫЕМКА ПОРОД МАШИНАМИ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

9.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЦЕПНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Рабочим органом цепных экскаваторов является ковшовая (направляющая) рама и цепь с ковшами. Угол наклона рамы изменяется с помощью канатной подвески. Различают цепные экскаваторы:

по конструкции рабочего органа — многоковшовые, скребково-ковшовые и фрезерно-ковшовые;

по способу экскавации — поперечного и продольного черпания, когда направление движения рабочего органа соответственно перпендикулярно к направлению движения самого экскаватора и совпадает с ним;

по конструкции ходового оборудования — на рельсовом, гусеничном и шагающем ходу;

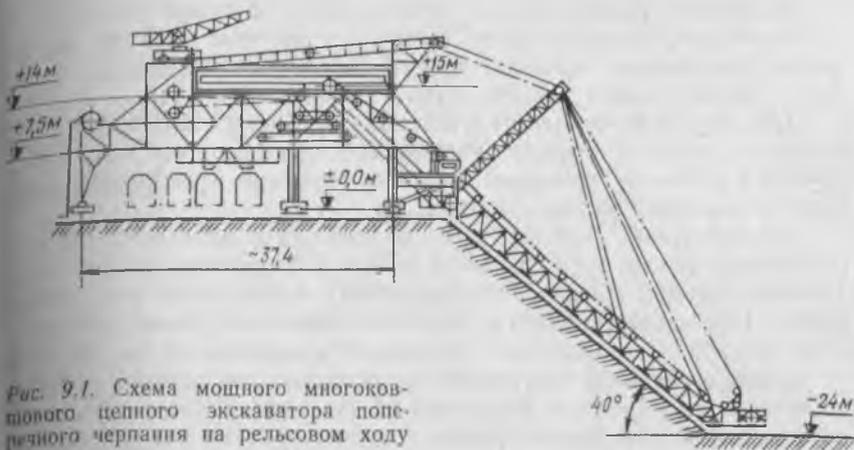


Рис. 9.1. Схема мощного многоковшового цепного экскаватора поперечного черпания на рельсовом ходу

по виду привода — с электрическим, дизель-электрическим и дизельным приводом.

У скребково-ковшовых экскаваторов длинная скребковая цепь с врубовыми звеньями предназначена для отделения плотных пород от забоя, а короткая ковшовая цепь — для дальнейшего перемещения скатывающейся к подошве уступа породы. Эти экскаваторы используются сейчас только в единичных случаях при валовой выемке бурых углей с целью увеличения высоты уступа.

Для продления сезона работы и увеличения высоты уступа созданы конструкции фрезерно-ковшовых экскаваторов, разрушающих породу в целике укрепленными на раме вращающимися фрезами.

Для проведения вспомогательных горных выработок (дренажных, для подземных коммуникаций и т. д.) применяются траншейные цепные экскаваторы продольного черпания (на гусеничном ходу) производительностью до $150 \text{ м}^3/\text{ч}$. Глубина проводимых траншей изменяется от 0,5 до 2,5—3 м, ширина их составляет 0,8—1,1 м.

Наибольшее распространение на открытых горных работах получили многоковшовые цепные экскаваторы поперечного черпания средней и большой мощности (емкость ковшей 300—600 л и более) на рельсовом и гусеничном ходу (рис. 9.1). Малые модели используют главным образом на карьерах по добыче глин и песков.

Помимо указанных выше классификационных признаков цепные экскаваторы различаются:

- по способу черпания — только верхнего или нижнего черпания, последовательно верхнего и нижнего черпания (обязательно поворотные экскаваторы);
- по поворотности — неповоротные, неполно- и полноповоротные;

по способу разгрузки — с порталной и боковой разгрузкой; по конструкции ковшовой рамы — с жесткой или шарнирной рамой при наличии или отсутствии планирующего звена, со свободно провисающей цепью, с телескопической рамой.

При верхнем черпании уменьшаются затраты энергии на подъем и резание породы, увеличивается возможное число разгрузок в единицу времени. Нижнее черпание производительнее при плотных глинистых породах.

Неповоротные экскаваторы верхнего или нижнего черпания работают только в продольном забое. Поворотные экскаваторы (обычно верхнего и нижнего черпания) могут иметь и торцовый забой. Продолжительность поворота ковшовой рамы для перехода от верхнего черпания к нижнему составляет 15—25 мин.

Однопортальная разгрузка характерна для цепных экскаваторов малой и средней мощности на железнодорожном ходу при небольшой длине фронта работ и одном пути на уступе, а двухпортальная — для экскаваторов большой и средней мощности при длине фронта работ более 1,5 км и двух путях на уступе. Боковую разгрузку имеют все цепные экскаваторы на гусеничном ходу и малые модели на рельсовом ходу; производится она через лоток или конвейер. Обычно разгрузочный конвейер неполноповоротный (110—130°), что увеличивает шаг передвижки рельсовых путей.

Жесткие рамы без планирующего звена применяют при валовой выемке однородных пород верхним и реже нижним черпанием. Экскаваторы со свободно провисающей ковшовой цепью предназначены для разработки мягких пород с включениями валунов (размером 200—250 мм при объеме ковшей более 600 л), которые цепь обходит; это снижает наполнение ковшей, но предотвращает аварии. Планирующие звенья (в конце рамы при нижнем черпании и в начале — при верхнем) применяются для планировки площадок, уборки гребней и т. п.; их длина — 2—6 м. Многошарнирные рамы предназначены для раздельной выемки. Ковшова цепь состоит из шарнирно-соединенных звеньев длиной 300, 600 или 900 мм. Ковши прикрепляют через 4, 6, 8 или 11 звеньев (шаг цепи). Меньший шаг цепи устанавливают при экскавации сухих песков, а больший шаг — при липких глинистых породах.

Максимально преодолеваемые уклоны экскаваторами на рельсовом ходу — 1:50 и 1:30 соответственно при работе в холостом проходе.

9.2. ЗАБОИ ЦЕПНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Основными типами забоев являются фронтальный (продольный) и торцовый.

Фронтальный забой характерен для цепных экскаваторов на железнодорожном ходу. Выемка породы производится параллельными (одиночными или многорядными) или треугольными

Рис. 9.2. Схемы образования породной стружки при работе цепного экскаватора во фронтальном забое: а — схема формирования стружек; б — направление движения ковшей; L_y — длина откоса уступа; γ — расчетный угол наклона траектории ковша к линии откоса уступа

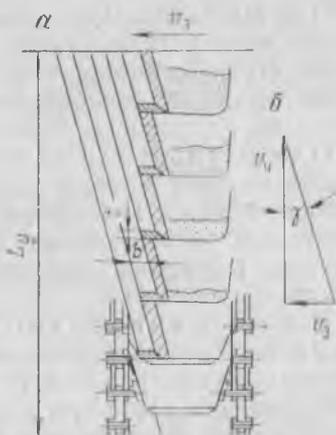
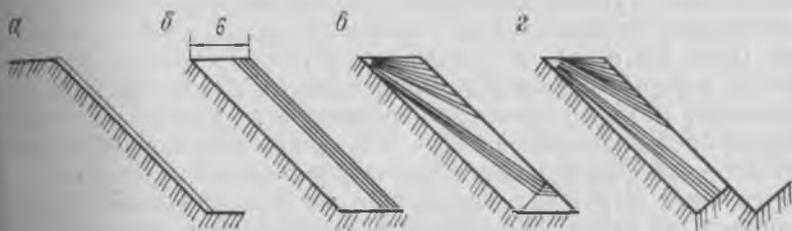


Рис. 9.3. Схемы выемки пород цепным экскаватором во фронтальном забое



стружками по веру при движении ковшовой цепи по откосу уступа со скоростью $v_ч$ и перемещении экскаватора вдоль уступа со скоростью $v_э$. Направление перемещения каждого ковша определяется величиной векторов скоростей $v_ч$ и $v_э$ (рис. 9.2). Стружки имеют прямоугольное сечение в плане. Ширина заходки совпадает с шагом передвижки подэкскаваторных путей.

Ширина стружки (м), снимаемой каждым ковшом,

$$b = T \operatorname{tg} \gamma = T v_э / v_ч, \quad (9.1)$$

где T — шаг ковшовой цепи, м.

Наибольшее усилие копания, минимальные расход энергии и износ рабочего органа цепного экскаватора при выемке песчаных пород достигаются при максимальном отношении емкости ковша к площади поперечного сечения стружки. Такое отношение зависит от толщины и ширины стружки t и b , а также от радиуса кривизны режущей кромки ковшей $r_{р.к}$. При $t > r_{р.к}$ целесообразно равенство $b = t$.

Максимальная толщина стружки t_{\max} определяется мощностью экскаваторов (емкостью ковшей E):

E , м ³	400	560	800	1120	1600	2240	3150
t_{\max} , мм	500	560	630	710	800	900	1000

При выемке параллельными стружками песчаных пород ковшовую раму устанавливают под постоянным углом к горизонту, длина стружек постоянная. В этом случае увеличивается производительность экскаватора, износ всех его основных узлов (привода, рамы, цепи, ковшей) минимален.

Одиночными параллельными стружками забой отрабатывается экскаваторами с ковшовой рамой без планирующих звеньев (рис. 9.3, а), а также в некоторых случаях поворотными экскаваторами мостовых комплексов. При толщине стружки t ширина заходки $A = t / \sin \alpha$, где α — угол откоса уступа.

Выемка многорядными параллельными стружками при одном положении оси движения экскаватора вдоль фронта уступа (рис. 9.3, б) рациональна при наличии выдвинутой ковшовой рамы или планирующего звена. Ширина заходки равна длине верхнего или нижнего планирующего звена.

Выемка треугольными стружками по вееру осуществляется путем постепенного опускания первоначально расположенной горизонтально ковшовой рамы любой конструкции (рис. 9.3, в, г). У подошвы уступа остаются породные гребни, которые извлекаются при наличии планирующего звена. Рельсовые пути экскаватора передвигаются циклично, с шагом, обычно превышающим на 25—30 % длину планирующего звена, или этот шаг определяется высотой оставляемых гребней. При треугольных стружках вследствие их неодинаковых длины и толщины по длине не полностью используется емкость ковшей и производительность экскаватора падает (см. 9.3). Неравномерна нагрузка на привод и механические части рабочего органа. Потери энергии на 6—9 % выше, чем при параллельном черпании. Для увеличения производительности экскаватора при веерном черпании скорость перемещения ковшовой рамы $v_{\text{п}}$ должна периодически изменяться. У современных цепных экскаваторов нижнего черпания величина $v_{\text{п}}$ находится в пределах 8,5—2,1 м/мин.

Несмотря на указанные недостатки, выемка треугольными стружками по вееру широко распространена при разработке глинистых пород экскаваторами на рельсовом ходу и при нижнем черпании экскаваторами на гусеничном ходу с ковшовыми рамами без планирующего звена.

Торцовый забой, типичный для цепных поворотных экскаваторов на гусеничном и шагающем ходу, отрабатывается обычно многорядными серповидными параллельными или веерными стружками с одной точки стояния экскаватора при повороте его ковшовой рамы (рис. 9.4). Ширина заходки определяется при заданных длине и угле наклона ковшовой рамы углами ее поворота от оси движения экскаватора в сторону выработанного пространства φ_1 и уступа φ_2 (рис. 9.5): $\varphi_1 = 73 \div 76^\circ$ при нижнем черпании и $\varphi_1 = 81 \div 84^\circ$ при верхнем черпании (по подошве уступа). Угол поворота рамы в сторону уступа (по его по-

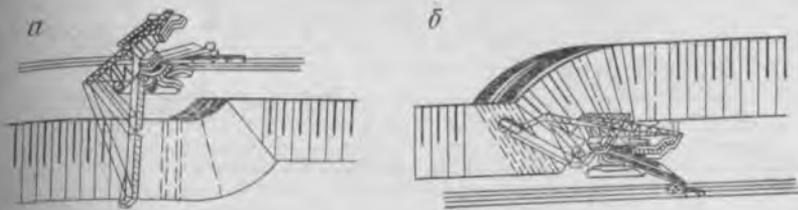


Рис. 9.4. Схемы выемки пород цепным экскаватором в торцовом забое нижним (а) и верхним (б) черпаньем

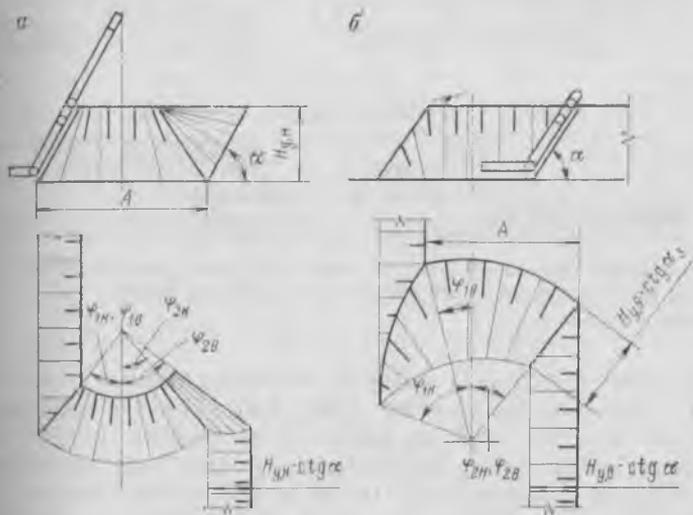


Рис. 9.5. Схемы к определению ширины заходки при нижнем (а) и верхнем (б) черпании в торцовом забое:

$H_{у.н}$ и $H_{у.в}$ — высота уступа соответственно при нижнем и верхнем черпании; $\psi_{1н}$, $\psi_{2н}$ и $\psi_{1в}$, $\psi_{2в}$ — углы поворотов экскаватора соответственно при нижнем и верхнем черпании

дошве) $\psi_2 = 42 \div 47^\circ$. При этом минимальная толщина серповидной стружки у внешней (внутренней) границы забоя $t_{\min} \geq (0,25 \div 0,3)t_{\max}$. Для обеспечения постоянной производительности экскаватора скорость поворота его ковшовой рамы при уменьшении толщины стружки постепенно увеличивается от 2 до 6,4 м/мин. Максимальная ширина заходки составляет $(3 \div 3,5)H_y$ при нижнем черпании и $(3,5 \div 4)H_y$ — при верхнем.

Высота уступов (забоев), разрабатываемых цепными экскаваторами, зависит от длины их ковшовых рам и углов откоса уступов; она обычно не превышает 30 м при верхнем черпании и 40 м — при нижнем.

Раздельная выемка горизонтальных или пологих пластов сложного строения эффективно может производиться цепными

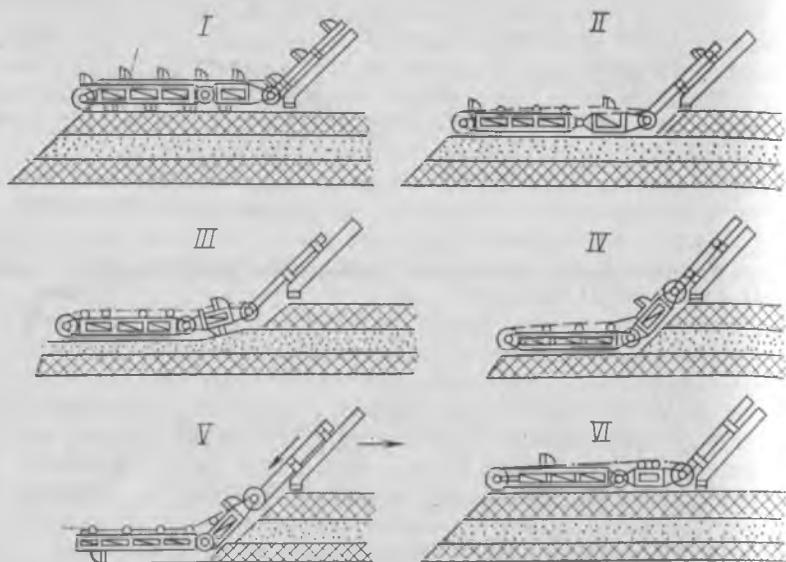


Рис. 9.6. Схемы раздельной выемки горизонтальных пластов цепным экскаватором с многошарнирной телескопической ковшовой рамой:
I—VI — стадии выемки

неповоротными экскаваторами с многошарнирными телескопическими ковшовыми рамами (рис. 9.6). При невыдержанном залегании пластов для их раздельной выемки целесообразно применять поворотные экскаваторы с многошарнирными рамами. Подача ковшовой рамы на забой в этом случае может производиться как за счет поворота и изменения наклона рамы, так и подъемом или опусканием отдельных ее звеньев.

9.3. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЦЕПНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Паспортная производительность по разрыхленной породе определяется по формуле (6.6). Расчетное число разгрузок ковшей в час

$$n_{\text{р}} = 3600 v_{\text{ч.п}} / T, \quad (9.2)$$

где $v_{\text{ч.п}}$ — расчетная скорость движения ковшовой цепи, м/с (табл. 9.1).

При установлении технической производительности целесообразно выделить коэффициенты разрыхления породы в ковшах и наполнения ковшей, а следовательно, и коэффициента экскавации, зависящего от свойств разрабатываемых пород. Тогда формула (6.8) приводится к виду (м³/ч)

$$Q_{\text{т}} = Q_{\text{п}} K_{\text{з}} K_{\text{п}} K_{\text{э}}, \quad (9.3)$$

где $K_{\text{э}}$ — коэффициент экскавации (табл. 9.2),

Т а б л и ц а 9.1. Показатели, характеризующие паспортную производительность цепных экскаваторов

Показатели	Паспортная производительность экскаваторов, м ³ /ч			
	до 1000	1000—2400	2500—4500	5000—10 000
Конструктивно-расчетное число разгрузок ковшей в минуту n_p	40—60	35—50	25—40	25—40
Расчетная скорость движения ковшовой цепи $v_{ч.п.}$, м/с	1—1,1	1,1—1,2	1,2—1,25	1,3—1,4
Паспортный показатель трудности экскавации пород $P_{э.п}$	8—15	12—20	12—20	12—20
Коэффициент влияния типоразмера цепного экскаватора $K_{тр}$	1,2	1	0,85—0,75	0,7—0,6

Т а б л и ц а 9.2. Значения коэффициента экскавации при выемке многоковшовыми экскаваторами (по данным УкрНИИпроекта)

Экскаватор	Значения $K_э$ при выемке пород							
	Уголь		Глисок	С/песч	Суглинок		Глина	Алеврит, аргиллит, песчанник
	бурый	каменный			легкий	средний и тяжелый		
Rs-400	1*	—	1,06	1,15	1,1	1	—	—
	1,24	—	1,16	1,38	1,34	1,24	—	—
Ds-1000 (1200)	1	0,8	1,06	1,15	1,1	1	0,9	0,8
	1,24	0,82	1,16	1,38	1,34	1,24	0,92	0,82
Ds-1500	1,18	0,9	1,15	1,28	1,22	1,18	1,14	0,9
	1,34	0,92	1,2	1,45	1,4	1,34	1,32	0,92

Цепные экскаваторы

Rs-400	1*	—	1,06	1,15	1,1	1	—	—
	1,24	—	1,16	1,38	1,34	1,24	—	—
Ds-1000 (1200)	1	0,8	1,06	1,15	1,1	1	0,9	0,8
	1,24	0,82	1,16	1,38	1,34	1,24	0,92	0,82
Ds-1500	1,18	0,9	1,15	1,28	1,22	1,18	1,14	0,9
	1,34	0,92	1,2	1,45	1,4	1,34	1,32	0,92

Роторные экскаваторы

ЭР-1250Д	0,72	0,7	0,87	0,82	0,72	0,67	0,64	0,7
SRs-470	—	—	—	—	—	—	—	—
ЭРШР-1600	0,78	0,76	0,87	0,85	0,78	0,73	0,7	0,76
ЭРШРД-5000	0,8	0,78	0,9	0,88	0,82	0,76	0,74	0,8
SRs-2000	—	—	—	—	—	—	—	—

* В числителе приведены значения коэффициента экскавации при верхнем черпании, в знаменателе — при нижнем черпании.

При этом коэффициент влияния породы $K_{п}$ зависит от соотношения фактического $P_{э.ц}$ и паспортного $P_{э.п}$ показателей трудности экскавации пород цепными экскаваторами (рис 9.7).

При $P_{э.ц} < P_{э.п}$ техническая производительность ограничивается емкостью ковшей или пропускной способностью транспор-

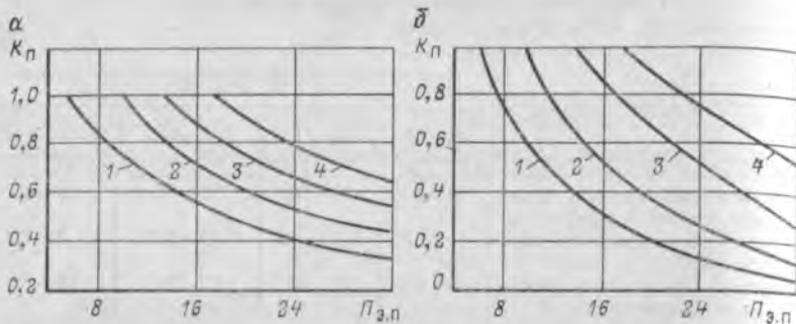


Рис. 9.7. Графики зависимости коэффициента влияния породы $K_{п}$ от показателя трудности экскавации породы $\Pi_{э,п}$ при выемке цепными (а) и роторными (б) экскаваторами:

1 — при $\Pi_{э,п} = 6$; 2 — при $\Pi_{э,п} = 10$; 3 — при $\Pi_{э,п} = 14$; 4 — при $\Pi_{э,п} = 18$

тирующих органов экскаватора (обычно конвейеров) и чаще всего $K_{п} = 1$.

При $\Pi_{э,п} < \Pi_{э,ц} \leq 1,6 \Pi_{э,п}$ экскавация породы происходит при увеличении крутящего момента на валу рабочего органа без уменьшения толщины срезаемой стружки. При этом ориентировочно

$$K_{п} = \Pi_{э,п} / \Pi_{э,ц} = n_{ф} / n_{п}, \quad (9.4)$$

где $n_{п}$ и $n_{ф}$ — паспортное и фактическое число разгрузок ковшей в минуту.

Величина $n_{ф}$ у мощных экскаваторов (емкость ковшей 1000—2000 л) при экскавации плотных пород (тяжелые глины, мел и мергель) составляет 18—25, у средних моделей с ковшами емкостью 500—1000 л в глинистых породах 25—30, у малых моделей с ковшами емкостью до 400—500 л в песчаных породах 30—50.

При $\Pi_{э,ц} > 1,6 \Pi_{э,п}$ экскавация производится стружками уменьшенного сечения, что вызывает дополнительное увеличение показателя $\Pi_{э,ц}$ и дополнительное снижение производительности экскаватора, особенно при $\Pi_{э,ц} > 2 \Pi_{э,п}$ и больших значениях $\Pi_{э,п}$.

Коэффициент влияния забоя K_3 учитывает потери времени при переходе к отработке новых стружек и забойных блоков, а также потери производительности из-за уменьшения толщины и высоты стружек в различных частях забоя. По данным УкрНИИпроекта, коэффициент K_3 имеет следующие значения:

при выемке фронтальным забоем: одиночными и многорядными параллельными стружками — 1; треугольными стружками по веру — 0,97;

при выемке торцовым забоем: одиночными параллельными стружками — 0,8; многорядными параллельными стружками — 0,88; треугольными стружками по вееру — 0,85.

Эффективная производительность определяется по формуле (6.11).

При отработке уступа, сложенного разнопрочными породами, средневзвешенная величина коэффициента влияния породы

$$K_{п. ср} = \frac{P_{э. п}}{P_{э. д. ср}}, \quad (9.5)$$

где $P_{э. д. ср}$ — средневзвешенный действительный показатель трудности экскавации пород (см. 8.6).

Коэффициент потерь породы $K_{пот} = 0,99 \div 1,0$. Значения коэффициента управления K_y находятся в пределах 0,93—0,98. При конвейерном транспорте $K_{тр} = 0,96$, а при железнодорожном $K_{тр} = \eta_0$.

Производительность цепных экскаваторов с нижним черпанием обычно на 15—20 % выше, чем экскаваторов с верхним черпанием.

9.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РОТОРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Рабочим органом роторных экскаваторов является ротор колесного типа с ковшами емкостью от 40—4000 л. По способу разгрузки роторы разделяются на гравитационные и инерционные. Распространенные роторы с гравитационной боковой разгрузкой по конструкции разгрузочной части делятся на камерные, бескамерные и полукамерные. Экскаваторы с камерными роторными колесами в настоящее время не выпускаются. Бескамерные роторы, у которых разгрузочный сектор не зависит от числа ковшей и достигает 130° против 70° — 90° у камерных роторов, позволяют увеличить скорость копания, сократить размеры ротора и ковшей при той же производительности экскаватора; они более приспособлены для выемки липких глинистых пород. Диаметр роторных колес 2,5—18 м.

По технологическим признакам роторные экскаваторы классифицируются следующим образом:

по производительности (по разрыхленной породе) — малой (до $630 \text{ м}^3/\text{ч}$), средней (630 — $2500 \text{ м}^3/\text{ч}$), большой производительности (2500 — $5000 \text{ м}^3/\text{ч}$) и сверхмощные (более $5000 \text{ м}^3/\text{ч}$);

по удельному усилию копания — с нормальным усилием копания ($0,45$ — $0,7 \text{ МПа}$), с повышенным усилием копания ($0,85$ — $2,1 \text{ МПа}$);

по способу черпания — верхнего черпания (при глубине нижнего черпания не более 0,5 диаметра ротора), верхнего и нижнего черпания;

по способу подачи ротора на забой — с выдвигными и невыдвигными стрелами (за счет выдвигания стрелы и перемещения самого экскаватора);

по типу ходового оборудования — на гусеничном, шагающе-рельсовом, рельсо-гусеничном и рельсовом ходу;

по типу разгрузочного устройства — с разгрузочной консолью и соединительным мостом.

Вскрышные роторные экскаваторы выпускаются производительностью $Q_{п}$ от 500 до 11 000 м³/ч и удельными усилиями копания $K_{Fп}$ до 1,15 МПа, а добычные — с $Q_{п}$ до 5000 м³/ч и $K_{Fп}$ до 2,1 МПа. Вскрышные экскаваторы производительностью 1000 м³/ч и выше работают совместно с конвейером и отвалообразователем соответствующей производительности. Сочетание экскаватора с конвейерами и отвалообразователем (или только с последним) называется комплексом оборудования непрерывного действия.

Большинство существующих роторных экскаваторов работает с верхним черпанием. Высота и глубина черпания определяются длиной роторной стрелы и углом наклона конвейера, обычно составляющим 18—20°. При нижнем черпании и обычной конструкции стрелового конвейера забой должен быть весьма пологим, длина роторной стрелы и масса экскаватора резко увеличиваются. В настоящее время существуют тенденции к выпуску высокопроизводительных роторных экскаваторов с ограниченной высотой черпания (до 30—40 м). Это снижает массу экскаватора на 20—40 % и при соответствующих технологических схемах позволяет разрабатывать уступы большой высоты.

Разгрузочное устройство в виде соединительного моста применяется у мощных экскаваторов с большими линейными параметрами. При невыдвигной роторной стреле выделение разгрузочного устройства в самостоятельный агрегат значительно сокращает число передвижек забойного конвейера.

9.5. ЗАБОИ РОТОРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Забой роторного экскаватора может быть продольным (фронтальным) или торцовым (рис. 9.8).

Фронтальный забой используется в редких случаях — при эксплуатации роторных экскаваторов на рельсовом ходу, а также при раздельной выемке. Работы ведутся с одно- и двусторонним поворотом роторной стрелы при циклическом перемещении экскаватора вдоль уступа или без поворота стрелы при непрерывном перемещении экскаватора (рис. 9.8, а).

Торцовый забой типичен для роторных экскаваторов на гусеничном и шагающе-рельсовом ходу. Оработка его производится с непрерывным поворотом роторной стрелы в горизонтальной плоскости и периодическим — в вертикальной плоскости.

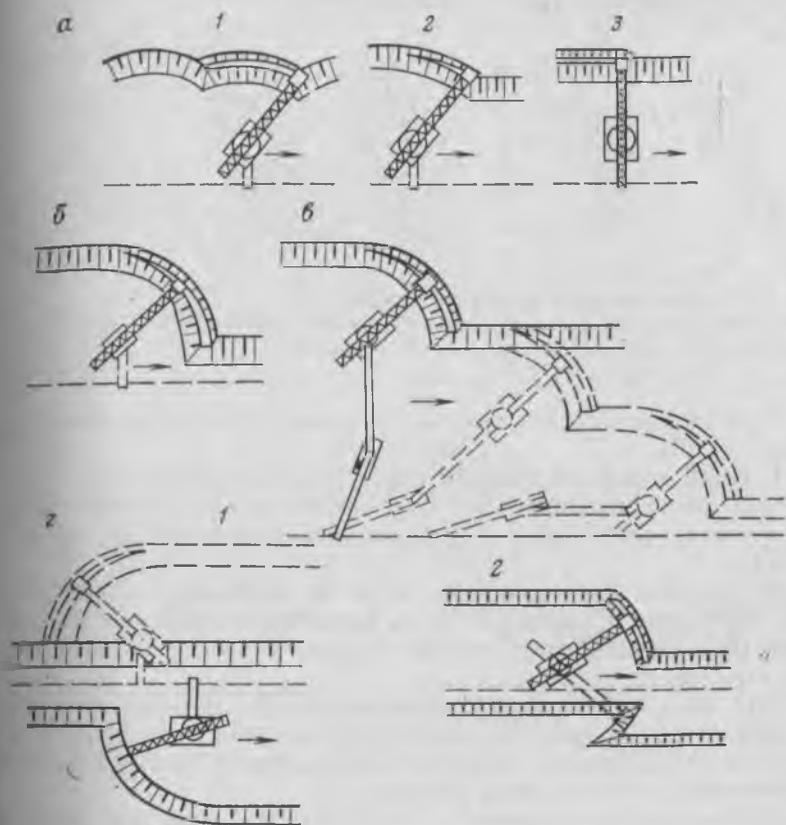


Рис. 9.8. Схемы забоев и сквозных заходок роторных экскаваторов:

а — фронтальный забой (1, 2 и 3 — схемы соответственно с поворотом экскаватора в обе стороны, в одну сторону и без поворота); *б* — торцовый забой в нормальной панели-заходке; *в* — то же, в широкой панели-заходке или при наличии в панели ряда нормальных заходок; *г* — торцовый забой верхнего и нижнего черпания (1, 2 — схемы соответственно с последовательной и одновременной отработкой верхнего и нижнего подступов)

сти (рис. 9.8, б, г). Узкий торцовый забой, применяемый в основном при раздельной выемке (см. 9.6), часто называют боковым забоем. При наличии соединительного моста или перегружателя панель включает ряд параллельных заходок, обрабатываемых при постоянном положении транспортных коммуникаций (конвейера или железнодорожных путей) вдоль фронта уступа (рис. 9.8, в).

Выемка породы в забоях производится вертикальными или горизонтальными стружками. По виду и последовательности отработки забоя различают выемку вертикальными однорядными (рис. 9.9, а) и многорядными стружками (рис. 9.9, б), горизонтальными стружками (рис. 9.9, в) и комбинированным способом (рис. 9.9, г, д).

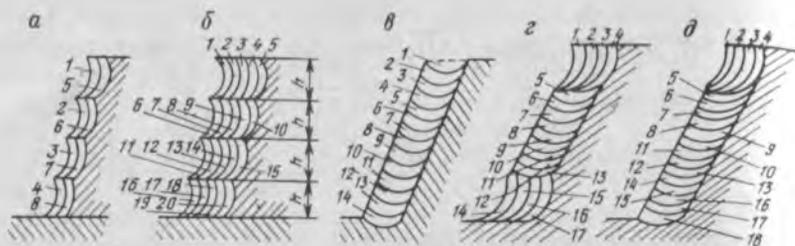


Рис. 9.9. Схемы выемки при верхнем черпании:

1—20 — последовательность выемки слоев

При выборе схемы выемки учитываются следующие факторы.

1. Выемка вертикальными стружками по сравнению с горизонтальными обуславливает увеличение высоты разрабатываемого уступа (см. ниже) и кусковатости разрыхленных плотных пород.

2. Значения коэффициента забоя K_3 наибольшие для схем б и г. При схеме а велики затраты времени на переезды экскаватора (при невыдвижной роторной стреле — после выемки каждой стружки).

Для выемки очередной горизонтальной стружки требуются операции перемещения экскаватора и наклона стрелы. При схемах в и д у подошвы остаются гребни, при выемке которых не обеспечивается наполнение ковшей.

3. Энергоемкость выемки, динамика нагрузок на ротор и удельное сопротивление породы копанию при выемке вертикальными стружками ниже (на 10—30%), чем горизонтальными, а удельное давление на грунт выше.

В мягких устойчивых породах целесообразна валовая выемка многорядными вертикальными стружками, особенно при работе мощных экскаваторов. Выемка комбинированными способами эффективна при малоустойчивых породах (когда необходимо создать пологий откос уступа), при малой их несущей способности, при необходимости уменьшения кусковатости экскавируемой породы, а также при отдельной выемке тонких слоев.

При выемке с одной точки стояния экскаватором с выдвинутой стрелой стружки в плане концентрические (рис. 9.10, а). Благодаря этому сохраняется постоянная толщина стружки t_0 в части забоя, ширина которой возрастает при выдвигании стрелы.

У роторных экскаваторов с невыдвижной стрелой стружки в плане серповидные (рис. 9.10, б). При этом толщина стружек переменна по ширине забоя, изменяясь по зависимости, близкой к косинусоидальной ($t = t_0 \cos \varphi$). Для эффективного на-

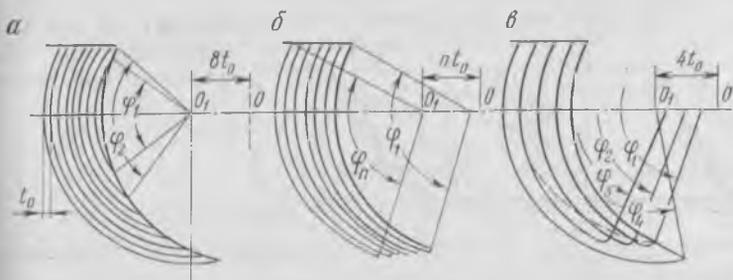


Рис. 9.10. Схемы обработки забоя в плане:

$\varphi_1, \varphi_2, \dots, \varphi_n$ — углы поворота стрелы экскаватора при последовательной выемке стружек

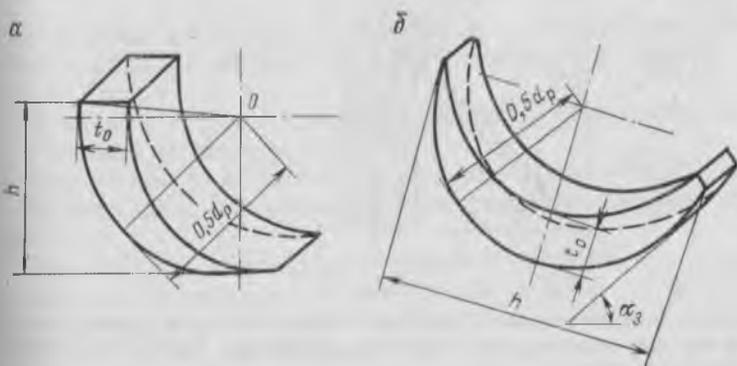


Рис. 9.11. Элементы стружек:

а — вертикальной; б — горизонтальной

полнения ковшей по всей ширине забоя регулируют угловую скорость поворота роторной стрелы, изменяя ее обратно пропорционально косинусу угла поворота от оси движения экскаватора ($v = v_0 / \cos \varphi$). Так как при $\varphi = 90^\circ$ скорость равна бесконечности, предел регулирования принимают равным двойной-тройной начальной скорости, что соответствует углу поворота $60-70^\circ$. Дальнейший поворот производится при постоянной скорости, что уменьшает производительность экскаватора. Для повышения величины K_3 применяют схему обработки забоя с полным поворотом стрелы в сторону уступа лишь после выемки нескольких стружек, например четырех (рис. 9.10, в).

Основными параметрами стружки являются ее высота h , толщина t и ширина b (рис. 9.11).

Высота вертикальных стружек является высотой слоя выемки h . Обычно она постоянна и по условиям устойчивости слоя выемки находится в пределах $h = (0,5 \div 0,7) d_p$, где d_p — диаметр роторного колеса. Так

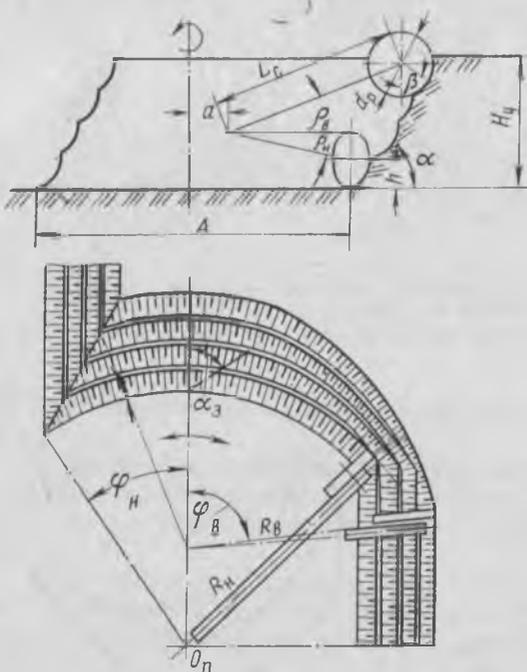


Рис. 9.12. Схема к расчету торцового забоя роторного экскаватора

как время вспомогательных операций сокращается при уменьшении числа слоев, при заданной высоте уступа H_y необходима максимально возможная высота слоя выемки.

Высота (длина) горизонтальных стружек также находится в пределах $h = (0,5 \div 0,7)d_p$, при $h = 0,7d_p$ высота слоя выемки равна примерно половине диаметра роторного колеса.

Толщина стружки зависит от величины угла наклона роторной стрелы ρ , угла β между режущей кромкой ковша и осью колеса, при невыдвижной стреле — от величины угла ее поворота в плане φ (рис. 9.11 и 9.12), при горизонтальных стружках, кроме того, и от угла откоса забоя α_3 . Максимальная толщина стружки t_0 при принятой ее высоте определяется главным образом размерами ковшей и силовыми параметрами экскаватора. Практически толщина стружки выбирается в зависимости от экскавируемости пород и составляет для мощных экскаваторов 0,5—1 м.

Ширина стружки определяется скоростью поворота роторной стрелы, частотой вращения роторного колеса и числом его ковшей (м):

$$b = v_n / (n_ч n_p), \quad (9.6)$$

где v_n — линейная скорость поворота стрелы (по режущей кромке ковша), м/мин; $n_ч$ — число ковшей роторного колеса; n_p — частота вращения роторного колеса в минуту.

Основными линейными параметрами забоя роторного экскаватора помимо высоты слоя выемки h являются высота уступа H_y , ширина заходки A , углы откоса уступа a и забоя α_3 (см. рис. 9.12).

Т а б л и ц а 9.3. Ориентировочные значения углов откоса уступов, разрабатываемых роторными экскаваторами

Роторные экскаваторы	Угол откоса уступа, градус, при его высоте, м					
	5	10	20	30	40	50
С нормальным усилием копания	72	65	58	49	42	38
С повышенным усилием копания	72	65	63	54	46	40

При выемке вертикальными стружками максимальная высота уступа (м)

$$H_{y \max} = L_c \sin \rho_v + c + h - 0,5d_p, \quad (9.7)$$

где L_c — длина роторной стрелы, м; c — высота закрепления опорного шарнира стрелы, м; ρ_v — угол подъема стрелы экскаватора, градус.

При выемке горизонтальными стружками возможная высота уступа меньше на величину h .

Угол откоса уступа принимается в соответствии с физико-техническими характеристиками разрабатываемых пород (табл. 9.3).

С увеличением α возрастает ширина заходки, а поэтому и величина K_3 ; например, при увеличении α с 35° до 45° ($H_y = 28$ м) коэффициент K_3 увеличивается на 3—5,5%. Угол откоса забоя α_3 по условиям краткосрочной устойчивости в большинстве случаев может быть на 5 — 10° больше угла откоса уступа.

Максимальная ширина заходки роторного экскаватора с невыдвижной стрелой

$$A_{\max} = (L_c \cos \rho_v + a) \sin \varphi_v + (L_c \cos \rho_n + a) \sin \varphi_n - (H_y - h) \operatorname{ctg} \alpha, \quad (9.8)$$

где a — расстояние от опорного шарнира роторной стрелы до оси вращения экскаватора, м; φ_v — угол поворота роторной стрелы в сторону уступа при обработке верхнего слоя, градус; φ_n — угол поворота стрелы в сторону выработанного пространства при обработке нижнего слоя, градус; ρ_v и ρ_n — углы соответственно подъема и наклона стрелы.

Уменьшить ширину заходки по сравнению с максимальной при $H_y = H_{y \max}$ возможно только путем уменьшения угла поворота роторной стрелы в сторону выработанного пространства при выемке каждого слоя. Уменьшение угла поворота стрелы внутрь заходки ведет к превышению конструктивно заданного угла встречи роторного колеса с откосом уступа или увеличению угла откоса уступа, что в большинстве случаев неосуществимо.

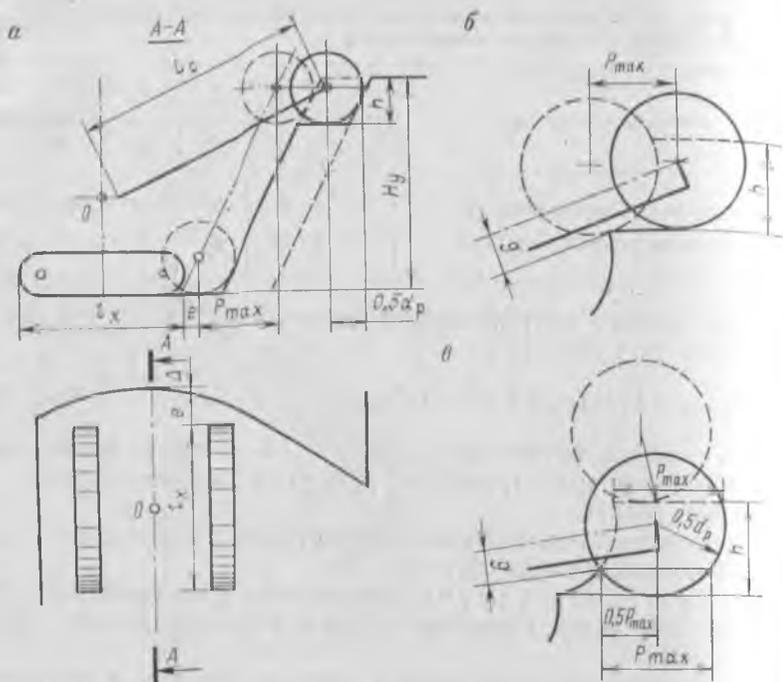


Рис. 9.13. Схемы к определению длины забойного блока роторного экскаватора:

a — по габаритам ходовой части; *б* и *в* — по расположению роторной стрелы при выемке соответственно вертикальными и горизонтальными стружками

вимо. По условию $K_3 = \max$ предпочтительна максимальная ширина заходки.

При фронтальном забое (см. рис. 9.8, *a*) величина периодического перемещения экскаватора вдоль уступа

$$A \leq (L_c \cos \rho_B + a) \sin^2(\varphi/2) \leq 1,5 (L_c \cos \rho_B + a), \quad (9.9)$$

где $\varphi = 50 \div 60^\circ$ — угол рабочего поворота роторной стрелы.

Максимальная длина забойного блока P_{\max} (м) при выемке роторным экскаватором ограничивается расположением ходовой части или роторной стрелы экскаватора относительно забоя.

По первому условию (рис. 9.13, *a*)

$$P_{\max}^1 = L_c \cos \rho_B + a - 0,5l_x - (H_y - h) \operatorname{ctg} \alpha_3 - e - \Delta; \quad (9.10)$$

по второму условию:

при выемке вертикальными стружками (рис. 9.13, *б*)

$$P_{\max}^2 = (0,5d_p - g/\cos \rho_B) \operatorname{ctg} \rho_B; \quad (9.11)$$

при выемке горизонтальными стружками (рис. 9.13, в)

$$P_{\max}''' \approx 2 \left[\sqrt{(0,5d_p)^2 - g^2} - g \operatorname{tg} \rho_b \right], \quad (9.12)$$

где l_x — длина ходового устройства, м; e — допустимый зазор между ходовой частью и нижней бровкой уступа, м ($e = 1 \div 1,5$ м); Δ — поправка на кривизну нижней бровки уступа, м (для мощных экскаваторов $\Delta \approx 1,5$ м); g — допустимое расстояние от продольной оси роторной стрелы до верхней бровки нижележащего слоя, м.

С увеличением длины забойного блока P при выемке вертикальными стружками коэффициент K_3 возрастает; при $P > 0,6d_p$ этот рост практически незначителен. При горизонтальных стружках K_3 уменьшается при $P > (0,4 \div 0,5)d_p$; кроме того, величина P ограничена длиной стружки.

9.6. РАЗДЕЛЬНАЯ ВЫЕМКА РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Роторными экскаваторами эффективно осуществляется раздельная выемка залежей сложного строения. Обычно при этом применяется железнодорожный транспорт.

Способы раздельной выемки определяются сочетанием типов забоя и заходки, видом стружек, последовательностью и направлением перемещения роторного колеса. Как и при использовании одноковшовых экскаваторов, возможна простая или сложная раздельная выемка (см. 8.4).

Выбор способа выемки зависит от угла и направления падения пластов по отношению к откосу уступа, числа и мощности пластов в пределах заходки и направления последней к простиранию пластов, типа роторного экскаватора. Во многом выбор способа раздельной выемки обуславливается соотношением угла падения пластов α и вертикального угла встречи θ_b роторного колеса с забоем. Обычно $\theta_b = 35 \div 40^\circ$. При $\alpha < \theta_b$ принципиально возможная раздельная выемка путем перемещения роторного колеса параллельно контакту пачки полезного ископаемого с породой, если привод подъема роторной стрелы работает на постоянном токе и разрешается совмещение опускания и поворота стрелы.

Заходки различаются по направлению выемки и ширине. Обычно работы ведутся по простиранию, реже вкрест простирания сложноструктурных пластов, иногда по диагонали. Забой может быть торцовым или фронтальным; последний применяется только при экскаваторах с выдвигной стрелой при выемке по простиранию пластов.

При торцовом забое выемка породы и полезного ископаемого (далее угля) в пределах заходки может производиться последовательными слоями по высоте уступа на значительную часть длины заходки (такая послойная отработка называется также выемкой боковым забоем) (рис. 9.14, а);

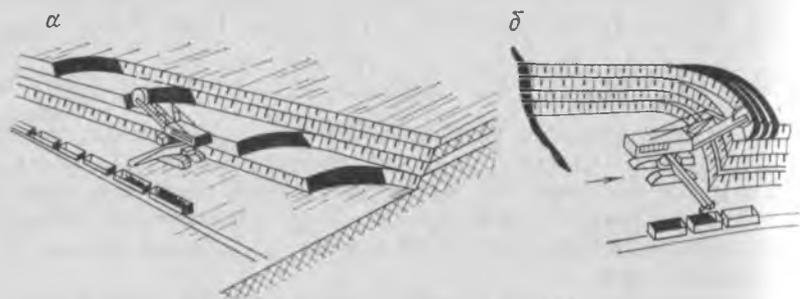


Рис. 9.14. Схемы раздельной выемки в торцовом забое:

а — длинными слоями в узкой заходке; б — на глубину забойного блока в нормальной заходке

аналогично сплошной выемке с обработкой забоя по высоте уступа на длину забойного блока (подвигания экскаватора) (рис. 9.14, б).

Простая раздельная выемка заключается в создании простого забоя, для чего необходимо выделение однородных заходок или однородных частей (блоков, слоев) в разнородной заходке. При использовании роторных экскаваторов простая раздельная выемка может производиться боковым забоем при сплошной или послойной обработке узких заходок и иногда торцовым забоем при сплошной обработке нормальных заходок или продольным забоем.

Послойная обработка боковым забоем аналогична в сущности выделению подступов и осуществляется узкими заходками при выемке вертикальными или комбинированными стружками. Каждый слой или даже отдельно вынимаемая пачка (пласт) обрабатываются за один или несколько проходов экскаватора вдоль заходки. Такой способ рационален при разработке по простиранию в случае согласного залегания пластов и откоса уступа при угле падения пластов $\alpha = 0 \div 15^\circ$, когда возможна раздельная выемка горизонтальными или наклонными слоями (рис. 9.15, а, б). Послойная обработка заходки обуславливает большие потери угля (из-за оставления целиков в слое) и низкую производительность экскаватора во всех случаях разработки крест простирания, а при разработке по простиранию — при угле $\alpha > 12 \div 15^\circ$ при несогласном залегании (рис. 9.15, в) и при $\alpha > 35 \div 40^\circ$ в случае согласного залегания (рис. 9.15, г). Минимальная длина отдельно обрабатываемого слоя определяется из условия загрузки каждого состава только породой или углем (100—250 м).

При разработке по простиранию крутых пластов ($\alpha > 35 \div 40^\circ$) при согласном падении пластов и откоса уступа эффективна выемка узкими заходками при боковом забое экскаватора для совмещения откоса уступа с контактом пласта (рис. 9.15, д);

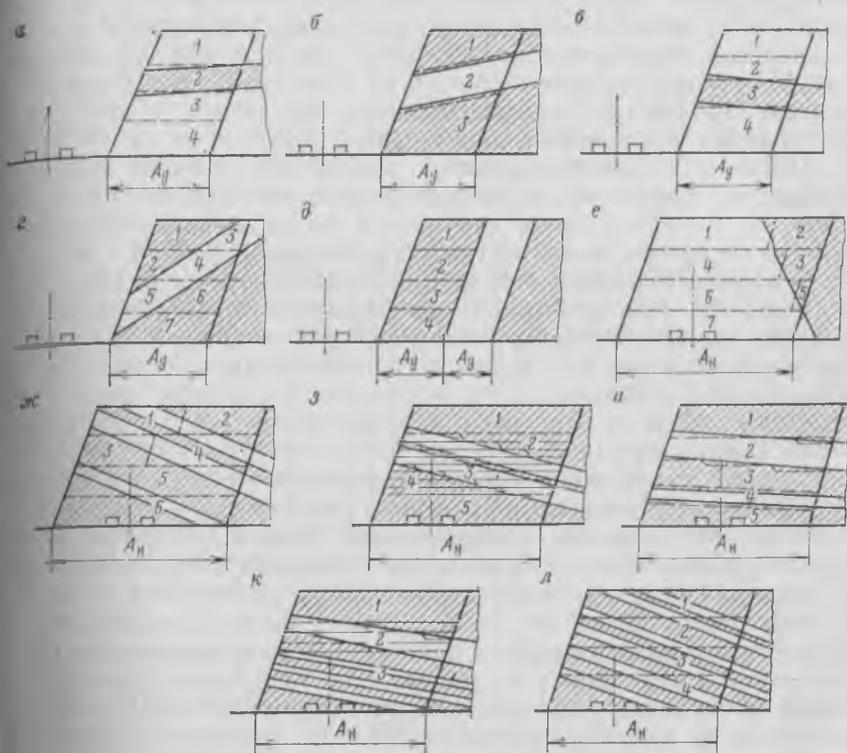


Рис. 9.15. Основные схемы раздельной выемки роторными экскаваторами в торцовых забоях при разработке пластов по простираннию:
1—7 — последовательность (этапы) отработки слоев

ширина заходок при этом равна горизонтальной мощности угольных пластов или пачек (не менее 5—8 м).

Сложная раздельная выемка производится в торцовых забоях при сплошной отработке нормальных по ширине (иногда широких) заходок.

При несогласном падении крутых пластов часто производится выборочная выемка вертикальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями (рис. 9.15, е).

Сложная раздельная выемка типична для разработки как по простираннию, так и вкрест простиранния наклонных и пологих пластов.

Раздельная выемка вертикальными многорядными стружками осуществляется путем выборочной отработки отдельных участков горизонтальных слоев забоя (рис. 9.15, ж, этапы 1, 2, 3, 4) или посредством отработки забоя наклонными слоями (рис. 9.15, и, этап 3). Раздельная выемка горизонтальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями про-

изводится путем ступенчатого опускания роторного колеса в процессе экскавации на толщину стружки при достижении контакта уголь — порода (рис. 9.15,з, этапы 2, 3). Возможна раздельная выемка горизонтальными стружками и при отработке забоя наклонными слоями (рис. 9.15,и, этап 4).

Основными преимуществами раздельной выемки горизонтальными стружками являются уменьшение высоты слоя выемки до толщины одной стружки и более точное следование роторного колеса за контактом угля и породы. Вместе с тем выемка горизонтальными стружками характеризуется рядом недостатков (см. 9.5). Поэтому в общем случае целесообразна раздельная выемка комбинированным способом (рис. 9.15,к) с отработкой большей части забоя горизонтальными стружками и применением вертикальных стружек для устранения гребней на подошве уступа и отработки верхней части забоя при увеличении высоты уступа.

Выемка наклонными слоями существенно снижает потери и разубоживание угля, но при ручном режиме управления экскаватором обуславливает одновременно резкое уменьшение его производительности по сравнению с выемкой горизонтальными слоями даже при высокой квалификации машиниста. В связи с этим таким способом в настоящее время осуществляется только выемка маломощных пластов высококачественного (низкозольного) угля при угле падения до 13°. Автоматизация управления приводом подъема роторной стрелы в зависимости от скорости ее поворота расширит область применения раздельной выемки наклонными слоями.

При разработке вкрест простирания пластов сложная раздельная выемка производится в обычном торцовом нормальном забое при различной высоте горизонтальных слоев и длине забойных блоков по ним в зависимости от угла падения и мощности угольных пластов и породных прослоек.

При разработке маломощных пластов или разделении пласта на разнородные пачки и числе пачек (пластов) в заходке более двух-трех требуемая степень селекции (разделения угля и породы) в ряде случаев достигается при валовой выемке горизонтальных слоев вертикальными многорядными (иногда однорядными) стружками во всем забое (рис. 9.15,л) или части забоя по высоте (см. рис. 9.15,ж, этапы 5 и 6) и при погрузке полезного ископаемого и породы в разные составы или вагоны. Валовая выемка прочного угля производится горизонтальными стружками при отработке забоя горизонтальными слоями (см. рис. 9.15,з, этап 1).

Потери и разубоживание полезного ископаемого при раздельной выемке определяются горно-геологическими (угол падения пластов, число пачек в них) и технологическими условиями.

Потери полезного ископаемого (угля) при отработке кон- тактной зоны определяются средней для забоя мощностью слоев

угля, вынимаемого вместе с породой (слой потерь). Разубоживание угля соответственно оценивается средней мощностью породного слоя, относимого к полезному ископаемому при выемке в контактной зоне (слой разубоживания). Отношение средних мощностей слоев потерь и разубоживания к мощности раздельно вынимаемого пласта (пачки) характеризует относительное значение потерь и разубоживания при отработке данного пласта (пачки).

Средняя мощность слоя разубоживания приблизительно может приниматься равной половине мощности слоя потерь.

При согласном направлении падения пластов и линии откоса уступа потери примерно в 1,5 раза меньше, чем при несогласном. С увеличением угла падения пласта потери возрастают при расположении заходок вкрест простирания и уменьшаются при разработке по простиранию (в первую очередь за счет применения узких заходок при выемке боковым забоем). Потери и разубоживание резко возрастают с увеличением диаметра роторного колеса и уменьшением мощности пластов (пачек) полезного ископаемого. Практически при применении современных роторных экскаваторов раздельная выемка пластов возможна при их мощности не менее 2 м.

9.7. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ РОТОРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Паспортная производительность ($\text{м}^3/\text{ч}$) экскаваторов с камерным ротором с достаточной для практических целей точностью определяется по формуле (6.6). У экскаваторов с бескамерными роторами, которые выпускаются в настоящее время, величина $Q_{\text{п}}$ (в плотном теле) определяется толщиной t и высотой h срезаемой стружки и скоростью поворота экскаватора $v_{\text{п.п}}$, м/мин (табл. 9.4), при экскавации расчетной (паспортной) породы:

$$Q_{\text{п}} = 60thv_{\text{п.п}} \quad (9.13)$$

Таблица 9.4. Показатели, характеризующие паспортную производительность роторных экскаваторов

Показатели	Паспортная производительность экскаваторов, $\text{м}^3/\text{ч}$			
	До 1000	1000—2400	2500—4500	5000—10 000
Расчетная скорость поворота роторной стрелы $v_{\text{п.п}}$, м/мин	10—15	20—25	30—35	40—45
Паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{\text{э.п}}$	14—40	14—28	14—28	14—20
Коэффициент влияния типоразмера роторного экскаватора $K_{\text{тр}}$	1,15	1	0,9—0,8	0,75—0,65

Паспортная производительность роторных и цепных экскаваторов (по разрыхленной породе) может быть также выражена в виде

$$Q_{\text{п}} = 36,7N\eta K_{\text{з.г}} K_{\text{р.к}} / (2H_{\text{з.п}} + 0,1H_{\text{п}}\gamma), \quad (9.14)$$

где N — мощность привода рабочего органа (ротора или ковшовой цепи), кВт; η — коэффициент полезного действия привода рабочего органа (при выемке цепными экскаваторами величина η учитывает потери мощности, связанные с трением ковшовой цепи по направляющим); $K_{\text{з.г}}$ — допустимый коэффициент загрузки привода рабочего органа по условию достижения требуемого срока его работы; $K_{\text{р.к}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше; $H_{\text{п}}$ — высота подъема экскавируемой породы рабочим органом, м; γ — плотность породы в массиве, т/м³.

Из выражения (9.14) может быть определен паспортный показатель трудности экскавации породы $P_{\text{з.п}}$ при известных паспортной производительности экскаватора и других характеристиках рабочего органа. Подобные выражения могут быть приведены и для других видов выемочных машин.

Техническая производительность роторного экскаватора определяется по формуле (9.3). Значения коэффициента экскавации приведены в табл. 9.2. Коэффициент влияния породы $K_{\text{п}}$ зависит от соотношения фактического $P_{\text{з.р}}$ и паспортного $P_{\text{з.п}}$ (см. табл. 9.4) показателей трудности экскавации пород роторными экскаваторами (см. рис. 9.7, б) и в аналогичных с цепными экскаваторами пределах изменения показателя $P_{\text{з.р}}$ приближенно определяется по формуле (9.4).

Существенное влияние на возможную производительность роторных экскаваторов оказывает кусковатость экскавируемой глинистой породы. Конструкция режущей части ковшей и режим экскавации должны исключать отделение от массива кусков, размер большей стороны которых превышает 0,3 м для добычных и 0,4 м для вскрышных машин. Основными мерами снижения кусковатости являются: уменьшение площади поперечного сечения стружек путем увеличения высоты слоя или длины стружки; обеспечение отношения толщины стружки к ширине в пределах 2,5—4; выемка горизонтальными стружками; увеличение частоты вращения роторного колеса (скорости копания); применение ковшей косоугольного резания; установка дополнительных режущих элементов (промежуточных кромок) на колесе. При этом производительность роторных экскаваторов при выемке глинистых пород увеличивается на 10—25 %.

Коэффициент влияния забоя $K_{\text{з}}$ учитывает потери времени на переход к отработке новых стружек (перемещение экскаватора или подача ротора на забой), переход к отработке новых слоев (опускание колеса и отъезд машины), переход к отработке следующего забойного блока (перемещение экска-

ватора к забою и подъем роторной стрелы), а также потерн производительности из-за реверсирования роторного колеса в начале и в конце отработки стружки, из-за серповидности забоя. Коэффициент K_3 зависит от технологических параметров забоя и определяется соотношением паспортного T_{Π} и минимально возможного фактического времени $T_{\text{ф min}}$ (с учетом действительной экскавируемости породы) одного технологического цикла, в течение которого обрабатывается забойный породный блок объемом $V_{3.6}$.

Для установления времени чистой экскавации T_{Π} рассчитывается объем забойного блока $V_{3.6} = H_y A P$ при определенных значениях высоты уступа H_y , ширины заходки A и длины блока $P = \sum l$ (см. 9.5).

Время $T_{\text{ф min}}$ складывается из общей продолжительности резания стружек (экскавации) $T_{\text{рез}}$ и суммарного времени $T_{\text{всп}}$, максимально совмещаемых с основными вспомогательных операций (подъездов и отъездов экскаватора на толщину стружки и длину забойного блока) при отработке одного забойного блока.

При валовой выемке и расчетных значениях высоты уступа $H_{y.p}$ и ширины заходки A_p величина K_3 изменяется в пределах 0,76—0,84. В качестве расчетной величины для этих условий может приниматься $K_3 = 0,8$.

Расчетные значения высоты уступа $H_{y.p}$ и ширины заходки A_p при выемке роторными экскаваторами приведены ниже.

Экскаватор	ЭР-1250Д	SRs-470	ЭРШР-1600	ЭРШРД-5000	SRs-2000
$H_{y.p}, \text{ м}$	16	17	40	38	28
$A_p, \text{ м}$	23,5	26	60	55	40

При фактической ширине заходки A , отличающейся от расчетной величины A_p , коэффициент влияния забоя определяется по формуле

$$K_3 = 0,8A / (0,042A_p + 0,958A). \quad (9.15)$$

При фактической высоте уступа H_y , отличающейся от расчетной высоты $H_{y.p}$,

$$K_3 = K_3' + 0,064 (1 - H_y / H_{y.p}). \quad (9.16)$$

Формула (9.16) действительна при $H_y \geq 0,4 H_{y.p}$.

При раздельной выемке с уменьшенной высотой слоя h по сравнению с расчетной величиной h_p ($h_p = 0,7 d_p$) коэффициент влияния забоя уточняется по формуле

$$K_3 = K_3' h / (2,4 + 0,6h_p). \quad (9.17)$$

У эффективная производительность роторных экскаваторов определяется по формуле (6.11).

При отработке уступа, сложенного разнопрочными породами, средневзвешенная величина коэффициента влияния породы $K_{п.ср}$ приближенно определяется по формуле (9.5), а более точно может быть рассчитана по методике УкрНИИпроекта.

Значения коэффициента $K_{пот}$, учитывающего потери экскавируемой породы вследствие просыпей и равного отношению объема погруженной породы к объему срезанной стружки, приведены ниже.

Тип роторного колеса	Центробежный	Гравитационный с промежуточными режущими кромками	Гравитационный без промежуточных режущих кромок
$K_{пот}$	0,9	0,93	0,97

При валовой выемке роторными экскаваторами коэффициент управления $K_y = 0,92 + 0,96$. При раздельной выемке величина коэффициента управления уменьшается, что количественно зависит от мощности пластов, условий их залегания и способа раздельной выемки. При раздельной выемке в нормальном торцовом забое маломощных пластов по простиранию и несогласном их падении коэффициент управления снижается до 0,5—0,65; большее снижение коэффициента управления характерно для выемки вертикальными стружками. Величина $K_{тр}$ зависит от вида карьерного транспорта.

9.8. ВЫЕМКА ШНЕКОБУРОВЫМИ МАШИНАМИ

Раздельная выемка горизонтальных, пологих и наклонных (до 20—25°) тонких пластов (менее 2,5—3 м) полезного ископаемого, главным образом угля, без удаления покрывающих и вмещающих вскрышных пород может успешно осуществляться шнекобуровыми машинами.

Шнекобуровая выемка (рис. 9.16) заключается в выбуривании угля параллельными скважинами большого диаметра (500—1000 мм и более). Подаваемый из скважины шнеком уголь через перегрузочный конвейер поступает в транспортные средства (обычно автосамосвалы).

Рабочий орган шнекобуровой машины — секционный шнек, первая секция шнека оснащена направляющим забурником с буровой коронкой, максимальный диаметр которой составляет 2130 мм. Диаметр коронки должен быть на 15—20 см меньше мощности выбуриваемого пласта. Последняя секция бурового става закрепляется в шпинделе. В настоящее время выпускаются одно- и многшпиндельные (до пяти) шнекобуровые машины.

Подача шнека на забой гидравлическая. Угол наклона шнеков регулируется посредством гидравлических домкратов. Длина каждой секции шнека до 6 м. Она ограничивается допустимыми размерами машины, так как при наращивании

шнека и его извлечении привод подается к задней раме машины на длину секции.

Глубина скважин ограничивается прочностью бурового става и составляет 60—70 м. В процессе бурения производится постепенное наращивание шнеков. Средняя скорость бурения (и подача шнека на забой) составляет 1,5—2 м/мин.

Шнекобуровые машины устанавливаются в разрезной траншее таким образом, чтобы бур был направлен перпендикулярно к борту траншеи. Искривление и выклинивание скважин предотвращаются посредством гидравлических домкратов, строго параллельным перемещением вдоль борта траншеи (уступа) и точной установкой машины. У отечественной двухшпиндельной шнекобуровой машины ШБ-2 производительностью до 1000 т/смену для этой цели предусмотрены рельсобалочный шагающий ход и система автоматической ориентации. Точность установки машины $\pm 10\%$; при глубине бурения 70 м отклонение скважин от заданного направления не превышает 0,15 м.

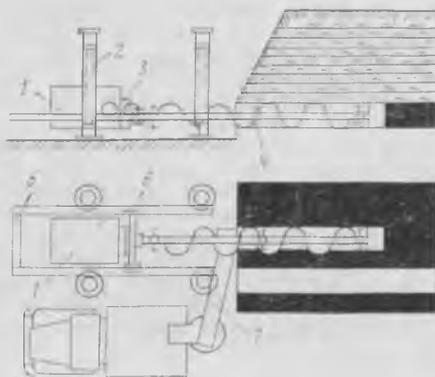


Рис. 9.16. Схема шнекобуровой машины:

1 — двигатель; 2 — гидравлический домкрат; 3 — патрон; 4 — буровая коронка; 5 — рама установки; 6 — направляющий фонарь; 7 — погрузочный лоток

Для предотвращения обрушения покрывающих и вмещающих пород оставляют предохранительные межскважинные целики, а в некоторых случаях и дополнительные барьерные целики между группами скважин.

В результате оставления предохранительных целиков и недобора у кровли и почвы пласта потери угля при шнекобуровой выемке составляют в среднем 45—50 %, достигая в ряде случаев 50—60 %.

Потери сокращаются до 33—38 % при выемке многшпиндельными машинами, когда между группами скважин оставляют только барьерные целики.

Цикл бурения одной скважины складывается из времени собственно бурения t_b , извлечения бурового става t_n , наращивания t_n , разборки секций шнеков t_p и перемещения машины $t_{пер}$:

$$T_c = t_b + t_n + t_n + t_p + t_{пер} \quad (9.18)$$

Общее время собственно бурения скважины глубиной 70 м машиной ШБ-2 в углях средней прочности при скорости бурения 3,5 м/мин и скорости извлечения става 6 м/мин (длина секции шнека 5,6 м) составляет 40—50 мин. Время извлечения бурового става равно 25—30 мин, время наращивания секции составляет 1,5—3 мин, время их разборки 1—2,5 мин, время на передвижку и установку машины по направлению не превышает 6—8 мин (в среднем $t_{пер} = 4$ мин).

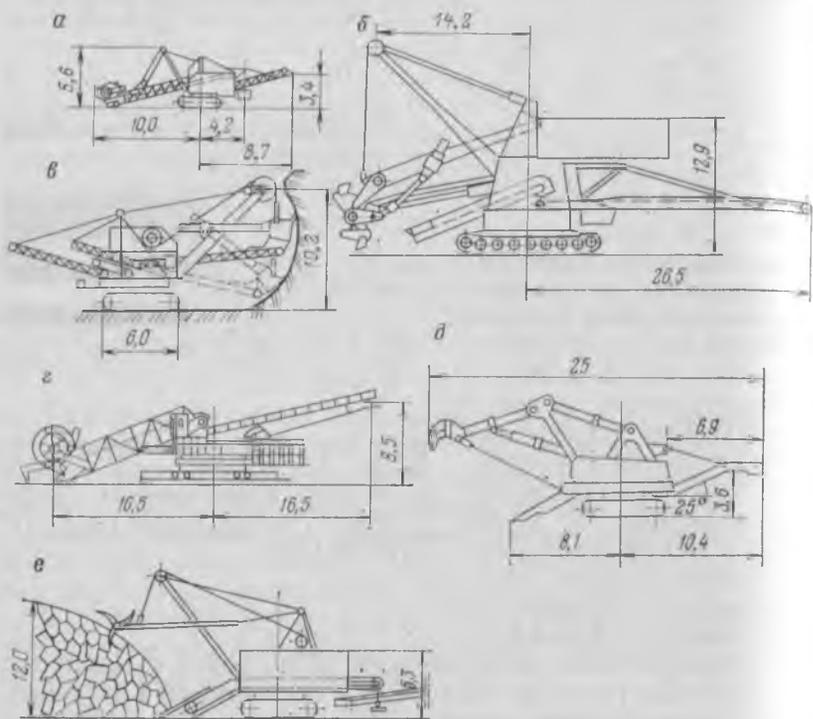


Рис. 9.17. Схемы машин непрерывного действия для выемки взорванных пород

9.9. ВЫЕМКА ВЗОРВАННЫХ ПОРОД МАШИНАМИ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Выемку мелкозорванных пород при содержании наиболее крупных кусков размером 80—100 см в развале не выше 5—10 % можно производить выемочно-погрузочными машинами непрерывного действия.

Предложенные и разрабатываемые машины имеют один рабочий орган, совмещающий функции выемки и погрузки на приемный конвейер или два рабочих органа, один из которых является выемочным (обрушающим), а другой — погрузочным (рис. 9.17, д, е).

По способу выемки рабочие органы разделяются на зачерпывающие (рис. 9.17, а, б, в) и нагребающие, по роду движения — на рабочие органы вращательного (роторные), возвратно-поступательного и комбинированного действия, по исполнению рабочих элементов — на ковшовые, гребковые, роторные, лопаточные, по числу рабочих элементов — с одним, двумя и более ковшами и другими элементами.

Эти машины предназначены для выемки взорванных пород в условиях, близких к существующим в настоящее время на карьерах (высота уступа и развала, ширина заходки и др.). Расчетная производительность наиболее мощных из этих машин достигает 1500—1800 т/ч.

Для разработки скальных пород слоями высотой до 5 м МГИ предложены конструкции специальных комбайнов, состоящих из бурозарядного агрегата и погрузочных устройств. Бурозарядный агрегат производит бурение (вращательное в полускальных и ударное в скальных породах) одновременно

мно двух рядов скважин малого диаметра (50—70 мм) по сетке около 1×1 м, зарядание лющимся ВВ (акванит), забойку, монтаж взрывной сети и взрывание. Акванит готовится в кабине агрегата. Зарядание ВВ производится через буровые штанги. Через них же подается вода в скважину для промывки штанг и забойки. Укрепленная на раме защитная сетка позволяет производить подготовку породы и ее выемку без отгона агрегата во время взрыва. Погрузка взорванной породы может осуществляться погружными машинами роторного типа, с парными нагребающими лапами или самоходным механизмом с приемной плитой, поворачивающейся в вертикальной плоскости. В последнем случае загрузка приемной плиты породой производится за счет энергии взрыва. При наклоне плиты гидравлическими цилиндрами горная масса скатывается на скребковый конвейер и далее поступает в средства карьерного транспорта. Применение комбайнов (их расчетная производительность до 250 м³/ч) позволит обеспечить непрерывность всех процессов при разработке скальных и полускальных горных пород и повысить производительность труда.

9.10. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

При выемке многоковшовыми экскаваторами к вспомогательным работам относятся некоторые горные работы (подвалка уступов и планировка подошвы уступа, зачистка ископаемого, разделка кривых и др.), а также работы по борьбе с налипанием и намерзанием пород и связанные с механизацией перемещения питающего экскаваторного кабеля.

Подвалка заключается в местной отработке верхней или нижней части уступа, где его высота значительно превышает высоту (глубину) черпания экскаватора. Она осуществляется дополнительными многоковшовыми экскаваторами или драглайнами, реже механическими лопатами, бульдозерами и скреперами.

Планировка подошвы уступа производится бульдозером или самим экскаватором: цепным — с помощью планирующего звена, а роторным — при использовании устройства индикации угла наклона стрелы.

Зачистные работы ведут так же, как при выемке однокоршными экскаваторами.

Разделка криволинейных участков в пунктах примыкания забойных путей к путям соединительных берм перед передвижкой первых заключается в планировке площадки, подработке и разносе борта.

При разработке липких пород (глины, тяжелые суглинки, влажный мел и др.) происходит интенсивное налипание породы к внутренним поверхностям ковшей и приемно-питающему устройству ротора. Продолжительность очистки ковшей вручную достигает 1,5—2 ч в смену. Для предотвращения налипания применяются разнообразные очистители и ковши с гибким днищем (цепным или кольчужным). Для интенсивного встряхивания при разгрузке гибкие днища утяжеляют сосредоточенными грузами. Одной из лучших конструкций ковшей, предотвращающих развал цепей и образование карманов с налипшей породой, является арочно-каркасный ковш УкрНИИ-

проекта, у которого гибкое днище расположено внутри решетчатого корпуса и крепится к нему только по периметру. Внутренние поверхности желобов и течек целесообразно армировать свободно висящими цепями, конвейерной лентой или пластиком.

Для борьбы с намерзанием влажных глинистых пород в зимний период применяются: обогрев ковшей, приемно-питающего устройства и желобов ротора, утепление конвейеров и обогрев внутренней стороны лент инфракрасными лампами, увеличение скорости конвейеров (3,5 м/с и более).

Механизация перемещения кабеля осуществляется с помощью кабельных барабанов, встроенных в экскаваторы. Иногда применяют специальные самоходные кабельные тележки. Перемещение кабеля между распределительными пунктами производится бульдозерами с прицепными тележками или посредством самоходных, прицепных и навесных барабанов для сбора, переноса и укладки кабеля.

10. ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ И АВТОМАТИЗАЦИИ ВЫЕМКИ

10.1. СТРУКТУРА ПРОЦЕССА РАБОТЫ ЭКСКАВАТОРОВ

Основная работа экскаваторов (выемка и погрузка, выемка и перевалка) сопровождается выполнением ряда технологически необходимых вспомогательных операций и работ, а также периодическими перерывами в работе. При этом экскаватор может находиться в различных состояниях. Выделяются: *рабочее состояние (основная работа)*; *вспомогательные работы*; *состояние простоя* (табл. 10.1).

В зависимости от причин возникновения вспомогательные работы и простои подразделяются на три вида (табл. 10.2): эксплуатационно-технологические, организационные, технические (аварийные). В свою очередь, причины технологических вспомогательных работ и простоев экскаваторов (и сами они) подразделяются по производственным процессам на две группы:

связанные с предыдущими и настоящим процессами, т. е. с подготовкой к выемке и выемочно-погрузочными работами;

связанные с последующими процессами, в основном транспортированием.

Первая группа объединяет технологические вспомогательные работы, обусловленные качеством подготовки пород к выемке (влиянием породы как объекта выемки), характером работы экскаватора (в первую очередь, параметрами забоя) и предъявляемыми к выемке требованиями. Сюда относятся: разборка забоя, сортировка горной массы, откидка негабаритных кусков, перемещение экскаватора при отработке заходки, переключение кабеля и др.

Т а б л и ц а 10.1. Возможные состояния экскаватора

Класс состояния	Наименование состояния	Характеристика состояния
Основная работа	Выемка и погрузка (перевалка в отвал)	Выемка и погрузка (или перевалка) породы (полезного ископаемого) в средства транспорта
	Вспомогательные работы	Разборка забоя, сортировка негабаритных кусков, перелопачивание
Состояние простоя	Горные работы	Переэкскавация, планировка подошвы и заоткоска уступа
	Погрузочно-подъемные работы	Работа в качестве крана (при перекладке путей и др).
	Перемещение экскаватора	Передвижки в забое, перегоны из забоя в забой и в связи со взрывом или ремонтом
	Ремонт экскаватора	Работы по уходу за экскаватором, профилактическому или аварийному ремонту, включая и подготовку к нему
	Ожидание работы в резерве	Простой экскаватора в полной готовности к работе из-за отсутствия потребности в горной массе
	Простой	Простой экскаватора из-за неготовности смежных звеньев (забоя, подвижного состава, пути, пунктов приема горной массы, линий электропередач), а также из-за неблагоприятных породных условий
	Неготовность к работе	Простой из-за неисправности самого экскаватора или отсутствия экипажа

Вторая группа включает следующие технологические вспомогательные работы и простои: ожидание подвижного состава, зачистку погрузочной площадки, очистку пути и др.

Качество подготовленной к выемке породы, выбор параметров экскаваторного забоя, способ выемки (валовая, раздельная), предъявляемые к работе экскаватора требования (в отношении кусковатости отгружаемой породы, ровности трассы и др.) и связанные с этим характер и объем вспомогательных работ первой группы зависят также от применяемого вида транспорта. Но для конкретных условий указанное разделение состояний экскаватора и учет технологических вспомогательных работ и простоев позволяют правильно определить технические возможности экскаватора и его эффективную производительность, а также правильно подойти к управлению процессом и определению эксплуатационной производительности экскаватора.

По длительности перерыва в основной работе делят на внутрисменные и целосменные. Большая часть вспомогательных работ и простоев (примерно 85 %) относится к внутрисмен-

Т а б л и ц а 10.2. Перерывы в работе одноковшовых экскаваторов при погрузке в средства железнодорожного и автомобильного транспорта

Вид перерыва в работе	Причина перерыва в работе	Частота возникновения перерыва в работе у одного экскаватора, раз/смену	Длительность перерыва, мин
Эксплуатационно-технологические перерывы	Обмен транспортных средств в забое	Ежерейсовые	От 0,5—3* до 40**
	Выполнение необходимых вспомогательных работ (передвижка экскаватора в забое, перенос кабеля, чистка ковша, планировка и очистка площадки, подготовка забоя)	2—6	От 3 до 35
Организационные простои	Перерывы в работе машиниста (отдых, переговоры с руководителем работ, маркшейдерская съемка забоя и т. д.)	2—7	От 3 до 10
	Неготовность фронта работ или отсутствие условий для работы (низкое качество подготовки породы, отсутствие подъезда и др.)	1—3	От 3 до 15
Аварийные простои	Неготовность к работе смежного оборудования (отсутствие порожних транспортных средств, отключения электроэнергии и т. д.)	От 2—3 до ежерейсовых	От 3 до 35
	Поломки экскаватора, отсутствие электроэнергии, погодные условия	2—3	От 10 до нескольких суток

* При автотранспорте.

** При железнодорожном транспорте

ным — их длительность меньше одной смены (см. табл. 10.2). Технологические вспомогательные работы первой группы, тесно связанные с процессом выемки и погрузки и имеющие незначительную длительность (2—3, редко 5 мин), обычно включают перерывы в погрузке, связанные с ожиданием подвигания вагонов или подачи под погрузку ожидающего автосамосвала.

В процессе выемочно-погрузочных работ возникают и более длительные перерывы, связанные как с выполнением ряда других вспомогательных работ, так и с прямыми простоями. Длительные перерывы (до 1 ч и более) вызываются обычно авариями или организационными нарушениями и в зависимости от уровня производства имеют место один раз в двое-трое суток и реже. Целосменные задержки процесса выемки и погрузки обычно вызываются выполнением общекарьерных вспомогательных работ: подготовкой трассы железнодорожного пути, пере-

экскавацией породы, устройством водосборника, ожиданием укладки пути, перегонном экскаватора в новый забой, ремонтами экскаваторов и т. д. Длительность этих задержек и частота их возникновения укрупненно характеризуют структуру производственного процесса.

10.2. ЗАДАЧИ ОРГАНИЗАЦИИ ВЫЕМКИ

Все организационные задачи подразделяются на *плановые*, заранее предусмотренные, намеченные к выполнению, и *неплановые* по ликвидации нарушений технологического процесса и вызванных ими неплановых простоев оборудования.

Неплановые простои экскаваторов в настоящее время составляют 20—50 % календарного времени, и 30—50 % неплановых простоев относится непосредственно к процессу выемки и погрузки.

Основной процесс выемки и погрузки сопровождается технологически необходимыми, а также организационными и аварийными перерывами. Целью организации этого процесса при принятой его технологии является предотвращение неплановых простоев, а при возникновении их — быстрая ликвидация, качественное и интенсивное выполнение основной и вспомогательных работ с максимальным совмещением последних.

Задачи организации выемочно-погрузочных работ, преследующие достижение указанной цели, можно разделить на три группы, связанные:

с обеспечением условий, определяющих сами технические и технологические возможности производства выемочно-погрузочных работ;

выбором порядка работы выемочно-погрузочного оборудования;

соблюдением принятых технологических параметров и порядка выемочно-погрузочных работ, обеспечением безопасности работы и установленных санитарно-гигиенических норм.

В целом все задачи связаны с созданием необходимых и рациональных условий для эффективной работы экскаватора (рис. 10.1). Сами условия зависят от рассматриваемого объема работы, а следовательно, и от времени ее выполнения.

Организационно-техническим условием первой группы является состояние готовности самого экскаватора к работе (исправность его, обеспечение электроэнергией, обслуживающим экипажем). Данное условие должно обязательно соблюдаться в течение коротких периодов времени, например периода погрузки одного локомотивосостава. Если же рассматривается объем основной работы, равный объему экскаваторной заходки, время отработки которой измеряется месяцами, готовность экскаватора должна быть обеспечена в течение рабочего времени, определяемого календарным периодом за вычетом продолжительности регламентированных простоев (плановых ремонтов и т. д.).

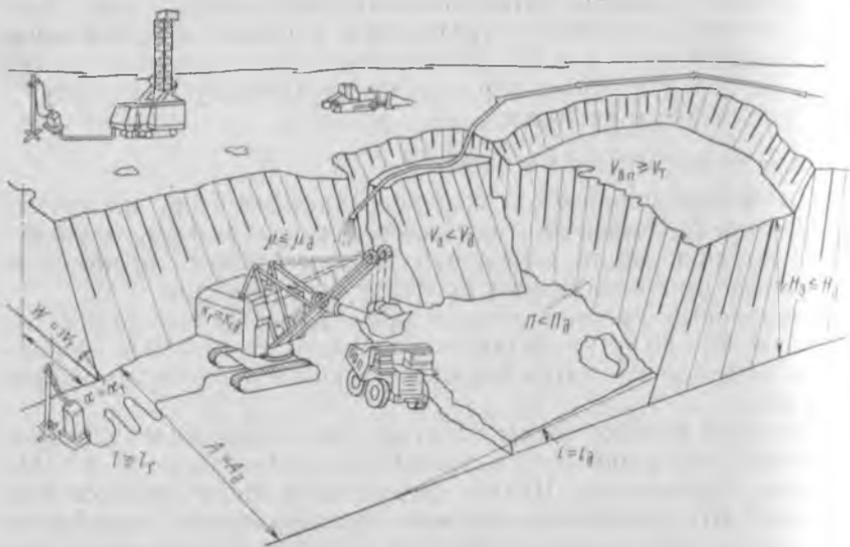


Рис 10.1. Схема, иллюстрирующая условия, необходимые для эффективной работы экскаватора:

K_r — коэффициент готовности экскаватора; N — число автосамосвалов; A — ширина заходки; P — показатель трудности экскавации породы; d — размер породного куска; i — уклон подошвы забоя; H_3 — высота забоя; $V_{вп}$ — объем взорванной породы; V_3 — объем заколов в забое; μ — концентрация пыли в воздухе; m — зазор между кузовом экскаватора и откосом уступа; l — длина кабеля; α — угол откоса уступа; W — линия сопротивления по подошве (индексы «д» и «т» характеризуют допустимые и требуемые значения показателей)

Организационно-технологическими условиями первой группы являются готовность забоя и транспортного звена в периоды готовности экскаватора. Такая готовность забоя предполагает наличие определенных запасов готовой к выемке породы, отсутствие воды в забое и т. д. При экскавации разрушенных пород соответственно необходимо наличие определенного объема взорванной горной массы. Готовность транспортного звена обусловлена наличием и работоспособностью подвижного состава и транспортных коммуникаций.

Задачи второй группы сводятся к установлению: объемов выемочно-погрузочных работ (одного и ряда экскаваторов), их расположения на уступах, порядка работы экскаваторов по выполнению этих объемов. К таким задачам относятся: размещение экскаваторов на уступах, установление рационального объема готовой к выемке породы, установление объемов массовых взрывов и взрывааемых блоков, выбор порядка отработки забоя и заходки и т. д. Например, способы раздельной выемки мехлопатами и роторными экскаваторами (см. 8.4, 9.6) являются способами организации выемочно-погрузочных работ.

Задачами третьей группы является соблюдение: требуемых отметок кровли и подошвы уступа, угла его откоса, высоты и ширины забоя, минимальной ширины рабочей площадки, качества экскавируемой породы, требуемых размеров и ровности подъездных площадок и путей, трассы экскаватора в плане и профиле, принятого порядка отработки забоя и заходки, норм запыленности и загазованности воздуха и т. д.

Таким образом, организация выемочно-погрузочных работ включает как решение организационных задач непосредственно данного процесса, так и смежных процессов подготовки пород к выемке, транспортирования и складирования горной массы. То же самое относится и к организации других технологических процессов. Поэтому в целом осуществляется организация горных работ, включающая планирование и управление комплексом технологических процессов*.

К плановым организационным задачам непосредственно выемочно-погрузочного процесса относятся:

выбор порядка отработки конкретных забоев, блоков и заходов, установление необходимости или целесообразности плановых перегонov экскаваторов, перестроек линий электропередач, планово-предупредительных ремонтов экскаваторов и других вспомогательных работ (см. 10.1);

установление объемов указанных работ, мест и сроков выполнения;

непосредственная организация принятых к выполнению работ.

Неплановые организационные задачи сводятся к ликвидации нарушений технологического процесса (отказов или помех): аварийных поломок экскаватора и отключений ЛЭП; заколов, нависей и завывшения подошвы забоя; поломок системы орошения забоев и т. д. Эти задачи также требуют выбора варианта решения и его реализации.

10.3. СУЩНОСТЬ И МЕТОДЫ РЕШЕНИЯ ОРГАНИЗАЦИОННЫХ ЗАДАЧ ВЫЕМКИ

Плановые задачи определяются при оперативном планировании. Порядок выполнения плановых задач основной работы (выемки и погрузки, выемки и перевалки) стремятся типизировать для характерных сочетаний горно-геологических и горно-технических условий. Результатами типизации являются стандарты, инструкции, схемы, паспорта и графики ведения выемочно-погрузочных работ в конкретных условиях. Они позволяют вести в оптимальном режиме технологический процесс и при нормальном его ходе свести управление процессом в основном

* Рассматривается в разд. VI данного учебника, курсах «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» и «Проектирование карьеров».

к контролю качества и объема выполнения регламентированной работы. К таким организационным материалам, например, относятся схемы отработки забоев при раздельной выемке с размерами элементов забоя и указаниями по условиям применения, принятым ограничениям и порядку отработки отдельных породных слоев.

По месту, сроку, технологическим средствам, условиям безопасности, порядку проведения, а также способу управления регламентируются плановые вспомогательные работы: планово-предупредительные ремонты, зачистка подъездных площадок и путей, раскладка негабаритных породных кусков, разборка верхней части забоя при его высоте более высоты черпания экскаватора, технический уход за экскаватором и подготовка его к работе в начале и конце смены, отгон экскаватора при производстве взрывных работ и т. д. Регламентируются также условия производства неплановых работ.

Указанная регламентация должна быть достаточно полной для безопасного и качественного выполнения работы в соответствии с правилами технической эксплуатации. Например, для ликвидации нависей в забое непосредственно экскаватором необходимыми условиями являются правильная установка экскаватора в плане и профиле, создание защитного породного вала перед экскаватором, присутствие лица горного надзора, высокая квалификация машиниста экскаватора. При планировке неровной погрузочной площадки необходимо наличие бульдозера, автогрейдера и определенной объема мелкозорованной породы.

Ответственными этапами решения плановых и неплановых организационных задач являются установление необходимости выполнения работы (в большинстве случаев вспомогательной) и выбор способа выполнения требуемой работы.

Необходимость выполнения работы устанавливается:

требованиями планов и графиков горных работ (перегон экскаватора после отработки заходки к началу фронта работ или на другой уступ, задалживание экскаватора для устройства съезда и т. д.);

действующими нормативными и другими регламентированными положениями (планово-предупредительные ремонты, зачистка подъездов к экскаватору и т. д.);

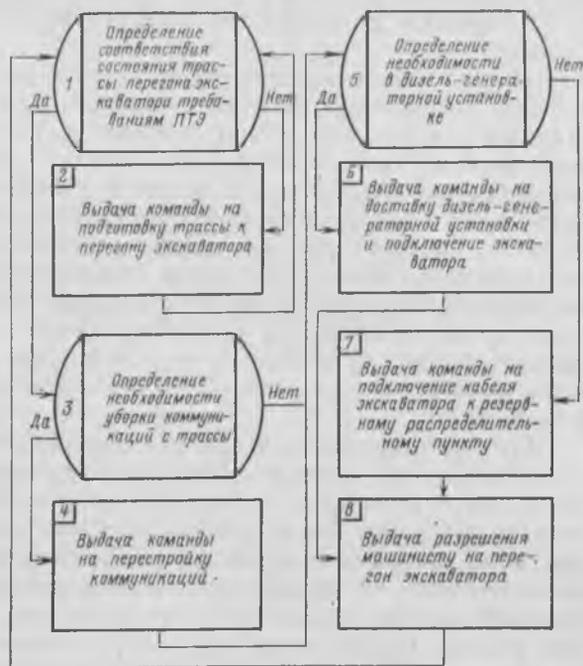
требованиями правил технической эксплуатации (отгон экскаватора при взрывании, ликвидация заколов в забое и др.);

условиями выполнения более общих работ (подготовка площадки для ремонта экскаватора, подготовка забоя или трассы экскаватором после взрыва, зачистка рудного тела и т. д.);

аварийной ситуацией (поломки экскаватора, отключение ЛЭП, снежные заносы, гололед, просадка, экскаватора, обрушение откоса уступа и т. д.).

Чаще всего даже относительно простая вспомогательная работа является комплексом более частных работ. Например, при

Рис. 10.2. Блок-схема алгоритма организации перегона экскаватора



ликвидации закола в забое с помощью самого экскаватора (в данном случае это вспомогательная работа) могут потребоваться устройство приямка для задерживания скатывающихся по откосу валунов, переэкскавация породы или погрузка ее в автосамосвалы, устройство подступа и подъем на него экскаватора и т. д. При перегоне экскаватора могут потребоваться выравнивание трассы, уборка с трассы вспомогательных коммуникаций, обеспечение экскаватора электроэнергией с помощью дизель-генераторной установки (рис. 10.2).

Поэтому анализ условий производства работ в самом процессе ее выполнения и обоснование необходимости производства отдельных составных частей работы являются неотъемлемыми звеньями организации выполнения плановых и неплановых работ.

Во многих случаях работа может выполняться разными способами. Например, ликвидация заколов в забое возможна с помощью экскаватора, бульдозера или взрывным способом. Выбор способа производства работы, если он не регламентирован, осуществляется в следующей последовательности:

определяются технически возможные способы производства работы;

число возможных способов ограничивается по условиям наличия требуемых материальных и трудовых ресурсов;

выбирается экономически эффективный способ выполнения работы.

Технико-экономические расчеты для обоснования выбора способа выполнения работы проводятся при необходимости на стадиях планирования. При устранении нарушений технологического процесса, экономически целесообразен тот способ выполнения работы, который сводит к минимуму простой основного горного и транспортного оборудования при примерно одинаковом качестве работы. Такие способы выполнения работ, как правило, известны из опыта или ранее проведенных технико-экономических расчетов, что, с одной стороны, резко сокращает продолжительность их выбора лицами горного надзора или диспетчерской службой, а с другой стороны, позволяет принимать многие решения самим рабочим при надлежащей квалификации.

Важными элементами организации работ являются меры по обеспечению их материальными и трудовыми ресурсами. Это достигается наличием установленного при текущем планировании горных работ парка вспомогательных машин и механизмов, запасных частей и материалов, своевременной выдачей нарядов исполнителям, их перераспределением при экстренном устранении нарушений технологического процесса, созданием резервных забоев, дорог и т. д. Так, для устранения поломок экскаватора должны быть в наличии автокран, хозяйственная автомашина, запчасти, а для ремонта полустационарной системы орошения забоев — трубы, шланги, трактор; необходимы также трудовые ресурсы (ремонтная бригада).

Алгоритм организации любой работы представляет собой определенный порядок чередования процедур принятия решений и мероприятий по их реализации. Этот порядок соответствует технологической последовательности выполнения как основной, так и вспомогательных работ.

10.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТЫ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Одноковшовые экскаваторы — весьма динамичные машины. В течение одного цикла (15—60 с) машинист выполняет 12—18 операций, совершая до 60—70 движений в минуту. Скорости рабочих операций близки к пределу физических возможностей человека. Поэтому технические возможности экскаваторов при выполнении многих операций цикла недоиспользуются. Длительность цикла сокращается, а производительность машин увеличивается при автоматизации управления.

Принципиально возможны два вида автоматизации управления одноковшовыми экскаваторами: программное управление всеми рабочими операциями цикла экскавации и автоматизация отдельных рабочих операций (черпания, поворота, передвижения).

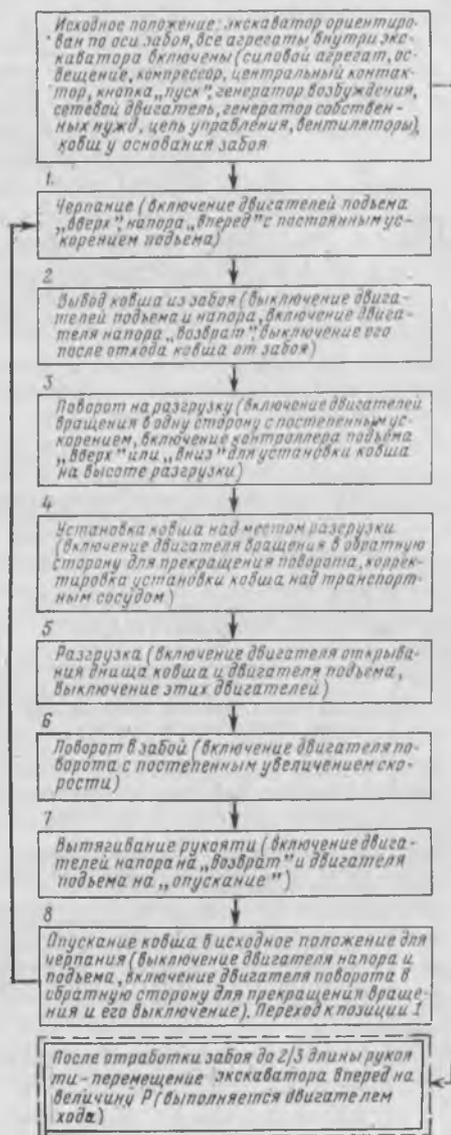
Рис. 10.3. Порядок выполнения технологических операций рабочего цикла мехлопаты

Созданию программ автоматизированного управления экскаваторами предшествует логическое описание порядка их работы (составление алгоритма работы).

Порядок работы мехлопаты при выемке пород с перевалкой или погрузкой в транспортные средства одинаков для всех типов мехлопат (рис. 10.3). Основными задачами оптимизации рабочих операций экскаватора являются: наполнение породой ковша до установленного уровня, полная его разгрузка, минимальные затраты времени на поворот и разгрузку ковша и исключение аварий. Минимальная продолжительность всех операций достигается путем совмещения во времени некоторых из них.

Порядок работы драглайна. Особенности работы драглайна обуславливаются конструкцией его рабочего органа. При выемке вскрышных пород с перевалкой в выработанное пространство экскаватор разрабатывает забой слоями толщиной t (рис. 10.4). Каждый слой по длине вынимается несколькими стружками (a, b, c), длина которых достаточна для полного наполнения ковша. Отработку каждого слоя обычно начинают от внешней части забоя.

Процесс черпания (рис. 10.5) заключается в забросе ковша при разматывании подъемного и тягового канатов, заборе породы при подтягивании ковша с помощью тяговой лебедки и



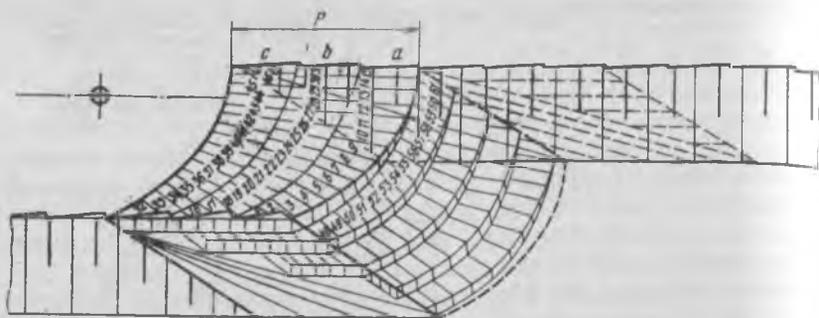


Рис. 10.4. Порядок отработки забоя драглайном:
 а, б, с — последовательность отработки слоев; 1—61 — последовательность выемки стружек в слоях

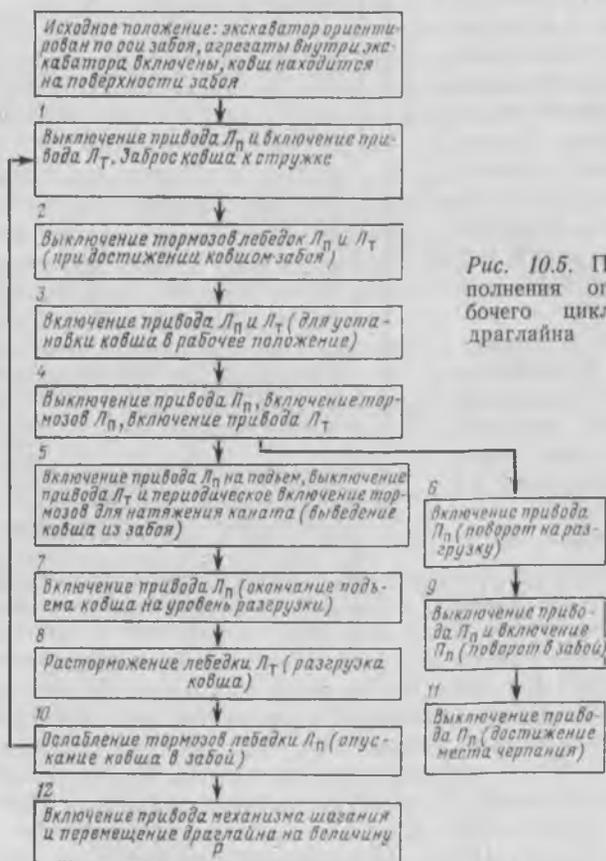


Рис. 10.5. Порядок выполнения операций рабочего цикла мощного драглайна

L_{Π} и L_T - подъемная и тяговая лебедки
 P_{Π} и P_{Π} - правый и левый привод поворота экскаватора

подъеме ковша подъемной лебедкой после его наполнения; в горизонтальном положении ковш удерживается фиксацией тягового каната. После поворота и установки ковша над местом разгрузки тяговый канат опускается, ковш опрокидывается и порода высыпается. Черпание породы, оставшейся в зоне забоя («натаск»), производится наклонными слоями.

После отработки забойного блока длиной P , возможной с одной стоянки экскаватора, он передвигается на шаг P вдоль заходки и процесс выемки продолжается в той же последовательности. Как и при работе мехлопаты, при выемке драглайном совмещаются операции: поворота экскаватора с опусканием ковша в забой, поворота и выведения ковша из забоя, разгрузки ковша с поворотом.

Система программного управления одноковшовым экскаватором может быть построена по двум принципам.

1. Составляют программы управления машиной при выполнении отдельных видов выемочно-погрузочных работ; каждая программа должна предусматривать возможность введения в автоматическое управляющее устройство корректирующих команд. Этот метод требует типизации и математического описания всех возможных способов выемки и погрузки с учетом организации производства. Для программирования могут быть использованы типовые организационно-технологические карты на производство горных работ, охватывающие выемку в простых и сложных забоях. Карта должна учитывать состав комплекса работающих машин, схему расстановки машин и транспортных средств в забоях, последовательность выполнения операций и т. п. Этот метод управления в обычных и тем более в сложных условиях горных работ пока трудно осуществим.

2. В запоминающем узле управляющего устройства записывается порядок рабочих движений, начало и конец действия соответствующих исполнительных механизмов при проведении с одной точки стояния полного цикла отработки забоя под управлением машиниста. По окончании этого «эталонного» цикла и передвижения экскаватора автоматическое управляющее устройство воспроизводит записанную программу, причем машинисту предоставляется преимущественное право в любой момент времени изменять и корректировать ее. При формировании такой программы могут использоваться элементы предварительного программирования. Так как экскаватор обычно выполняет также работы с неповторяющимися циклами, при которых нецелесообразно автоматическое управление, на нем сохраняется и система ручного управления. Логическая система запоминания и воспроизведения рабочих операций более приемлема для автоматизации работы одноковшовых экскаваторов.

Автоматизация рабочих операций цикла экскавации. В настоящее время создаются различные системы автоматического управления операциями черпания и поворота экскаватора.

Операция черпания при работе мехлопаты связана с регу-

лированием толщины стружки путем изменения усилий и скоростей напорного и подъемного движения ковша. Визуальное наблюдение машиниста за нагрузкой подъемного двигателя (по скорости подъема) обуславливает либо излишнее внедрение ковша в забой и работу двигателя в зоне крутой части механической характеристики (следовательно, резкое сокращение скорости подъема), либо запаздывание выдвигания рукояти, что ведет к удлинению пути наполнения ковша.

Максимальная производительность экскаватора и наилучшие энергетические показатели достигаются при рациональном сочетании подъемного и напорного усилий в процессе черпания. Это сочетание можно получить только при автоматическом регулировании операции черпания.

Система автоматического регулирования операции черпания должна поддерживать заданное постоянное значение тока подъемного двигателя, близкое к току отсечки, посредством регулирования скорости напорного двигателя при отклонении нагрузки подъемного двигателя от заданной величины. Такая система автоматической стабилизации нагрузки подъемного двигателя позволяет снизить длительность черпания (снижение может составлять до 30—40%), уменьшить расход электроэнергии (на 7—10%), облегчить труд машиниста.

Автоматизация поворота экскаватора, продолжительность которого составляет около 50% времени цикла, позволяет повысить качество и безопасность работы. Наиболее просто она достигается при разгрузке породы в отвал. Например, в драглайна можно автоматизировать: включение тормозов тяговой и подъемной лебедок при достижении ковшем поверхности забоя (операция 2, см. рис. 10.5), включение двигателя подъемной лебедки в момент наполнения ковша (операция 5), выключение тормозов тяговой лебедки для разгрузки ковша при повороте экскаватора к месту разгрузки (операция 8), выключение одного механизма поворота и включение другого для поворота к забою (операции 9—10).

Для автоматизации операций передвижения экскаватор должен иметь встроенные элементы контроля, определяющие любые отклонения от направления движения. Эти элементы являются основой автоматической системы поддержания направления движения экскаватора по заданным координатам.

10.5. ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ КОНТРОЛЯ И УЧЕТА РАБОТЫ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Бригада экскаватора контролирует работу механизмов, положение экскаватора и его рабочего оборудования в забое и ряд других показателей. Диспетчерскую службу и линейное руководство карьера интересуют более укрупненные данные: текущая производительность экскаватора, его состояние, использо-

вание рабочего времени и т. д. Достоверность этих данных влияет на результаты управления карьера в целом, а также на качество планирования, при котором используются материалы оперативного учета. Опыт показывает, что обычные (неавтоматизированные) способы контроля за работой экскаваторов не обеспечивают необходимого качества информации.

Аппаратура автоматизированного контроля работы экскаватора должна обеспечивать:

автоматическое взвешивание отгружаемой горной массы в ковше экскаватора с выводом на пульт машиниста результатов взвешивания каждого ковша и суммированием их по каждому транспортному сосуду, а также ввод результатов взвешивания в систему диспетчерского контроля;

автоматическую фиксацию основных состояний экскаватора (погрузка, перевалка, простой) для контроля и учета последних на диспетчерском пункте;

непрерывный автоматический контроль угла наклона экскаватора с пульта машиниста.

Взвешивание горной массы в ковше может производиться путем измерения усилия в подъемном канате экскаватора (или тока подъемного двигателя, зависящего от этого усилия) либо усилия в других конструкциях, воспринимающих вес ковша в период поворота для разгрузки (в стреле, двуногой стойке, в стрелоподъемном полиспасте и т. п.). Однако во всех этих случаях измеряемое усилие $P_{\text{п}}$ зависит не только от массы заполненного ковша, но и от положения его в пространстве, определяемого вылетом рукояти l , высотой подъема ковша h , а также углом наклона стрелы ρ . Поэтому для получения чистого значения массы породы в ковше $q_{\text{к}}$ необходимо автоматически измерить все указанные параметры и вычислить функцию $q_{\text{к}} = f(P_{\text{п}}, l, h, \rho)$.

Автоматическая весоизмерительная станция на экскаваторе не должна реагировать на усилия, возникающие в ковше во время черпания, а также на заполнение его при выполнении вспомогательных работ, не связанных с погрузкой горной массы в транспортные сосуды. Для этого взвешивание должно производиться в момент, непосредственно предшествующий разгрузке ковша. При этом должны одновременно выполняться следующие условия:

ковш заполнен горной породой, масса которой не меньше минимально возможной массы при погрузке;

платформа экскаватора повернута в сторону железнодорожного пути или отвала в максимально возможном секторе разгрузки;

нажата кнопка открывания днища ковша на пульте машиниста.

Контроль выполнения указанных условий осуществляется автоматической фиксацией угла поворота платформы и момента открывания днища ковша экскаватора.

При наличии устройства, определяющего массу каждого ковша, на пульт машиниста выводятся показания счетчика погруженной массы, пользуясь которыми машинист может дозировать загрузку транспортных средств. Суммарные данные о текущей производительности экскаватора с помощью средств телемеханики передаются на диспетчерский пункт.

10.6. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТ МНОГОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Оптимальное управление многоковшовым экскаватором должно обеспечить наиболее экономичный режим копания и максимальное сокращение времени вспомогательных операций. Первая задача решается автоматическим регулированием процесса выемки стружек, вторая — применением автоматического программного управления экскаватором.

При ручном управлении роторным экскаватором машинист не может объективно оценить условия копания, связанные с изменением физико-технических свойств экскавируемой породы (удельного сопротивления копанию, плотности, коэффициента разрыхления, липкости и др.) и параметров забоя (высоты и толщины стружек, угла поворота и наклона роторной стрелы), особенно при выемке серповидными стружками экскаватором с неведвижной стрелой. Поэтому ручное регулирование скорости поворота роторной стрелы и параметров стружек не является оптимальным с точки зрения достижения наименьшей энергоемкости процесса и наибольшей эффективной производительности экскаватора.

Существующие системы автоматического управления режимом копания основаны на автоматическом управлении приводом поворота роторной стрелы в зависимости от нагрузки привода роторного колеса, величины угла поворота φ (между осями движения экскаватора и роторной стрелы) или производительности экскаватора.

Стабилизация нагрузки привода роторного колеса может достигаться:

изменением скорости поворота стрелы обратно пропорционально моменту на валу роторного колеса при постоянной частоте вращения самого роторного колеса;

изменением частоты вращения роторного колеса обратно пропорционально развиваемому его электродвигателем моменту.

Системы автоматического изменения скорости поворота роторной стрелы (обратно пропорционально величине угла поворота) применяются на экскаваторах с неведвижными стрелами для стабилизации наполнения ковшей и производительности экскаватора при изменении толщины срезаемой стружки. Для изменения скорости поворота регулируется напряжение на генераторе поворота посредством реги-

стрирующего угол поворота стрелы потенциометра или вычислительного устройства.

Стабилизация производительности экскаватора достигается установкой датчиков производительности (обычно на конвейерной ленте стрелы), сигналы которых вводятся в электронно-машинный усилитель и сравниваются с заданными; в случае их различия изменяется напряжение на генераторе поворота. Наибольшая точность стабилизации производительности экскаватора обеспечивается при последнем способе автоматического регулирования.

Программное управление роторным экскаватором заключается в автоматическом управлении движением рабочих органов экскаватора по заданным траекториям. Критерием оптимальности является достижение максимальной производительности экскаватора.

В совершенной системе автоматического программного управления посредством вычислительного устройства должны рассчитываться программы с учетом изменяющейся информации о состоянии забоя и положении экскаватора относительно него. Однако из-за отсутствия технических средств для точного определения координат экскаватора и автоматического определения характеристик экскавируемых пород автоматическое управление в настоящее время сводится к жесткому программному управлению (Институт автоматизации АН УССР, УкрНИИпроект и др.), допускающему оперативный выбор программы в зависимости от ряда факторов: высоты уступа и слоя выемки, угла откоса уступа и забоя, ширины заходки, удельного сопротивления копания и т. д.

Программы составляют на технологический цикл выемки одного забойного блока с точки стояния или с перемещением экскаватора в зависимости от конструкции роторной стрелы. Предварительно устанавливают для возможного диапазона конкретных условий рациональные способ выемки, углы наклона роторной стрелы, подвигание за цикл и после отработки каждого слоя выемки (при невыдвижной стреле), углы и скорости поворота при отработке отдельных слоев выемки, толщину стружки.

Программа работы роторного экскаватора представляет собой последовательность работ основных механизмов экскаватора (подъема, подачи и поворота роторной стрелы, хода) в относительной, подвижной системе координат. Каждая из координат рассчитывается при составлении программы в зависимости от параметров забоя, задаваемых заранее, и расположения экскаватора относительно забоя. Установка ротора в исходное положение перед началом отработки верхнего слоя производится в режиме ручного управления или автоматически в процессе отработки всего забойного блока.

Жесткое программное управление эффективно в условиях, когда параметры забоя и направление перемещения экскава-

тора вдоль заходки не изменяются в процессе выемки. При этом оно позволяет увеличить величину коэффициента управления K_y до 0,95—0,98 (на 5—10 %) и производительность роторного экскаватора.

Автоматизация учета работы позволяет определять значения производительности роторных экскаваторов и вырабатывать информацию для ее регулирования. Автоматизированный учет осуществляется путем непрерывного измерения скорости движения ленты стрелового конвейера и нагрузки по ее длине или поперечного сечения груза на ней (соответственно для определения массы и объема), вычисления текущего значения производительности и интегрирования ее за любой промежуток времени работы экскаватора.

Раздел IV

Перемещение и складирование карьерных грузов

11. КАРЬЕРНЫЕ ГРУЗЫ И СРЕДСТВА ИХ ПЕРЕМЕЩЕНИЯ

11.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сущность открытой разработки заключается прежде всего в перемещении вскрышных пород и полезного ископаемого из забоев к пунктам их складирования или приема, которое обычно производится в четыре последовательные стадии. Первая стадия охватывает перемещение горной массы в процессе подготовки к выемке (например, при взрывании), вторая — при выемочно-погрузочных работах, третья — в процессе собственно транспортирования, четвертая — в процессе складирования.

На отвалах и складах принимаемую горную массу с помощью специального оборудования перемещают к пунктам конечного размещения. В ряде случаев (например, при транспортировании полезного ископаемого от забоев вагонами МПС) четвертая стадия перемещения отсутствует. Отдельные стадии могут объединяться с другими, например, при перевалке породы экскаватором в выработанное пространство карьера.

Основные карьерные грузы — вскрышные породы и полезное ископаемое. Вспомогательные карьерные грузы — взрывчатые вещества, путевые материалы (балласт, шпалы и др.), детали и узлы горных машин, смазочные материалы, снег в зимнее время и др. Для перемещения этих грузов, как правило, используют специальные транспортные средства.

Различают карьерный, цеховой и внешний транспорт.

Ведущий, *карьерный транспорт* обеспечивает перемещение горной массы от забоев до пунктов приема, а также доставку вспомогательных грузов в карьер. *Цеховой транспорт* горно-обогатительных комбинатов служит для перемещения полезного ископаемого на дробильно-сортировочных и обогатительных фабриках в соответствии с принятой технологией переработки сырья. Задача *внешнего транспорта* — перемещение полезного ископаемого после обогащения или со складов к местам потребления продукции. На ряде угольных карьеров и карьеров строительных горных пород кондиционное полезное ископаемое средствами внешнего транспорта, не принадлежащими карьеру, перемещают от забоев непосредственно потребителю.

Характерные особенности карьерного транспорта:

массовость и односторонняя сосредоточенная направленность основных карьерных грузов (до десятков, иногда сотен миллионов тонн горной массы в год);

относительно короткие расстояния перемещения (от нескольких десятков метров до 20 км);

высокие удельные показатели грузооборота при сравнительно ограниченном числе транспортных средств, значительная грузонапряженность путей и дорог, быстрая оборачиваемость подвижного состава;

значительная плотность (от 1 до 5 т/м³), повышенная прочность и абразивность, неоднородная кусковатость перемещаемой горной массы, ударные воздействия при погрузке и разгрузке;

жесткая зависимость остальных технологических процессов на карьере от надежности работы транспорта — их объединяющего звена;

большой удельный вес технологических простоев подвижного состава в транспортном цикле (погрузка и разгрузка горной массы, профилактический осмотр и т. д.);

нестационарность пунктов погрузки горной массы и разгрузки вскрышных пород, что обуславливает систематическое переустройство транспортных коммуникаций на уступах в карьере и на отвалах;

большая крутизна подъема (спуска) горной массы из карьера;

сложная организация перемещения полезного ископаемого при его отдельной выемке и усреднении;

зависимость местоположения карьерных транспортных коммуникаций от элементов строения залежей и стесненность площадок карьерных путей;

высокий удельный вес затрат на транспортирование горной массы в затратах на добычу полезного ископаемого (обычно не менее 40%, в отдельных случаях — до 65—75 %).

Указанные особенности определяют основные требования к карьерному транспорту:

расстояние перемещения карьерных грузов, в особенности вскрышных пород, должно быть по возможности кратчайшим;

транспортные коммуникации в целом и их отдельные участки должны быть по возможности стационарными, требующими минимума переустройства в период эксплуатации;

на одном карьере желательно использовать минимальное число видов транспорта и типов транспортных средств для облегчения их взаимозаменяемости, организации эксплуатации и ремонтов;

вместимость и прочность транспортных средств должны соответствовать мощности выемочно-погрузочных и разгрузочных средств, а также комплексу физико-технических свойств пере-

мещаемых пород, характеризующих трудность их транспортирования;

применяемый транспорт должен обеспечить надежность работы, минимальные простои основного оборудования и возможно большую степень поточности процессов перемещения;

выбранный транспорт должен обеспечить безопасность работ и минимальные затраты на открытую разработку месторождения. Возможны случаи, когда увеличение стоимости транспортирования обеспечивает снижение затрат на разработку месторождения в целом за счет экономии по другим процессам, изменения объемов добычных и вскрышных работ и их распределения во времени.

На карьерах используются почти все известные виды и технические средства перемещения грузов. Каждый вид карьерного транспорта имеет ряд характерных признаков.

По принципу действия транспорт делится на прерывный и непрерывный.

По способу перемещения груза, типу ходового и путевого устройства различают следующие виды транспорта: железнодорожный, автомобильный, конвейерный, гидравлический, гравитационный и др. Из них первые два являются наиболее распространенными видами прерывного транспорта, следующие три — непрерывного.

Разделение по *роду тяги* характерно главным образом для колесных видов транспорта: железнодорожного и автомобильного. При первом применяют электрическую, тепловозную, дизель-электровозную, при втором — дизельную, дизель-электрическую и электрическую тягу.

По характеру работы различают транспортные средства подвижные и стационарные (канатные подъемники, подвесные дороги и др.).

По функциональному признаку различают самостоятельные и специальные виды карьерного транспорта. Самостоятельным транспортом (железнодорожным, автомобильным, конвейерным, гидравлическим) возможно перемещение горной массы от забоев до пунктов приема. Специальные виды транспорта (скиповой, гравитационный, канатные подвесные дороги и др.) могут использоваться только на отдельных участках перемещения груза (обычно для подъема и спуска из карьера), являясь звеном комбинированного транспорта.

Грузооборотом называют количество полезного груза (в тоннах или кубических метрах), перемещаемого в единицу времени (час, смену, сутки, год и т. д.). Понятие расчетного грузооборота следует относить к одному грузопотоку. Общий грузооборот равен сумме грузооборотов отдельных грузопотоков.

Под *грузопотоком* понимается поток грузов определенного качества, характеризующийся направлением, сравнительно устой-

чивым во времени, и определенным объемом перевозок. Разовые и эпизодические перемещения в одном направлении грузопотока не составляют.

11.2. ХАРАКТЕРИСТИКА ГОРНЫХ ПОРОД ПО ТРУДНОСТИ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ

Экономическая эффективность и производительность средств карьерного транспорта зависят от соответствия их физико-техническим характеристикам перевозимых пород, вместимости транспортных сосудов и ее использования, скорости и расстояния перемещения. Широкий диапазон свойств пород по-разному влияет на трудность их транспортирования. Ряд свойств пород не остается неизменным в процессе транспортирования. Вместе с тем целесообразно выделить и сопоставить характеристики пород, оказывающие основное влияние на трудность их перемещения.

В качестве физико-технической основы сопоставления пород по сопротивлению перемещению (зависящему только от свойств пород) при выборе средств карьерного транспорта и для последующих технологических расчетов принимается *относительный показатель трудности транспортирования породы* P_T , устанавливаемый из следующих предпосылок:

на выбор транспортных средств, степень использования их геометрической вместимости и износостойкость основополагающее влияние оказывают плотность, прочность и кусковатость перемещаемой породы;

на трудность разгрузки породы, связанную с налипанием и примерзанием к рабочим поверхностям транспортных средств, решающее влияние оказывают содержание глинистых частиц и влажность породы;

степень налипания и примерзания, а следовательно, выбор средств их предотвращения и очистки или снижение эффективной вместимости транспортных средств зависят от времени транспортирования породы и температуры воздуха.

При указанных предпосылках величина P_T может быть определена из эмпирического выражения

$$P_T = K_1 \gamma + K_2 d_{cp}' A + K_3 W n B C, \quad (11.1)$$

где γ — плотность породы в образце, кг/м³; d_{cp}' — средний размер кусков породы в транспортном сосуде, м; $A = 1 + 0,1 \sigma_{сдв}$; $\sigma_{сдв}$ — сопротивление породы сдвигу (в образце), МПа; W — влажность перевозимой породы (в долях единицы); n — содержание в породе глинистых частиц (в долях единицы); $B = 1 + \lg(T + 1)$; T — продолжительность транспортирования породы, ч; $C = 1 - 0,025 t$; t — температура воздуха, °С (учитывается только при $t \leq 0$ °С); K_1, K_2, K_3 — эмпирические коэффициенты.

Все транспортируемые горные породы по величине P_T подразделяются на пять классов:

I класс — *весьма легко транспортируемые* ($P_T \leq 2$);

II класс — *легкотранспортируемые* ($2 < P_T \leq 4$);

III класс — *средней трудности транспортирования* ($4 < P_T \leq 6$);

IV класс — *труднотранспортируемые* ($6 < P_T \leq 8$);

V класс — *весьма трудно транспортируемые* ($8 < P_T \leq 10$).

Породы с $P_T > 10$ относятся к внекатегорным.

11.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВИДОВ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

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 400—500 м при расстояниях перемещения от карьера более 2—3 км для перемещения практически всех видов пород. Он применяется на крупнейших карьерах СССР: Сарбайском, ЮГОКа (Кривбасс), Лебединском, Коршуновском железорудных; Коркинском, Экибастузских угольных; Ждановском, Кальмакырском, Норильском цветной металлургии и многих других.

Достоинства железнодорожного транспорта: возможность использования любых видов энергии и типов локомотивов; небольшой расход энергии вследствие малого удельного сопротивления движению подвижного состава по рельсовым путям [$(40 \div 70) \text{Н}$ на 1 т массы поезда]; возможность достижения большой производительности при любом расстоянии перевозок за счет пропуска по путям большого числа поездов и увеличения полезной 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; сравнительно небольшой штат поездных бригад, небольшие расходы на ремонт, содержание и амортизацию подвижного состава вследствие его прочности, надежность и значительный срок службы (до 20—25 лет); низкие затраты на 1 т·км перевозки (меньше чем при автомобильном и конвейерном транспорте в 4—6 раз).

Вместе с тем при применении железнодорожного транспорта предъявляются наибольшие требования к плану и профилю пути. Для его использования необходимы большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 400—500 м), кривые большого радиуса (не менее 120—150 м для широкой колеи), небольшие подъемы и уклоны путей (до 25—30, реже 40—55‰). Резко возрастают длина и объемы наклонных траншей, общий объем горных работ и срок строительства карьера; велики капитальные затраты на транспорт; усложняются доступ к забоям, организация движения; снижается маневренность транспортных средств, трудоемки процессы перемещения и содержания путей. Сложными являются технология и механизация отвальных работ.

Автомобильный транспорт применяют главным образом на карьерах малой и средней производственной мощности с грузооборотом до 25 млн. т в год, а на более крупных — в основном вместе с другими видами транспорта; возможный показатель трудности транспортирования пород $P_T \leq 8$. При использовании автомобилей большой грузоподъемности (75—180 т) применение автотранспорта эффективно при грузообороте карьера 35—70 млн. т в год, иногда более.

На угольных карьерах в СССР автотранспортом перевозится около 15 % горной массы; в большей степени он распространен на железорудных карьерах (примерно 40 % грузооборота), карьерах цветной металлургии и нерудных горных пород (Сибайский, Гайский меднорудные; Сорский, Каджаранский молибденовые; комбинат «Апатит» и др.).

Достоинства автотранспорта: автономность энергоисточника; гибкость, маневренность и взаимная независимость работы автосамосвалов, что упрощает схемы движения; невысокая требовательность к плану и профилю автомобильных дорог (допускаются радиусы 20—25 м, подъем и уклоны до 80—100‰), что сокращает расстояния перевозок в 2—3 раза по сравнению с железнодорожным транспортом; меньшие объемы наклонных траншей и горно-строительных работ (до 40—50 %), а следовательно, меньшие сроки и затраты (на 20—25 %) на строительство карьеров. Отсутствие рельсовых путей и контактной сети упрощает организацию работ. Максимальная производительность экскаваторов может быть на 20—25 % больше их производительности при железнодорожном транспорте. Затраты на отвальные работы существенно уменьшаются. Повышается концентрация работ, увеличивается темп углубления горных работ.

Автотранспорт эффективен при строительстве карьеров любой производственной мощности, при разработке залежей сложных форм, малых размерах карьерных полей, сложной топографии поверхности; успешно применяется при раздельной выемке сложноструктурных залежей; может использоваться как вспомогательный и дополнительный к другим видам транспорта, особенно на горно-подготовительных работах.

Основные недостатки автотранспорта: экономическая эффективность только при небольших расстояниях перевозок (до 2—5 км); высокая интенсивность движения (до 10—12 тыс. рейсов в сутки по главным автодорогам); большой парк машин и штат водителей; сравнительно высокие расходы на топливо и смазочные материалы; быстрый износ механических частей и двигателей при несовершенном покрытии дорог и крутых подъемах; высокая стоимость большегрузных автомашин, а также большие расходы на их ремонт и содержание (соответственно до 20—25 и 30—35 % от затрат на перевозки); жесткая зависимость от климатических условий и состояния автодорог; снижение производительности в период снегопадов, распутицы.

лождей, туманов и гололеда; загазованность атмосферы карьеров при большой интенсивности перевозок.

В настоящее время созданы автопоезда и автомобильные полуприцепы грузоподъемностью 45—180 т. Такие средства целесообразно применять в неглубоких карьерах большой производительности для транспортирования полезного ископаемого к стационарным приемным пунктам при расстоянии доставки от 2 до 7 км в зависимости от мощности машин.

Дизель-троллейвозы (грузоподъемностью 60—65 т и более) целесообразно применять в карьерах с грузооборотом 10—20 млн. т в год и более при значительных размерах их в плане и глубине 100 м и более, при расстояниях перевозок до 4 км. Основное преимущество дизель-троллейвозного транспорта — возможность преодоления больших подъемов (до 100—120‰).

Конвейерный транспорт применяется в СССР 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, главным образом в мелкодробленном состоянии ($P_T \leq 4+5$).

Достоинства конвейерного транспорта: непрерывность и ритмичность перемещения грузов; возможность повышения производительности выемочно-погрузочного (на 25—30 % по сравнению с железнодорожным транспортом) и отвального оборудования; упрощение общей организации и снижение трудоемкости работ за счет выполнения одним агрегатом функций пути и подвижного состава; значительное уменьшение объемов транспортных и горно-капитальных работ, а также сокращение общей протяженности транспортных коммуникаций за счет подъема груза конвейерами под углом до 18—20° (при использовании специальных конвейеров — под углом до 30—60°); высокие скорости подвигания забоев; небольшой штат обслуживающего персонала; улучшение условий и повышение безопасности труда; сравнительно небольшой и равномерный расход электроэнергии; благоприятные условия для автоматизации и централизованного управления; высокая производительность конвейерных установок; возможность использования при пересеченном рельефе местности; простота устройства, перемещения и ремонта конвейеров.

Наиболее эффективен конвейерный транспорт при грузообороте 20—30 млн. т в год и более на карьерах с мощной толщей покрывающих мягких пород, а при выемке взорванных пород — на карьерах глубиной более 150 м при расстоянии перемещения горной массы до 2,5—3 км (на пересеченной местности — до 10÷20 км и более).

Область применения конвейерного транспорта ограничивается его недостатками. Из-за интенсивного налипания на ленту велики простои при перемещении влажных и тиксотропных пород (глины, мела и др.). При доставке абразивных взорванных

пород дорогостоящая лента быстро изнашивается (за 1—1,5 года). Размер кусков не должен превышать 25—35 % ширины ленты (соответственно 150—200 и 300—400 мм для узких и широких лент). Перегрузки с одного конвейера на другой ведут к увеличению износа ленты и вызывают необходимость установки большого числа приводов.

Большое влияние на работу конвейеров оказывают климатические условия, отрицательно воздействуют низкие температуры. При конвейерном транспорте затруднительна раздельная выемка в забоях. Требование прямолинейности ставов забойных конвейеров не позволяет применять их при разработке залежей сложной конфигурации, необходимы непрерывность и безударность погрузки.

На карьерах применяют стационарные, передвижные и самоходные наземные ленточные конвейеры, транспортно-отвальные комплексы с ленточными конвейерами (консольные отвалообразователи, транспортно-отвальные мосты и т. п.), конвейерные перегружатели, а также конвейеры на выемочно-погрузочных и специальных машинах.

При комбинированном транспорте последовательно используют для перемещения одного и того же груза (в одном грузопотоке) различные виды транспорта; автомобильный и железнодорожный (конвейерный, скиповой); автомобильный, гравитационный и железнодорожный; конвейерный и гидравлический; автомобильный и канатные подвесные дороги и т. д.

Таким образом, в карьерах отдельные виды транспорта могут использоваться самостоятельно, в комбинации друг с другом и совместно (параллельно) применительно как к раздельным грузопотокам, так и к одному грузопотоку полезного ископаемого или вскрышных пород.

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.

Комбинация автомобильного и железнодорожного транспорта с внутривертекарной перегрузкой горной массы эффективна на нижних уступах высотой до 60 м на карьерах большой производственной мощности, где на верхних горизонтах используется железнодорожный транспорт. Расстояние перевозок автосамосвалами при этом обычно не превышает 1—2 км.

Сочетание автотранспорта со скиповым подъемом целесообразно в карьерах глубиной более 150 м с ограниченными размерами в плане при разработке крутых залежей в устойчивых вмещающих породах. Расстояние автомобильной откатки при этом сокращается до 0,8—1,5 км.

При перемещении взорванных пород средствами комбинированного автомобильного и конвейерного транспорта расстояние автомобильной доставки составляет до 1,5—2,5 км.

12. КАРЬЕРНЫЙ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ ТРАНСПОРТ

12.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДВИЖНОГО СОСТАВА И ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ПУТИ

Карьерные вагоны имеют открытый кузов (для экскаваторной погрузки и механической разгрузки); они должны выдерживать большие ударные нагрузки, обеспечивать быструю разгрузку, иметь повышенную устойчивость. Широко применяются саморазгружающиеся вагоны-думпкары преимущественно с откидывающимися бортами, грузоподъемностью до 180 т.

Для перевозки полезных ископаемых из карьера на расстояние более 20—25 км используют вагоны (гондолы) грузоподъемностью 63, 94 и 123 т. При меньших расстояниях для перевозки угля экономичнее применять специализированные вагоны-самосвалы грузоподъемностью 90—140 т при вместимости до 142 м³.

Основные параметры карьерных вагонов: грузоподъемность, вместимость, коэффициент тары, число осей, нагрузка на ось, нагрузка на 1 м пути, радиус вписывания в кривые и линейные размеры.

Грузоподъемность вагона q — максимальное количество груза (в тоннах), допускаемое конструктивной прочностью вагона. Вместимость вагона V_v соответствует геометрическому объему кузова. Суммарная грузоподъемность вагонов одного поезда составляет его полезную массу. По условиям прочности и загрузки вместимость думпкара должна быть в 4—6 раз больше емкости ковша экскаватора. Масса отдельных кусков не должна превышать 3—3,5 т при высоте разгрузки от дна вагона $h_p = 2 \div 2,5$ м и 5—6 т при $h_p \leq 0,5$ м. При погрузке цепными экскаваторами на рельсовом ходу удельная вместимость вагонов (на 1 м длины) должна соответствовать производительности и скорости движения экскаваторов.

Коэффициентом тары вагона K_t называется отношение его собственной массы q_t (массы тары) к грузоподъемности q . Масса тары зависит от типа вагона и способа его разгрузки. Наибольшую массу имеют думпкары (за счет опрокидного устройства), наименьшую — глухие гондолы. В равных условиях с уменьшением коэффициента тары возрастает экономичность перевозок. У карьерных вагонов K_t изменяется от 0,28—0,3 до 0,5—0,7. Сумма полезной и собственной массы вагона составляет его общую массу.

Нагрузка на ось — часть общего веса, приходящаяся на одну вагонную ось. Допустимая нагрузка на ось, определяемая конструкцией и прочностью верхнего строения пути, обычно составляет 260—300 кН. С увеличением грузоподъемности вагонов число осей повышается с четырех до шести—восьми.

Нагрузка на 1 м пути (отношение веса груженого вагона к его длине) определяет возможность пропуска вагона по мостам и другим искусственным сооружениям.

Радиус вписывания в кривые зависит от основного линейного размера вагона — длины его жесткой базы и составляет 80 м.

Локомотивы. Применяемые на карьерах в качестве локомотивов электровозы и тепловозы характеризуются мощностью, силой тяги, расчетной и сцепной массой, расположением и назначением осей, давлением на ось и проходимость по кривым.

Мощность локомотивов $N_{л}$ (кВт) может быть выражена через индикаторную силу тяги F (кН) и скорость движения v (км/ч):

$$N_{л} = Fv\eta/3,7, \quad (12.1)$$

где η — к. п. д. передачи от двигателя к ведущим колесам.

Сцепная масса локомотива $Q_{сц}$ — часть массы, приходящаяся на движущие оси. В электровозах и мотовозах обычно все оси являющиеся движущими, а общая (расчетная) масса локомотива Q_p — это и его сцепная масса. Сцепная сила тяги — внешняя сила, затрачиваемая в основном на преодоление сопротивления движению и уменьшающаяся с увеличением скорости. При небольших скоростях движения, характерных для карьерного транспорта, сила тяги ограничивается сцепной силой тяги (Н)

$$F_k \geq F_{сц} = 1000\psi Q_{сц}g, \quad (12.2)$$

где F_k и $F_{сц}$ — касательная и сцепная сила тяги; $Q_{сц}$ — сцепная масса, т; ψ — коэффициент сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами; при движении $\psi_{дв} = 0,22 \div 0,26$, а при трогании с места $\psi_{тр} = 0,28 \div 0,34$.

На карьерах с грузооборотом 10—20 млн. т/год и более распространение получили электровозы постоянного тока массой 100—150 т. Их достоинства: возможность преодоления подъемов до 40 ‰, радиусы закруглений до 80 м, независимость от климатических условий, надежность в эксплуатации, простота управления и обслуживания. Недостатки электрической тяги: необходимость сооружения на карьерах тяговых подстанций, значительные первоначальные капитальные затраты, сложность эксплуатации передвижной контактной сети. На карьерах с грузооборотом 30—50 млн. т/год целесообразно применять электровозы постоянного тока напряжением 3000 В и переменного тока напряжением 10 кВ, что позволяет увеличить скорость движения поездов (за счет увеличения ψ), сократить потери энергии и расход цветных металлов на контактную сеть.

В глубоких карьерах резкое увеличение преодолеваемых подъемов (до 55 ‰) или полезной массы поезда (в 2—2,5

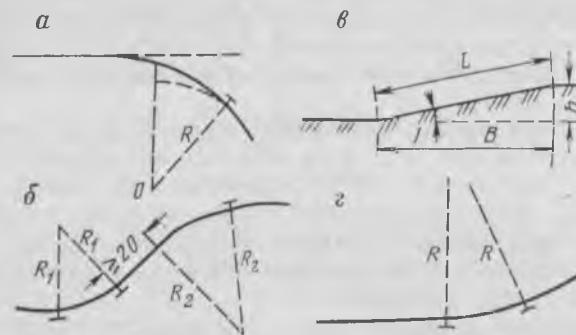


Рис. 12.1. Элементы плана и профиля пути:

а — переходная кривая; б — прямая вставка между обратными кривыми с радиусами R_1 и R_2 ; в — заложение уклона; з — сопряжение площадки и уклона

раза) по сравнению с соответствующими показателями при работе электровозов, уменьшение расхода электроэнергии (на 15 % при подъеме 40 ‰ и на 25 % при подъеме 30 ‰) и снижение затрат на перевозки (на 25—30 %) достигаются при использовании тяговых агрегатов. Они состоят из электровоза управления, секции автономного питания (может отсутствовать) и одного-двух моторных думпкаров, дополнительно перевозящих полезный груз.

Тепловозы (в основном с электрической трансмиссией) имеют высокий КПД (до 28 %), автономность питания, небольшой расход условного топлива и не требуют строительства контактной сети и сопутствующих сооружений. Основные их недостатки: недопустимость перегрузки двигателей внутреннего сгорания, малая величина преодолеваемых подъемов (до 30 ‰), относительно быстрый износ дизелей, узлов и деталей, сложность ремонта. Область рационального использования магистральных тепловозов сцепной массой 150—180 т ограничивается карьерами с грузооборотом до 25 млн. т/год и глубиной до 100 м, а тепловозов сцепной массой до 70 т — карьерами с грузооборотом до 5 млн. т/год.

Главным параметром *железнодорожного пути* является ширина колеи. На средних и крупных карьерах СССР принята стандартная колея шириной 1520 мм (допуски +6 и —4 мм). На карьерах с небольшим грузооборотом применяют узкую колею (750 мм, иногда 900 и 1000 мм). На зарубежных карьерах ширина стандартной колеи обычно составляет 1435 мм.

Линия, положение которой в пространстве определяет план и профиль оси земельного полотна, называется трассой пути. Горизонтальная проекция трассы является планом пути, вертикальная — его продольным профилем.

Путь в плане состоит из прямых и закруглений, сопряженных переходными кривыми (рис. 12.1). Минимальный радиус закругления R зависит от типа подвижного состава и ширины колеи.

Нормальными для всех карьерных путей считаются радиусы не менее 200 м для колеи шириной 1520 мм и 100 м для колеи шириной 750 мм. На временных путях допускаются радиусы кривых 120—150 м.

Минимальное расстояние между осями прямых участков путей на перегонах $p=4,5$ м, а на станциях (в зависимости от назначения путей) $p=4,5 \div 7,5$ м. Уширение колеи на криволинейных участках пути, необходимое для предотвращения выпирания рельса при вписывании в кривую подвижного состава, зависит от радиуса кривой и изменяется от 10 до 30 мм при уменьшении радиуса R с 350 до 100 м.

Возвышение наружного рельса на криволинейных участках пути (для предупреждения схода поезда под действием центробежной силы) зависит от скорости движения и радиуса кривой и находится в пределах 20—65 мм. Минимальное расстояние между осями путей при этом увеличивается от 100 (при $R=1000$ м) до 420 мм (при $R=100$ м). Наружный рельс разгрузочного пути на отвале должен иметь возвышение 100—150 мм. При трассировании путей должен соблюдаться стандартный габарит приближения строений.

Продольный профиль пути состоит из наклонных и горизонтальных участков. Величина подъема (уклона) пути i , измеряемая тангенсом угла I (см. рис. 12.1, *в*), выражается в виде десятичной дроби или числом тысячных долей единицы (‰). Так как величина i весьма мала (обычно до 0,06, или 60‰), длину заложения B считают часто равной длине пути L на участке подъема h :

$$i = \operatorname{tg} I = h/B \approx h/L. \quad (12.3)$$

Максимальный затяжной подъем (уклон) пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью, называется руководящим подъемом. На криволинейных участках пути он должен уменьшаться на величину i_R , эквивалентную дополнительному сопротивлению движению поезда на кривой ($i = i_p - i_R$).

Допускаемые уклоны погрузочных путей не должны превышать 5‰. Предельные уклоны и радиусы рельсовых путей погрузочно-транспортных и транспортно-отвальных машин определяются их паспортными данными.

Противоположные по уклону смежные элементы продольного профиля разделяются площадкой, если $i > 4$ ‰. Для предупреждения обрыва поездов в месте изменения продольного профиля пути смежные элементы его в вертикальной плоскости сопрягаются кривыми радиусом 5000 м — на постоянных и 2000 м — на временных путях.

12.2 РАСЧЕТ МАССЫ ПОЕЗДА

Основное уравнение движения поезда имеет вид

$$F = F_{\text{сц}} = Q_p \omega' + Q_n \omega'' \pm 1020a (Q_p K_{\text{и.л}} + Q_n K_{\text{и.в}}), \quad (12.4)$$

где Q_p — расчетная масса локомотива, т; ω' и ω'' — соответственно полное удельное сопротивление движению локомотива и вагонов, Н/т; Q_n — масса прицепной части поезда, т; a — ускорение (со знаком «+») или замедление (со знаком «-») движения, м/с²; $K_{\text{и.л}}$ и $K_{\text{и.в}}$ — коэффициенты инерции вращающихся масс соответственно локомотива и вагонов ($K_{\text{и.л}} = 1,2 \div 1,3$; $K_{\text{и.в}} = 1,6 \div 1,1$).

Расчетная масса локомотива

$$Q_p = \gamma_p Q_{\text{сц}}, \quad (12.5)$$

где γ_p — коэффициент расчетной массы локомотива (для паровозов $\gamma_p > 1$, для электровозов и тепловозов $\gamma_p = 1$).

В карьерах глубинного типа обычно полезная масса поезда устанавливается из условия равномерного движения его на руководящем подъеме с расчетно-минимальной скоростью, под которой понимается скорость, соответствующая наибольшей общей массе поезда при установленной сцепной силе тяги (рис. 12.2). При электровозной тяге расчетно-минимальная скорость составляет 18—25 км/ч. В этом случае $a=0$ и уравнение (12.4) принимает вид

$$F = F_{\text{сц}} = Q_p \omega' + Q_n \omega''. \quad (12.6)$$

Масса прицепной части груженого поезда (τ) при числе вагонов n

$$Q_n = nq (1 + K_\tau) = nq K_b, \quad (12.7)$$

где K_τ и K_b — соответственно коэффициенты тары и общей массы вагона.

Полное удельное сопротивление (Н/т) движению

$$\omega = \omega_0 + \omega_i + \omega_R, \quad (12.8)$$

где ω_0 , ω_i и ω_R — соответственно основное удельное сопротивление движению на прямых горизонтальных участках пути, дополнительное сопротивление от уклона и дополнительное сопротивление на горизонтальных криволинейных участках пути, Н/т.

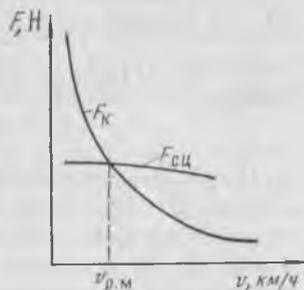


Рис. 12.2. Тяговая характеристика локомотива:

F_k , $F_{\text{сц}}$ — соответственно касательная и сцепная силы тяги; $v_{\text{р.м}}$ — расчетно-минимальная скорость движения

На временных (забойных и отвальных) путях широкой колеи $\omega_0 \approx \omega_0' \approx \omega_0'' \approx 60 \div 80$ Н/т. На постоянных путях $\omega_0 = 35 \div 45$ Н/т.

Дополнительное сопротивление движению (Н/т) от уклона (в зависимости от направления движения)

$$\omega_i = \pm gi, \quad (12.9)$$

(i выражено в ‰).

Дополнительное сопротивление движению (Н/т) на криволинейном участке пути радиусом R (м):

на постоянных путях

$$\omega_R = 7000/R; \quad (12.10)$$

на временных путях

$$\omega_R = 13\,000/R. \quad (12.11)$$

Для удобства расчетов ω_R можно выразить через эквивалентную величину условного уклона $i_R (\omega_R = gi_R)$. Сумма фактического и условного уклонов не должна превышать величины руководящего уклона пути i_p :

$$\pm i + i_R \leq \pm i_p, \quad \text{или} \quad \pm \omega_i + \omega_R \leq gi_p. \quad (12.12)$$

Тогда (в Н/т)

$$\omega = \omega_0 \pm gi_p \quad \text{и} \quad \omega = \omega_0 \pm gi_p. \quad (12.13)$$

Так как сцепная сила тяги локомотива $F_{сц} = 1000 \psi_{дв} Q_{сц} g$ (см. 12.1), то после преобразований основное уравнение движения поезда можно представить в виде

$$1000 \psi_{дв} Q_{сц} g = \gamma_p Q_{сц} (\omega_0 \pm gi_p) + Q_p (\omega_0 \pm gi_p). \quad (12.14)$$

Из уравнения (12.14) с учетом (12.7) полезная масса поезда (τ) при движении на подъем

$$nq = \frac{Q_{сц} [1000 \psi_{дв} g - \gamma_p (\omega_0' + gi_p)]}{(\omega_0 + gi_p) K_0}. \quad (12.15)$$

Из-за недостаточной удельной мощности применяемых на карьерах тепловозов сети МПС при массе поезда, определенной по формуле (12.15), скорость движения даже на подъеме 20—25 ‰ не превышает 10—15 км/ч. Для увеличения расчетной скорости движения или руководящего подъема необходимо определять при тепловозной тяге величину nq из уравнения (12.6), в левой части которого фигурирует сила тяги, ограниченная мощностью двигателя [см. формулу (12.1)].

При перевозках породы во внутренние отвалы, когда поезда не выходят на поверхность, а также во всех случаях, когда

величина руководящего подъема незначительна, допустимая масса поезда рассчитывается (для учета сопротивления движению на временных путях) из условий наличия «фиктивного» подъема до 10—12‰. Практически полезная масса поезда всегда должна быть кратна грузоподъемности вагона.

Если наклонные траншеи примыкают к рабочим горизонтам на подъеме, масса поезда рассчитывается из условия трогания и разгона его на этом подъеме i из уравнения (12.4).

$$nq = \frac{Q_{\text{сц}} [1000g\psi_{\text{тр}} - \gamma_p (\omega'_0 + gi + \omega_{\text{тр}} + 1020a_{\text{тр}}K_{\text{и.л}})]}{(\omega'_0 + gi + \omega_{\text{тр}} + 1020a_{\text{тр}}K_{\text{и.в}}) K_{\text{в}}}, \quad (12.16)$$

где $\omega_{\text{тр}}$ — дополнительное удельное сопротивление движению при трогании ($\omega_{\text{тр}} \approx 45$ Н/т); $a_{\text{тр}}$ — ускорение при трогании ($a_{\text{тр}} = 0,025 \div 0,05$ м/с²).

Определенная по указанным условиям масса поезда является наибольшей для данного локомотива и величины руководящего подъема*. Вместе с тем сравнительные расчеты по формуле (12.15) указывают на широкие технические возможности изменения допустимой массы поезда при разных величинах подъема и сцепной массы локомотива. При заданной величине i_p массу поезда можно увеличить, если повысить мощность локомотива (при одиночной тяге), использовать кратную тягу или включить в поезд моторные думпкары (на каждый моторный думпкар можно добавить один, иногда два обычных думпкара).

Полезная масса поезда (q) при использовании тяговых агрегатов

$$Q_{\text{пол}} = \frac{[Q_{\text{э.у}} + Q_{\text{а}} + n_{\text{м}}(q_{\text{м}} + q_{\text{т.м}})] \cdot [1000g\psi_{\text{дв}} - (\omega'_0 + gi_p)]}{(\omega'_0 + gi_p) K_{\text{в}}} + n_{\text{м}}q_{\text{м}}, \quad (12.17)$$

где $Q_{\text{э.у}}$, $Q_{\text{а}}$ — соответственно масса электровоза управления и секции автономного питания, т; $n_{\text{м}}$ — число моторных думпкаров; $q_{\text{м}}$, $q_{\text{т.м}}$ — соответственно грузоподъемность и масса тары моторного думпкара, т.

Рациональная полезная масса поезда должна соответствовать наилучшим образом технологии и общей организации горных работ, грузообороту (провозной способности) трассы, принятым условиям обмена поездов и обеспечения забоев погорняком. Поэтому масса поезда увязывается со временем выполнения отдельных транспортных, погрузочных и отвальных операций.

* При уточненном расчете принятая масса поезда проверяется на нагрев тяговых двигателей, что рассматривается в курсе «Транспортные машины и комплексы».

На нагорных карьерах груженный поезд спускается вниз по уклону (спуску). Допустимая масса его рассчитывается из условий поддержания равномерной скорости и служебной остановки на руководящем спуске при электрическом торможении и проверяется на возможность экстренной остановки состава на длине тормозного пути $L_T = 300 \text{ м}^*$.

При движении с электрическим торможением в левую часть основного уравнения (12.6) движения поезда вместо силы тяги $F_{\text{сц}}$ подставляется тормозная сила $B_{\text{э.т}}$:

$$F = B_{\text{э.т}} = 1000 Q_{\text{сц}} \varphi_{\text{э.т}} g, \quad (12.18)$$

где $\varphi_{\text{э.т}}$ — коэффициент торможения реостатного тормоза ($\varphi_{\text{э.т}} = 0,15 \div 0,18$ при скорости движения $v = 35 \div 25 \text{ км/ч}$).

При режиме подтормаживания из уравнения (12.14) с учетом (12.18) полезная масса поезда (τ)

$$nq = \frac{Q_{\text{сц}} [1000g\varphi_{\text{э.т}} + (\omega_0 - g t_p)]}{(g t_p - \omega_0) K_B} \quad (12.19)$$

При режиме остановочного торможения реостатным тормозом из уравнения (12.4) с учетом уравнения (12.18) полезная масса поезда (τ)

$$nq = \frac{Q_{\text{сц}} [1000g\varphi_{\text{э.т}} + (\omega_0 - g t_p - 1020aK_{и.л})]}{(g t_p - \omega_0 + 1020aK_{и.в}) K_B} \quad (12.20)$$

Приведенные формулы позволяют также при заданной полезной массе поезда определить сцепную массу локомотива или предельную величину руководящего спуска.

12.3. РАЗДЕЛЬНЫЕ ПУНКТЫ

Путевое развитие карьера зависит от мощности и размеров карьера в плане, числа грузопотоков, рельефа местности, схемы вскрытия, системы разработки и др. Протяженность железнодорожных путей достигает на карьерах десятков, иногда сотен километров. *Путевая схема карьера* включает:

забойные и отвальные временные пути, периодически перемещаемые вслед за подвиганием добычных вскрышных и отвальных уступов;

соединительные пути, связывающие забойные и отвальные пути с путями в капитальных траншеях и на поверхности, со станциями и другими цехами предприятия;

пути капитальных траншей и съездов, связывающие рабочие горизонты карьера с путями на поверхности;

откаточные, главные, цеховые и хозяйственные пути на поверхности;

* Методика расчета тормозного пути приводится в курсе «Транспортные машины и комплексы».

магистральные пути, соединяющие карьер с путями
МПС;

раздельные пункты, обеспечивающие безопасное и эффективное движение поездов в карьере и на поверхности.

Раздельными пунктами (РП) путевая сеть карьера разбивается на отдельные участки — перегоны. Согласно ПТЭ на каждом перегоне одновременно может находиться только один поезд (исключение допускается для забойных и отвальных путей при маневровом способе движения поездов). Разделением длинных перегонов на более короткие блок-участки достигается возможность одновременного движения большого числа поездов. Перегоны и блок-участки ограничены путевыми сигналами (светофорами или семафорами).

Раздельные пункты могут обеспечивать обмен поездов (станции, разъезды) или служить только для изменения направления и регулирования интенсивности движения (путевые посты).

Пути раздельных пунктов, как правило, должны располагаться на горизонтальной площадке, а в отдельных случаях на уклоне $i_{р.п} \leq 2,5\%$, в стесненных условиях при отсутствии отцепки локомотивов допускаются уклоны $i_{р.п} \leq 0,75 i_{р.}$ В плане пути раздельных пунктов, как правило, должны быть прямолинейными; в тяжелых условиях допускается внутрикарьерные станции располагать на кривых радиусом $R \geq 250$ м (в особых случаях 150 м), а разъезды — на кривых с $R \geq 120$ м. Нормальное расстояние между осями смежных путей $p = 5,3$ м.

Полезная длина путей раздельных пунктов (м) при длине поезда $l_{п}$

$$l_{пол} = l_{п} + l_{рез} + l_{сг}, \quad (12.21)$$

где $l_{рез}$ — резерв на неточность установки поезда, м ($l_{рез} = 15$ м); $l_{сг}$ — расстояние на установку сигнала, м ($l_{сг} = 20$ м).

Карьерные станции в зависимости от выполняемых операций подразделяются на породные, погрузочно-разгрузочные и сборочно-распорядительные.

Пути карьерной станции предназначены для обгона, скрещения (встречи), приема и отправления поездов, маневровой работы, технического осмотра поездов, мелкого безотцепочного ремонта и экипировки локомотивов, иногда формирования и расформирования поездов. На диспетчерском посту сосредоточено управление движением поездов от забоев до пунктов разгрузки. Технической работой станции руководит дежурный по станции; распорядительные функции по движению поездов выполняет диспетчер.

Станции могут пропускать всю горную массу (при небольшом грузообороте), быть породными и угольными (рудными) или предназначаться для прохода груженых или порожних поездов. Число приемо-отправочных путей определяется расчетом в зависимости от величины и направления грузопотоков.

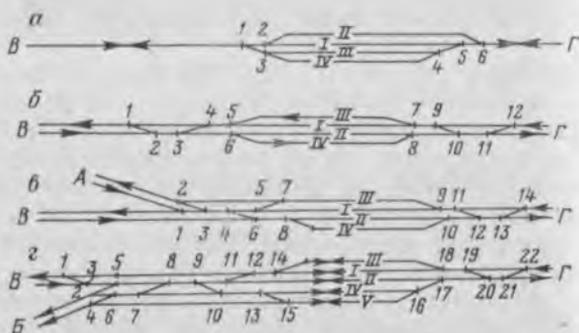


Рис. 12.3. Схемы путевого развития породных станций:

I-V — станционные пути; *1-22* — стрелочные переводы; *A, Б* — в карьер, на отвалы или ОФ; *В* — в карьер; *Г* — на отвалы

Породные станции устраивают возможно ближе к отвалам. Станция на однопутном участке (рис. 12.3, а) обычно имеет три-четыре пути. Прием груженых поездов с остановкой производится на путях *III* или *IV*, а порожняка — на пути *II*; главный путь *I* служит для пропуска поездов без остановки. Аналогично назначение путей станции на двухпутном участке (рис. 12.3, б) при движении от 20 до 40 пар поездов в смену. В необходимых случаях возможно использование каждого пути для приема как груженых, так и порожних поездов. Обезличивание путей достигается устройством в каждой горловине станции двух диагональных съездов.

Развитие горловин станций зависит как от грузооборота, так и направления движения. При трех двухпутных участках с угловым заездом (рис. 12.3, в, г) число стрелочных переводов возрастает с 12 до 14—22, а полная длина станций, представленных на рис. 12.3, б, в, г, при марке крестовины стрелочных переводов $1/9$, $p=5,3$ м и полезной длине путей 180 м составляет соответственно 600, 575 и 775 м.

При транспортировании всей горной массы на поверхность по одним путям станция выполняет операции по разделению грузопотоков и направлению их: породного — на отвалы, полезного ископаемого — на сборочную станцию или непосредственно потребителю. Представленные на рис. 12.3, в, г схемы станций обеспечивают разделение как породных грузопотоков, так и породы и полезного ископаемого.

Сборочно-распорядительные станции служат для приема порожних поездов с дороги МПС, деления порожнего состава на части (группы) и подачи их в карьер к экскаваторам под погрузку, приема груженых вагонов из карьера, их взвешивания и дозировки, а также формирования груженых маршрутов на сеть железных дорог МПС и отправления их через станцию примыкания.

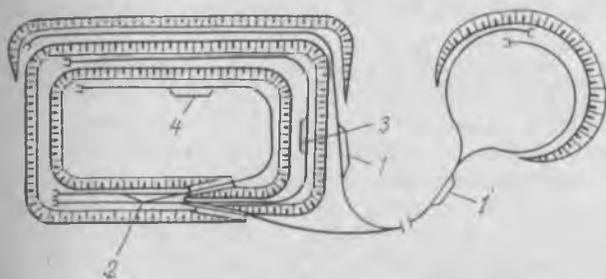


Рис 12.4. Схема расположения обменных пунктов:

1 — на поверхности; 2 — в местах примыкания съездов к горизонтам; 3 — на соединительных бермах; 4 — на рабочих уступах

Разъезды обеспечивают скрещение и обгон поездов и кроме того обмен поездов в забоях и на отвалах (фабриках). В последнем случае их называют обменными пунктами (ОП). Обменные пункты размещают на поверхности карьера, в пунктах примыкания наклонных траншей, на соединительных бермах рабочих горизонтов, а в отдельных случаях — на забойных (отвальных путях) (рис. 12.4).

Конструкция разъезда зависит от местоположения и интенсивности движения. Простейший разъезд однопутного прямолинейного участка (при движении до 10 пар поездов в смену) имеет два пути: главный и прямо-отправочный (рис. 12.5, а).

Длина разъезда (м)

$$l_p = l_{\text{пол}} + 2l_0, \quad (12.22)$$

где l_0 — расстояние от начала стрелочного перевода до предельного столбика, м (в зависимости от ширины колеи и типа крестовины $l_0 = 25 \div 65$ м; для крестовин 1/7 и 1/9 при $p = 5,3$ м l_0 равно 42 и 55 м).

При $l_{\text{пол}} = 180$ м $l_p = 265 \div 290$ м при марках крестовины 1/7 и 1/9 и $p = 5,3$ м.

При движении от 10 до 20 пар поездов в смену в этих условиях может устраиваться трехпутный разъезд (рис. 12.5, б), длина которого (м)

$$l_p = l_{\text{пол}} + 2l_0 + d, \quad (12.23)$$

где d — продольное смещение путей между началами стрелочных переводов при попутной укладке, м (d равно 45 и 62 м при крестовинах 1/7 и 1/9 и $p = 5,3$ м).

При $l_{\text{пол}} = 180$ м $l_p' = 310 \div 350$ м при марках крестовин 1/7 и 1/9.

Схемы путевого развития разъездов в пунктах примыкания траншейных путей (съездов) к путям ра-



Рис. 12.5. Конструктивные схемы развязок:

I, II, III — пути развязок; 1-9 — стрелочные переводы; А, Б — направления движения соответственно на выше- и нижележащие горизонты; В, Г — направления движения на рассматриваемом горизонте; $l_{пр}$ — длина предохранительного тупика; $l_{доб}$ — длина добавочного пути при телескопическом развязке

бочих горизонтов (называются также постами примыкания) зависят от:

назначения разъездов — только для скрещения и обмена поездов (промежуточные разъезды) или также для изменения направления движения (тупиковые разъезды);

числа путей съездов, примыкающих к горизонту (одно- и двухпутные съезды), определяемого интенсивностью движения; направления движения поездов; движение поездов на горизонтах и по съездам может быть попутным или непопутным, а в зависимости от конечных пунктов движения поездов различаются разъезды примыкания для обслуживания поездов, следующих только на данный горизонт, и разъезды, пропускающие также поезда на нижележащие горизонты;

числа сторон примыкания на горизонте; примыкание может быть одно- или двусторонним;

пошерстности примыкания: пошерстным является движение поезда по стрелочному переводу от крестовины к стрелке, противопошерстным — движение в обратном направлении; пошерстное движение является более безопасным и поэтому позволяет увеличить скорость движения поездов, проходящих через разъезды без остановок;

необходимости предотвращения или ограничения числа враждебных маршрутов (т. е. маршрутов, проходя по которым, поезда могут столкнуться).

На рис. 12.5, *в*, *г* показаны схемы промежуточных разъездов в пунктах примыкания одно- и двухпутной наклонных траншей (съездов) к рабочим горизонтам карьера при отсутствии изменения направления движения поездов в пунктах примыкания (простая трасса). Полная длина таких разъездов:

$$l_p = l_{\text{пол}} + 2l_0 + d_1 + l_c + T; \quad (12.24)$$

$$l_p'' = l_{\text{пол}} + 2l_0 + d + 2d_1 + 2l_c + 2T, \quad (12.25)$$

где d_1 — расстояние между началами стрелочных переводов при встречной укладке, м ($d_{1\text{min}} = 6,5$ м); l_c — длина стрелочного съезда, м (l_c равна 58 и 70 м при марках крестовин 1/7 и 1/9 и $p = 5,3$); T — тангенс вертикальной кривой, м ($T = 30 \div +40$ м).

При $l_{\text{пол}} = 180$ м и марках крестовин 1/7 и 1/9 $l_p'' = 395 \div +470$ м, а $l_p''' = 460 \div 555$ м.

На рис. 12.5, *д*, *е*, приведены схемы тупиковых разъездов при однопутных съездах и примыкании противопошерстным и пошерстном. Эти схемы обеспечивают обмен встречных поездов при движении их в направлениях от *А* к *Б* и от *Б* к *А*.

Схемы тупиковых разъездов усложняются при увеличении числа путей съездов (см. рис. 12.5, *ж*) и примыкании путей в одной горловине траншеи (рис. 12.5, *з*). При двухпутных съездах и движении 20 пар поездов в смену и более в тупико-

вых пунктах примыкания часто устраивают телескопические разъезды (рис. 12.5, *и*), полная длина которых в зависимости от конструкции составляет 380—600 м. Аналитические выражения для определения длины разъездов при различном их путевом развитии составляют аналогично вышеприведенным.

Путевые посты — отдельные пункты, предназначенные для регулирования движения поездов посредством их пропуска или отстоя. Посты оборудуются путевыми сигналами и обслуживаются дежурными (при отсутствии полу- и автоблокировки). Путевое развитие поста зависит от местоположения, наличия и вида пункта примыкания, числа путей в нем, направления и числа сторон примыкания.

Простейшие посты, не имеющие путевого развития, устраивают на главных путях при разделении перегона на блок-участки (рис. 12.6, *а*). Посты примыкания путей наклонной траншее (съезда) к одному или двум путям, расположенным у ее подошвы, оборудуются предохранительными тупиками, длина которых в обычных условиях $l_{\text{пр}} = 30 \pm 50$ м (рис. 12.6, *б, в*; тупики *II, III*). Предохранительные тупики имеют не только посты, но также станции и разъезды, расположенные в конце затяжных спусков. Промежуточные посты примыкания траншейных путей к одному или двум путям рабочего горизонта оборудуются двумя предохранительными тупиками (рис. 12.6, *г, д*; тупики *II и III, III и IV*).

Путевое развитие тупиковых постов примыкания траншей к рабочим горизонтам зависит, как и у тупиковых разъездов, от наличия попутности и пошерстности примыкания (противошерстное и пошерстное, рис. 12.6, *е, ж*), числа сторон примыкания (одностороннее — рис. 12.6, *е, ж*; двустороннее — рис. 12.6, *з*), числа путей съездов и числа путей на горизонте (рис. 12.6, *и*), возможности ограничения числа враждебных маршрутов.

Если принять, что съезд с вышележащего на рассматриваемый горизонт расположен слева (см. рис. 12.5, 12.6), в общем случае враждебными являются маршруты: по приему груженого поезда со стороны «левого» перегона рабочего горизонта, примыкающего к раздельному пункту; по отправлению груженого поезда, прибывшего с рабочего горизонта; по приему порожнего поезда на «правый» перегон рабочего горизонта. Число враждебных маршрутов (один или несколько), как можно убедиться из указанных рисунков, зависит от схемы путевого развития поста (разъезда) примыкания.

Полная длина постов определяется, как и у разъездов, суммированием длины предохранительного тупика или полезной длины приемо-отправочного пути и длины соответствующих стрелочных переводов или съездов и вставок между ними. Она составляет при крестовинах $1/7$ и $1/9$ для приведенных на рис. 12.6 схем путевых постов: *б* — 92 и 105 м; *в* — 115 и 155 м; *г* — 123 и 165 м; *д* — 180 и 240 м; *е* — 270 и 300 м; *жс* — 290 м

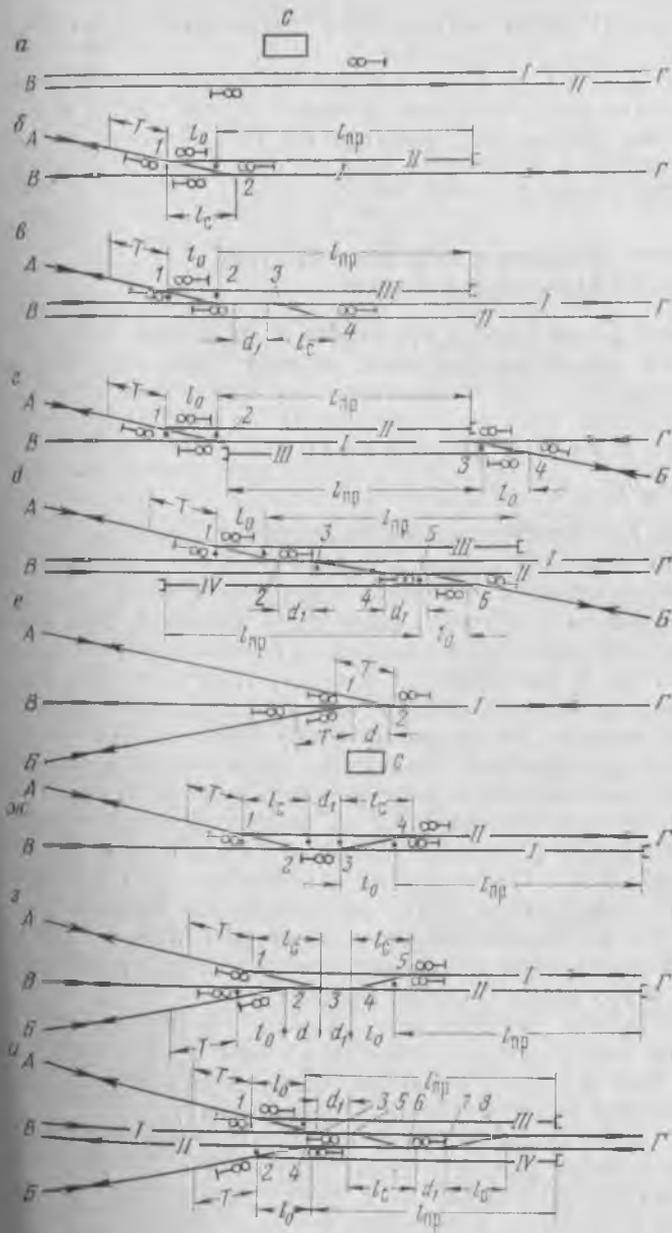


Рис 126. Конструктивные схемы путевых постов

320 м; з — 316 и 360 м; и — 190 и 250 м (при $l_{\text{пол}} = 180$ м и $l_{\text{пр}} = 50$ м).

Специальным вопросом карьерного транспорта является обоснование выбора схемы развития путей, числа и места расположения отдельных пунктов по техническим и экономическим факторам применительно к грузопотокам и организации движения поездов.

12.4. ОБМЕН ПОЕЗДОВ И ПУТЕВОЕ РАЗВИТИЕ НА УСТУПАХ КАРЬЕРА И ОТВАЛОВ

Простои при обмене груженых и порожних поездов в забое являются одной из основных причин снижения эффективной производительности экскаватора по сравнению с технической. Это снижение зависит от величины коэффициента обеспечения забоя порожняком:

$$\eta_0 = t_n / (t_n + t_o), \quad (12.26)$$

где t_n и t_o — соответственно среднее минимальное по технологическим условиям время погрузки и обмена поездов, мин.

Технологические условия характеризуются применяемым оборудованием и путевым развитием. Время t_n при выемке пород определенного типа зависит от соотношения емкости ковша экскаватора и вместимости состава. При $t_n = \text{const}$ показатель η_0 определяется величиной t_o . Минимальное время обмена в забое зависит от схемы путевого развития на уступе. Наиболее распространены следующие схемы при работе в сквозных заходках одного и двух экскаваторов на уступе (рис. 12.7).

При одном экскаваторе и одном транспортном выходе с фронта работ уступа — тупиковые схемы а, б, в ($\eta_0 = 0,6 \div 0,7$; $0,75 \div 0,85$; $0,95 \div 1$); при схеме а обмен поездов осуществляется на обменном пункте (ОП) за пределами фронта работ, при схеме б — на дополнительном обменном пункте (ДОП), при схеме в поочередно на одном пути происходит погрузка, а на другом в это время — обмен поездов;

при одном экскаваторе и двух транспортных выходах с фронта работ уступа — сквозная схема г ($\eta_0 = 0,9 \div 1$ при $t_o = 2 \div 3$ мин или $t = 0$ в случае, если забойный перегон не разделяется или разделяется на блок-участки);

при двух экскаваторах и одном транспортном выходе с фронта работ уступа — тупиковые схемы д — при однокольном соединительном пути и двух погрузочных тупиках, е — с соединительными забойными путями первого и второго блоков, ж — с двумя погрузочными путями для каждого экскаватора;

при двух экскаваторах и двух транспортных выходах с фронта работ уступа — сквозная схема з.

При использовании одноковшовых и многоковшовых экскаваторов с технической производительностью до 400—500 м³

обычно применяются схемы *а* и *д*; если необходима интенсификация горных работ этими экскаваторами, могут быть применены схемы *б* и *е* соответственно при длине фронта работ уступа $L_{ф.у} = 1,2 \div 1,8$ км и $L_{ф.у} > 2,5$ км. Схемы *в* и *ж* рациональны при использовании мощных экскаваторов (ЭКГ-12,5; роторных и двухпортальных цепных). Целесообразность применения схем в конкретных условиях обосновывается технико-экономическими расчетами.

Формулы для определения времени обмена поездов для рассмотренных схем приведены в табл. 12.1.

При железнодорожном транспорте разгрузка породы происходит на отдельном участке фронта отвальных работ — отвальном тупике. Рационально обслуживание отвального тупика одним отвалообразователем. В этом случае схемы путевого развития одного отвального тупика и уступа в карьере при одном экскаваторе аналогичны. То же самое относится к схемам путевого развития одноярусных многотупиковых отвалов и уступа при расположении на нем нескольких экскаваторов. Время обмена поездов на отвальных тупиках, как и на уступах, определяется по формулам табл. 12.1.

Движение поездов в пределах одного отвального тупика при существующих отвалообразователях чаще всего маятниковое (тупиковые схемы) с расположением ОП за пределами отвального фронта (см. рис. 12.7, *а*). Устройство ДОП при одном тупиковом разгрузочном пути целесообразно при работе ЭКГ-8 и ЭКГ-12,5 (см. рис. 12.7, *б*). Тупиковые схемы с двумя разгрузочными путями и сквозные схемы (см. рис. 12.7, *в*, *г*) эффективны при использовании мощных абзет-

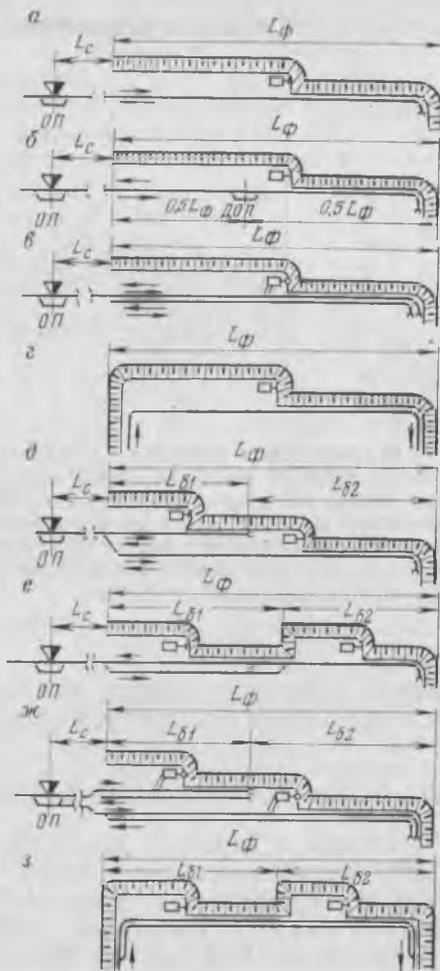


Рис. 12.7. Схемы путевого развития на уступе

Т а б л и ц а 12.1. Среднее минимальное время обмена поездов t_0

Схема путевого развития на уступе (см. рис. 12.7)	Формулы для определения t_0 , ч	
	у экскаватора № 1	у экскаватора № 2
<i>a</i>	$t_0 = 2(L_c/v_c + 0,5L_\phi/v_3 + \tau)$	
<i>б</i>	$t_0 = 2L_c/v_c + 0,5L_\phi/v_3 + \tau$	
<i>в</i>	$t_0 = 0$	
<i>г</i>	$t_0 = l_{6,y}/v_3$	
<i>д</i>	$t_0 = 2(L_c/v_c + 0,5L_{61}/v_3 + \tau)$	$t_0 = 2(L_c/v_c + L_{61}/v_3 + 0,5L_{62}/v_3 + \tau)$
<i>e</i>	$t_0 = 2(L_c/v_c + 0,5L_{61}/v_3 + \tau)$	$t_0 = 2(l_\Pi + 0,015)/v_3 + 0,5L_{62}/v_3 + \tau$
<i>ж</i>	$t_0 = 0$	$t_0 = 0$
<i>з</i>	$t_0 = l_{6,y}/v_3$	$t_0 = l_{6,y}/v_3$

В приведенных формулах L_c — длина соединительного пути, км; v_c, v_3 — средние скорости движения поезда соответственно по соединительным и забойным путям, км/ч; L_ϕ — длина фронта работ уступа, км; τ — время на железнодорожную связь, ч; $l_{6,y}$ — длина блок-участка или расстояние между гружеными и порожними составами в пункте погрузки при поточном движении поездов, км; L_{61}, L_{62} — соответственно длина первого и второго экскаваторных блоков, км; l_Π — длина поезда, км.

церов, отвальных плугов, комбинированных отвальных машин с консольными отвалообразователями.

12.5. ОСНОВЫ ОРГАНИЗАЦИИ ДВИЖЕНИЯ ПЕЗДОВ

Поезда в карьерах движутся по замкнутому маршруту: забой — пункт разгрузки — забой. Основным рабочим документом по организации движения является график движения поездов. Плановый график является расписанием движения (рис. 12.8, *a*), а исполнительный позволяет детально анализировать цикл движения поездов (рис. 12.8, *б*). В карьерном транспорте используют так называемые параллельные графики, предусматривающие движение поездов с одинаковой скоростью.

График движения строится следующим образом. По горизонтالي наносят интервалы времени через 10 мин, а по вертикали — схему путевого развития, на которой указывают перегоны, пункты погрузки и разгрузки, отдельные пункты и т. д. Размещение пунктов и перегонов на графике должно соответствовать их географическому положению. Движение поездов изображается наклонными линиями, а время остановок — горизонтальными (см. рис. 12.8).

На однопутном перегоне линии движения поездов противоположных направлений не могут пересекаться, так как встреча поездов здесь исключается (рис. 12.9, *a*).

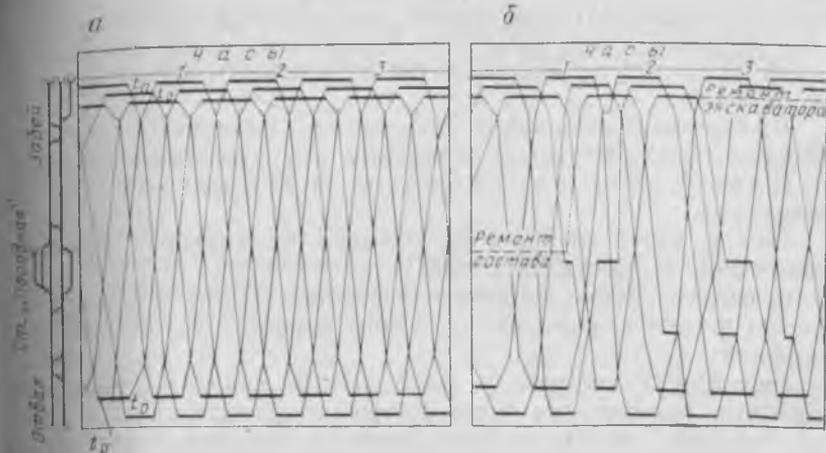


Рис. 12.8. Расчетный (плановый) и исполнительный графики движения поездов:
 t_p — время разгрузки

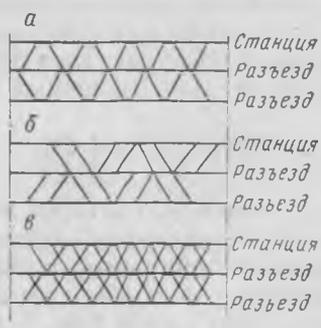


Рис. 12.9. Построение графика движения поездов

Иногда на однопутный перегон поезда одного направления отправляются вслед один за другим и образуют пакеты. Поезда в пакете разграничиваются не менее чем одним раздельным пунктом. Линии движения поездов каждого направления на пакетном графике представлены группами; число линий в группе соответствует числу поездов в пакете (рис. 12.9, б).

Движение поездов друг за другом на двухпутном перегоне является обычным. На графике линии движения порожних и груженых поездов, следующих в противоположных направлениях, пересекаются (рис. 12.9, в).

12.6. ПРОПУСКНАЯ И ПРОВОЗНАЯ СПОСОБНОСТЬ ПЕРЕГОНОВ И РАЗДЕЛЬНЫХ ПУНКТОВ

Пропускная способность путей перегона (раздельного пункта) определяется наибольшим числом поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по данному участку в единицу времени (час, смена, сутки). Провозная способность характеризуется количеством груза,

которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени; сравнением этих показателей с заданной величиной грузооборота определяется необходимое путевое развитие карьера.

Пропускная способность перегонов. Различают перегоны главных путей, забойных, отвальных и траншейных (съезды).

Пропускная способность главных путей определяется:

числом путей на перегоне (обычно на карьерах применяются одно- и двухпутные линии);

временем занятия перегона, зависящим (при данных массе поезда и типе локомотива) от длины перегона и характера его профиля;

способом связи между отдельными пунктами, ограничивающими перегон; при этом учитываются интервалы скрещения поездов при однопутной линии и попутного следования при двухпутной линии, величина которых зависит от принятых средств сигнализации и связи.

Пропускная способность перегонов (пар поездов) при равномерной подаче поездов может быть определена по простым формулам. Для однопутных линий

$$N = 60T / (t_{гр} + t_{пор} + 2\tau), \quad (12.27)$$

где T — время, за которое исчисляется пропускная способность, равное календарному времени за вычетом не зависящих от транспорта простоев — прием и сдача смены, буровзрывные работы и т. д., ч (для суток $T = 18 \div 22$ ч, для отдельной смены $T = 6 \div 7$ ч); $t_{гр} = 60 L / v_{гр}$ — время движения груженого поезда по перегону длиной L со средней скоростью $v_{гр}$, мин; $t_{пор} = 60 L / v_{пор}$ — то же, порожнего поезда, мин; τ — время, расходуемое на связь между отдельными пунктами, мин (при телефонной связи $\tau = 5 \div 6,5$ мин, при полуавтоматической блокировке $\tau = 3 \div 4$ мин, при автоблокировке $\tau = 2$ мин).

При пакетном движении по однопутной линии время (мин) пропуска пакета поездов обоих направлений

$$t_{пак} = t_{гр} + t_{пор} + 2\tau m, \quad (12.28)$$

где m — число поездов в пакете (обычно $m = 2 \div 3$).

С переходом на пакетное движение пропускная способность перегона увеличивается незначительно, а сосредоточение на отдельных пунктах нескольких поездов требует дополнительного развития прямо-отправочных путей.

Пропускная способность двухпутной линии (в поездах) определяется для каждого направления движения:

$$N_{гр} = 60T / (t_{гр} + \tau); \quad N_{пор} = 60T / (t_{пор} + \tau). \quad (12.29)$$

В общем случае при равных скоростях в грузовом и порожняковом направлениях ($t_{гр} = t_{пор} = t_{дв}$) пропускная способность (в парах поездов) перегона

$$N = 30\rho T / (t_{дв} + \tau), \quad (12.30)$$

где ρ — число действующих путей на перегоне.

Пропускная способность (в поездах) двухпутного перегона в одном направлении при автоблокировке, когда перегон разделяют на блок-участки,

$$N = 60T/I, \quad (12.31)$$

где $I = 60 L_d / v_d$ — интервал времени (мин) между следующими друг за другом со скоростью v_d поездами, расстояние между которыми L_d (км) определяется системой сигнализации.

Минимальное расстояние между двумя поездами (км) при двузначной сигнализации

$$L_{д\ min} = l_p + l_{б.у} + l_r, \quad (12.32)$$

где $l_{б.у}$ — длина блок-участка (км), принимаемая не менее длины тормозного пути поезда L_T ; l_r — резервное расстояние по условиям безопасности, км.

Если $l_{б.у} = L_T$ и $l_r = L_T$, то $L_{д\ min} = 2L_T + l_p$, а при разделении поездов тремя блок-участками $L_{д\ min} = 3L_T + l_p$. При экстренной остановке карьерных поездов массой 1000 т и более, обладающих при скорости движения 30—40 км/ч большой инерцией (7 МН и более), путь торможения L_T должен быть не более 300 м.

Пропускная способность забойного (уступного) перегона, выражаемая числом пар поездов (при маятниковом движении) или числом поездов одного направления (при сквозном движении на уступе), определяется по формуле (12.31), где $I = I_{заб}$ — интервал выхода с забойного перегона груженых поездов, мин. В общем случае величина $I_{заб}$ определяется по графикам движения поездов. При работе одного экскаватора на уступе $I_{заб} = t_n + t_o$. Пропускная способность отвального тупика определяется аналогично заменой времени t_n временем разгрузки t_p .

Пропускная способность станций характеризуется наименьшим значением пропускной способности их приемо-отправочных путей и горловин и определяется по графику работы станции или аналитически.

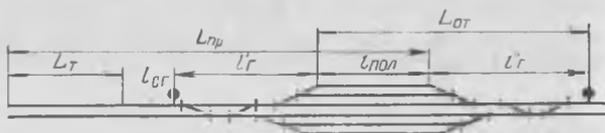


Рис. 12.10. Схема к расчету пропускной способности станции

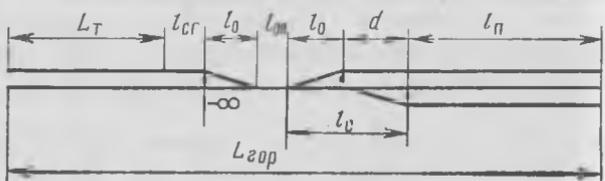


Рис. 12.11. Схема к расчету пропускной способности стрелочной горловины

Пропускная способность приемо-отправочных путей (поездов)

$$N_{п.о} = 60T\rho_{п.о}/t_3, \quad (12.33)$$

где $\rho_{п.о}$ — число приемо-отправочных путей; t_3 — продолжительность занятия пути одним поездом, мин;

$$t_3 = t_{пр} + t_{сг} + t_m + t_{от}; \quad (12.34)$$

$t_{пр}$ — время приема поезда, за которое он проходит расстояние $L_{пр}$ (рис. 12.10), складывающееся из длины тормозного пути L_T , расстояния между входным сигналом и стрелкой $l_{сг} \approx 20$ м, длины входной горловины l_G' (принимается по схеме станции) и полезной длины занимаемого станционного пути $l_{пол}$; $t_{сг}$, t_m — соответственно время стоянки и маневров, мин (для поездов, проходящих без остановки, $t_{сг} = t_m = 0$); $t_{от}$ — время отправления поезда, за которое он проходит расстояние $L_{от}$, складывающееся из полезной длины пути $l_{пол}$ и длины выходной горловины l_G'' .

Пропускная способность стрелочных горловин зависит от схемы путевого развития пункта примыкания. Для схемы (рис. 12.11) пропускная способность стрелочных переводов (поездов)

$$N_G = 60T/t_G = 60T/(t_m + 60L_{гор}/v_G), \quad (12.35)$$

где t_G — время занятия горловины поездом, движущимся со скоростью v_G , км/ч, мин; $L_{гор}$ — расстояние, включающее длину тормозного пути L_T , сигнальный участок $l_{сг}$, длину стрелочного перевода l_0 , длину однопутного участка $l_{оп}$, суммарную длину l_c стрелочных переводов и вставок d между ними, пройденных поездом до выхода на соответствующий путь после горловины, и длину поезда $l_{п}$.

Пропускная способность траншейных путей (съездов) зависит от схемы путевого развития пунктов примыкания (разъездов и постов), определяющей порядок приема и отправления поездов на смежные перегоны (съезды и рабочие горизонты). При двухпутных съездах на тупиковых и телескопических разъездах обычно предусматривается остановка как груженых, так и порожних поездов; при промежуточных разъездах и постах — безостановочный пропуск поездов; при разъездах и постах однопутных съездов — остановка только порожних поездов.

Для однопутных съездов (в парах поездов) пропускная способность траншейных путей

$$N_{\max} = 60T/t_{p.г.} \quad (12.36)$$

где $t_{p.г.}$ — период занятия перегона и отдельного пункта по расчетному графику (мин);

$$t_{p.г.} = t_{гр} + t_{пор} + \tau_{нв.п} + \tau_{ск}; \quad (12.37)$$

$t_{гр}$ и $t_{пор}$ — соответственно время движения груженого и порожнего поездов по перегону (съезду), ограниченному постами (разъездами), определяемое длиной $l_{пер}$ перегона [$L_T \leq l_{пер} \leq (6-10)l_{п}$] и средней скоростью движения по нему $v_{ср} \approx 20$ км/ч; $\tau_{нв.п}$ — интервал одновременного прибытия поездов при враждебных маршрутах ($\tau_{нв.п} \approx 2,4$ мин); $\tau_{ск}$ — интервал скрещения поездов, мин ($\tau_{ск} \approx 0,5$ мин).

Для рассмотренных схем пунктов примыкания однопутных съездов к рабочим горизонтам $t_{p.г.} \approx 9$ мин.

Для двухпутных съездов при отсутствии враждебности маршрутов приема и отправления поездов на отдельных пунктах пропускная способность определяется по формуле (12.31) или (12.30) в зависимости от наличия или отсутствия автоблокировки. При враждебности маршрутов для каждого направления двухпутных съездов при автоблокировке (поездов)

$$N_{\max} = (60T - T_{вр})/I, \quad (12.38)$$

где $T_{вр} = \sum t_{врi} n_{врi}$ — время занятия горловины отдельного поста поездами враждебных маршрутов в течение периода исчисления пропускной способности, мин; $t_{врi}$ — время занятия стрелочной горловины одним поездом одного из враждебных маршрутов i ; $n_{врi}$ — число поездов одного из враждебных маршрутов, проходящих отдельный пост за период исчисления пропускной способности (определяется грузооборотом соответствующего перегона примыкающего рабочего горизонта и полезной массой поезда).

Расчетная пропускная способность съездов

$$N_{расч} = N_{\max} f, \quad (12.39)$$

где f — коэффициент резерва пропускной способности, равный 0,8 и 0,85 соответственно для одно- и двухпутных перегонов.

У однопутных тупиковых съездов $N_{\max} = 146$ пар поездов/сут и $N_{\text{расч}} = 116$ пар поездов/сут; у двухпутных съездов $N_{\max} = 200 \div 300$ поездов/сут в зависимости от схемы путевого развития пункта примыкания.

Пропускная способность всей сети карьерных путей лимитируется пропускной способностью ограничивающего перегона, где она является наименьшей. Обычно ограничивающим является перегон, включающий капитальную траншею (съезд) с нижним пунктом примыкания и участок пути на поверхности до соответствующего раздельного пункта. На этом перегоне сосредоточены грузопотоки со всех уступов, обслуживаемых данным транспортным выходом.

С целью учета перевозок хозяйственных грузов и неизбежных при этом простоях основного грузопотока в отдельных случаях вводят коэффициент резерва ($K_{\text{рез}} = 0,8$).

При достаточно напряженном движении поездов с целью учета неизбежной неравномерности их движения в расчетную пропускную способность вводят коэффициент неравномерного движения ($K_{\text{нер}} = 0,7 \div 0,8$).

Провозная способность карьерных путей M устанавливается по ограничивающему перегону, при полезной массе поезда $Q_{\text{пол}}$ (т):

$$M = N_{\text{расч}} Q_{\text{пол}} \quad (12.40)$$

Увеличение пропускной и провозной способности карьерных путей достигается:

увеличением скорости движения поездов при использовании более мощного подвижного состава и верхнего строения пути или смягчения профиля последнего;

сокращением длины ограничивающего перегона с устройством дополнительных раздельных пунктов;

устройством таких пунктов примыкания, при которых направление выхода груженных поездов с рабочего горизонта и движения их по съезду совпадают; если верхний съезд расположен слева (см. рис. 12,5 и 12,6), при двустороннем примыкании следует организовать движение поездов на рабочем горизонте против часовой стрелки, а при маятниковом движении поездов на горизонте осуществлять правостороннее примыкание; наоборот, при расположении съезда на горизонт справа при двустороннем примыкании желательнее движение поездов на горизонте по часовой стрелке и левостороннее примыкание при маятниковом движении;

сокращением времени на связь между раздельными пунктами (переходом на автоблокировку);

укладкой дополнительных путей, что, однако, не всегда достигает цели и связано со значительными капитальными затратами;

повышением полезной массы поездов.

При больших грузопотоках провозная способность электрифицированных перегонов должна проверяться по условиям электрических нагрузок.

12.7. РЕЖИМ РАБОТЫ И ТЕХНИЧЕСКАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ

Режим работы железнодорожного транспорта на карьерах складывается из последовательных циклов (рейсов) поездов. Общее время рейса T_p (мин) состоит из отдельных элементов: погрузки состава t_n , движения с грузом $t_{гр}$, разгрузки t_r , движения порожняка $t_{пор}$, маневров и ожидания $t_{ож}$ (погрузки, обмена, разгрузки и др.). Таким образом,

$$T_p = t_n + t_{гр} + t_r + t_{пор} + t_{ож}. \quad (12.41)$$

Минимальное время погрузки состава определяется его фактической вместимостью (в плотном теле) $V_{с.ф}$, m^3 , и технической производительностью экскаватора Q_t , $m^3/ч$:

$$t_n = K_n V_{с.ф} / Q_t = K_n V_{с.г} K_{н.в} / (Q_t K_{р.в}), \quad (12.42)$$

где $V_{с.г}$ — геометрическая вместимость состава, m^3 ; $K_{н.в}$ и $K_{р.в}$ — соответственно коэффициенты наполнения кузова вагона и разрыхления породы в нем; K_n — коэффициент, учитывающий передвижки поезда при погрузке ($K_n = 0,9 \div 0,95$).

Время погрузки состава (мин) многоковшовым цепным экскаватором, перемещающимся в процессе выемки вдоль поезда,

$$t_n = L_c / v_э = 60 V_{п.г} K_{н.в} L_c / (Q_t K_{р.в}), \quad (12.43)$$

где L_c — длина состава, м; $v_э$ — скорость движения экскаватора, м/мин; $V_{п.г}$ — геометрическая погонная вместимость вагона, $m^3/м$ ($V_{п.г} = V_{в.г} / l_b$); $V_{в.г}$ — геометрическая вместимость вагона, m^3 ; l_b — длина вагона, м.

При погрузке роторными экскаваторами состав обычно перемещается со скоростью v_c . Время погрузки его определяется также по формуле (12.43).

Общее среднее время движения подвижного состава (мин) с грузом и порожняком

$$t_{дв} = t_{гр} + t_{пор} = 60 (l_1/v_1 + l_2/v_2 + l_3/v_3 + \dots + l_n/v_n), \quad (12.44)$$

где l_1, l_2, \dots, l_n — протяженность участков путей с одинаковыми транспортными условиями, км; v_1, v_2, \dots, v_n — средние скорости движения на этих участках, км/ч.

При укрупненных расчетах пользуются значениями общей средней технической скорости рейса (км/ч):

$$v_{т.ср} = 60 l_{дв} / t_{дв} = 60 (l_{гр} + l_{пор}) / (t_{гр} + t_{пор}), \quad (12.45)$$

где $l_{дв}$ — расстояние движения поезда за рейс.

Т а б л и ц а 12.2. Паспортные показатели трудности транспортирования пород при железнодорожном транспорте

Показатели	Думпкары		
	облегченного типа		
Грузоподъемность, т	До 60	60—120	130—180
Паспортный показатель трудности транспортирования породы $P_{т.п}$	3—3,5	4—4,5	4—4,5

Продолжение табл. 12.2

Показатели	Думпкары			
	для перевозки тяжелых грузов			
Грузоподъемность, т	До 60	60—100	105—160	Более 160
Паспортный показатель трудности транспортирования породы $P_{т.п}$	5—5,5	6—6,5	6,5—7	6,5—7

При различном расстоянии транспортирования в грузовом и порожняковом направлениях определяется приведенная средняя техническая скорость движения:

$$v_{т. пр} = v_{гр} v_{пор} / [v_{гр} + \beta (v_{пор} - v_{гр})], \quad (12.46)$$

где $v_{гр}$ и $v_{пор}$ — соответственно средние технические скорости движения поездов с грузом и порожняком, км/ч; β — коэффициент использования пробега:

$$\beta = l_{гр} / (l_{гр} + l_{пор}). \quad (12.47)$$

Фактическое время разгрузки состава на отвале, обогатительной фабрике или на перегрузочном пункте зависит от технологической схемы разгрузки (последовательная, групповая или одновременная разгрузка вагонов), конструктивного минимально возможного времени разгрузки одного вагона и трудности транспортирования породы.

Техническая производительность локомотивосостава ($m^3/ч$) с учетом формулы (12.46)

$$Q_{т} = V_{с. г} K_{п} \beta v_{т. пр} / (L_{тр} + \beta v_{т. пр} t_{р. п}), \quad (12.48)$$

где $K_{п}$ — коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы; $L_{тр}$ — расстояние транспортирования горной массы между пунктами погрузки и разгрузки, км; $t_{р. п}$ — паспортное время разгрузки состава, ч.

Величина K_n может быть определена по формуле

$$K_n = \sqrt[3]{P_{т.п}/P_t}, \quad (12.49)$$

где $P_{т.п}$ и P_t — соответственно паспортный показатель трудности транспортирования пород для конкретного типоразмера вагонов (табл. 12.2) и фактический [определяется по формуле (12.1)]. При $P_t < P_{т.п}$ максимальная величина $K_{п.мах} \leq 1,3$ (из условия максимального объема «шапки»), если не приняты специальные меры по наращиванию бортов.

Паспортное время разгрузки состава $t_{р.п}$ соответствует перемещению «паспортной породы», т. е. условию $P_t = P_{т.п}$. При последовательной разгрузке n вагонов состава $t_{р.п} = n\tau_{р.п}$, а при одновременной разгрузке вагонов $t_{р.п} = \tau_{р.п}$, где $\tau_{р.п}$ — паспортное время разгрузки вагона ($\tau_{р.п} = 1,5 \div 2$ мин).

Максимальная эксплуатационная производительность локомотивосостава может быть определена на основе формулы (12.48) с учетом минимально возможных по технологическим и организационным условиям простоев состава при погрузке, движении и разгрузке.

12.8. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Эффективность работы железнодорожного транспорта при заданных условиях (грузооборот, расстояние перемещения, организация движения и др.) определяется его производительностью и потребным числом поездов. На эти величины влияют следующие эксплуатационные показатели.

Коэффициент использования грузоподъемности $K_{гп}$ — отношение фактически выполненных поездом и возможных по его грузоподъемности объемов перевозок ($t \cdot км$), определяется геометрическими параметрами и степенью заполнения кузова, характеризуемой коэффициентом K_n (при мелкоразрушенных породах $K_{гп} = 0,95 \div 0,98$).

Коэффициент использования пробега β — отношение длины пути, пройденного с грузом, к общей протяженности пути [см. формулу (12.47)]. Значение β зависит от характера движения и схемы карьерных коммуникаций и обычно близко к 0,5.

Технологический коэффициент использования подвижного состава

$$K_{н.т} = (T_p - t_n - t_p - t_{т.з})/T_p, \quad (12.50)$$

где $t_{т.з}$ — время технологических задержек, мин.

Для повышения $K_{н.т}$ необходимо стремиться к сокращению времени t_n и t_p . Для улучшения использования экскаваторов необходимо установление правильного соотношения времени погрузки t_n и обмена t_o подвижного состава, что может быть достигнуто сокращением t_o .

Коэффициент технической готовности парка подвижного состава $K_{т.г}$ определяется отношением числа технически исправных транспортных единиц к их списочному парку. Он зависит от организации ремонтов и обеспечения запасными частями. Значение $K_{т.г}$ должно быть не ниже 0,7.

Коэффициент общего использования парка подвижного состава $K_{и.о}$ определяется отношением числа фактически отработанных машино-дней парком к общему возможному числу машино-дней парка за определенный период времени. При соблюдении ПТЭ значение $K_{и.о} = 0,7 \div 0,75$.

Производительность локомотивосостава определяется его полезной массой, характеристикой пород по трудности транспортирования, расстоянием перевозок, схемой путевого развития уступов и отвалов, сочетанием вместимости и числа составов и экскаваторов в комплексе и на практике изменяется в значительных пределах.

Эксплуатационные расходы включают затраты на содержание: локомотивов и вагонов, пути и контактной сети, станций и постов, устройств СЦБ и связи, тяговых подстанций, депо и экипировочных устройств, затраты на электроэнергию или топливо.

13. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

13.1. СООРУЖЕНИЕ ОТВАЛЬНЫХ НАСЫПЕЙ

Строительство отвала включает создание первоначального фронта отвальных работ (на длину тупика), укладку железнодорожных путей, монтаж контактной сети и линий электропередач.

При отвалообразовании на косогоре площадка для размещения отвального оборудования создается обычно путем проведения полутраншеи мехлопатой (рис. 13.1, а). Ширина полутраншей по подошве $b_{пт}$ определяется радиусами черпания и вращения кузова, а также шириной хода экскаватора; при экскаваторах с ковшами емкостью 4—5 м³ $b_{пт\ min} = 12 \div 14$ м. При проведении в мягких породах полутраншей бульдозером ее ширина равна ширине однопутной транспортной бермы (7—10 м).

Если рельеф поверхности отвода внешней отвала равнинный или слабосхолмленный, необходимо сооружение первоначальных (пионерных) отвальных насыпей, имеющих в поперечном сечении форму трапеции. Основные параметры отвальной насыпи — высота и ширина поверху. Насыпи создаются из пород, вынимаемой из резерва, или из привозных вскрышных пород. Обычно для этого применяют мехлопаты и драглайны.

При возведении насыпи шириной поверху $b_n = 5 \div 7$ м мехлопатой из породы одностороннего резерва глубиной h_p

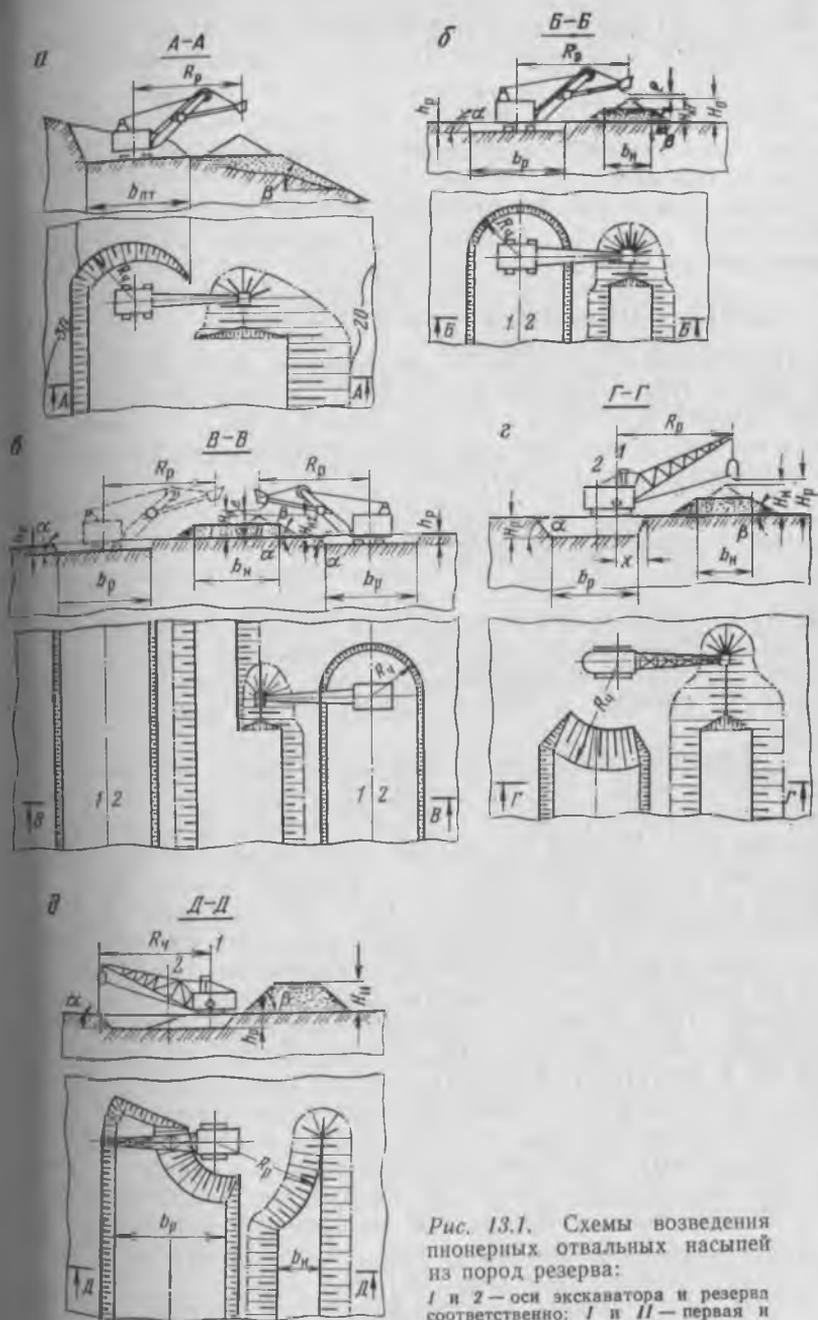


Рис. 13.1. Схемы возведения пионерных отвальных насыпей из пород резерва:

1 и 2 — оси экскаватора и резерва соответственно; I и II — первая и вторая отвальные насыпи

(рис. 13.1, б) максимальная высота насыпи (м) зависит от высоты разгрузки экскаватора H_p и угла откоса насыпи β :

$$H_{н1} = H_p - h_p - 0,5b_n \operatorname{tg} \beta - e, \quad (13.1)$$

где e — зазор между открытым днищем ковша и насыпью, м ($e = 0,3 \div 0,5$ м).

Использование максимальной высоты разгрузки экскаватора (при радиусе разгрузки R_p) возможно при ширине резерва понизу ($\alpha = \beta$)

$$b_p = 2[R_p - (H_p - e) \operatorname{ctg} \beta]. \quad (13.2)$$

Недостатки этого способа возведения насыпей: небольшая их высота ($H_{н1} \approx 5$ м при $E = 4 \div 5$ м³), высокие затраты (0,20—0,25 руб/м³) и низкая скорость отсыпки (40—50 м/мес). Высота насыпи может быть увеличена при отсыпке из двустороннего резерва (рис. 13.1, в), при этом

$$H_{н2} = \frac{2(b_p + h_p \operatorname{ctg} \alpha) h_p K_p}{R_p - 0,5 b_p - h_p \operatorname{ctg} \alpha + b_n}, \quad (13.3)$$

где K_p — коэффициент разрыхления породы в насыпи.

Дальнейшее увеличение высоты отвальной насыпи до проектной отметки производится за счет привозных вскрышных пород и связано с частой переукладкой железнодорожных путей.

Применение драглайнов для сооружения первоначальных насыпей из пород резерва позволяет увеличить их высоту при высокой скорости отсыпки (150—200 м/мес и более). При этом глубина h_p и ширина b_p резерва определяются глубиной H_n и радиусом R_n черпания драглайна, а высота насыпи H_n — высотой H_p и радиусом R_p разгрузки (рис. 13.1, з). Высота насыпи H_n и расстояние между осью драглайна и верхней бровкой резерва x зависят от рабочих параметров экскаватора, мощности наносов на отвальном отводе, высоты сооружаемой насыпи и числа резервов. При больших рабочих параметрах и ограниченной мощности наносов драглайн устанавливают по оси резерва ($x = 0,5 b_p + h_p \operatorname{ctg} \alpha$). Если объем пород резерва достаточен для возведения насыпи, а рабочие параметры драглайна ограничены, его целесообразно устанавливать в створе верхней бровки резерва ($x = 0$). При небольшой мощности наносов и ограниченных параметрах драглайна необходимо расширить резерв и основную выемку произвести поперечным черпанием, а дополнительную — продольным при расположении экскаватора на предотвальной берме (рис. 13.1, д).

Если при полном использовании параметров драглайна (R_n и H_n) невозможно получить требуемые размеры насыпи за один проход экскаватора ($S_p K_p < S_n$, где S_p и S_n — площади поперечных сечений резерва и насыпи), сооружают два резерва

и отсыпку ведут аналогично возведению насыпи мехлопатою за два прохода (см. рис. 13.1, в). Наиболее эффективна схема с возведением двух насыпей из пород одного резерва при расположении драглайна по его оси. Минимальные приведенные затраты достигаются при использовании для возведения из пород одностороннего резерва пионерных насыпей высотой 10—12, 14—22 и свыше 22 м, соответственно драглайнов ЭШ-5/45, ЭШ-10/70, ЭШ-20/90.

При сооружении отвальной насыпи из привозных пород мехлопатою последняя для удобства черпания породы и разгрузки вагонов перемещается по создаваемой ею выемке глубиной до 1,5 м (рис. 13.2, а). Максимальная высота насыпи (м) при длине гусеничного хода экскаватора l_x , безопасном расстоянии от насыпи до гусениц b и глубине приямка h_{π}

$$H_{\text{нз}} = (R_p - 0,5l_x - b) \operatorname{tg} \beta - h_{\pi} \leq H_p. \quad (13.4)$$

Схемы возведения первоначальных насыпей из привозных пород драглайнами аналогичны эксплуатационным однотупиковой и двухтупиковой схемам с верхней отсыпкой (см. рис. 13.6, б, д). Высота насыпи определяется по формуле (13.21). Нижний подступ высотой до 10 м отсыпается обычно при недостаточной несущей способности основания или невозможности достижения необходимой высоты отвала только при верхней отсыпке.

Комбинированная схема с использованием двух мехлопат для приема привозной породы и драглайна, переэкскавирующего породу с отсыпкой нижнего и верхнего подступов пионерной насыпи (рис. 13.2, б), может применяться при складировании разнородных или крупновзорванных пород для сокращения срока строительства отвала. Расстояние между драглайном и мехлопатами по условиям безопасности и производительной работы должно быть не менее 100 м.

Сооружение первоначальной насыпи плужных отвалов также целесообразно вести экскаваторами, что быстрее и менее трудоемко. Возведение насыпи с применением отвальных плугов заключается в укладке железнодорожного пути на насыпь, разгрузке породы из думпкаров под откос насыпи, планировке откоса отвальным плугом и подъеме пути на вышележащую насыпь путеподъемниками. Отличие схем подъема пути (на месте, в одну и две стороны, в шахматном порядке — рис. 13.2, в, г, д, е) связано с одно- или двусторонней разгрузкой и планировкой породы.

При работе на отвале многоковшового экскаватора параллельно трассе будущего отвала вначале укладывают рельсовые пути для экскаватора и породных составов. Затем экскаватор отсыпает породу в отвал в направлении от тупика к въезду и на спланированную поверхность насыпи переносится рельсовый путь (рис. 13.2, ж). После возведения насыпи экскаватор пере-

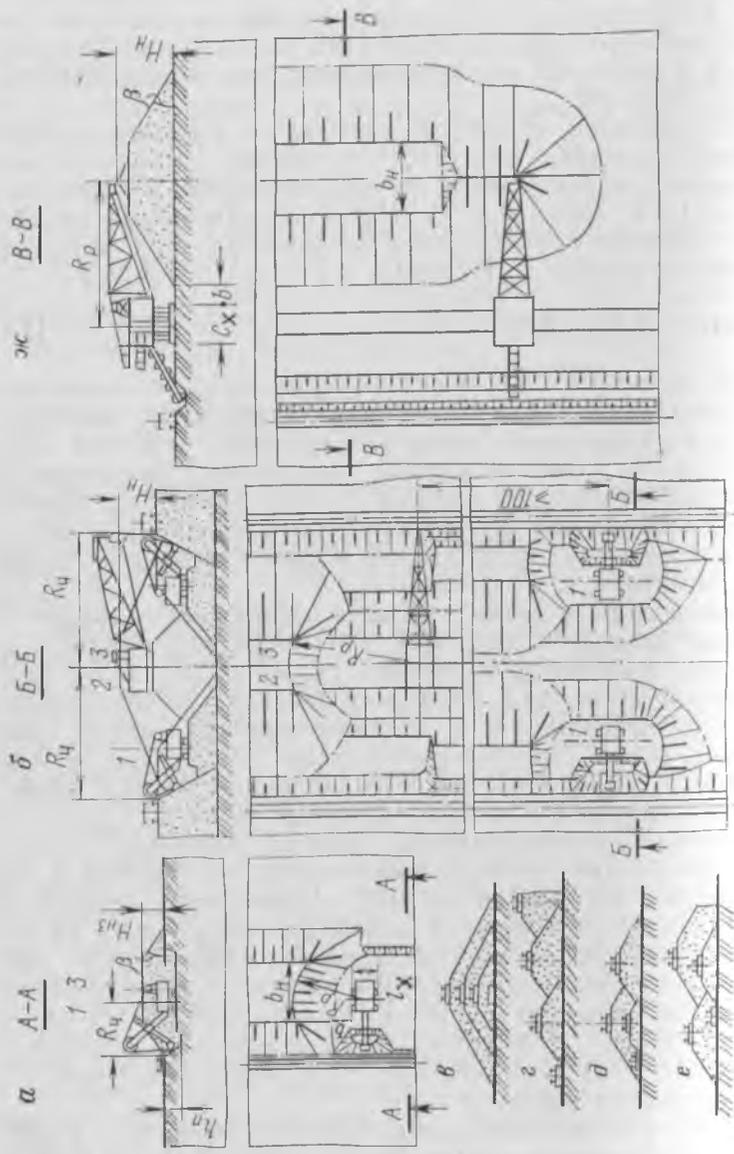


Рис. 132. Схемы возведения пионерных отвалных насыпей из привозных пород:
 1, 2 — ось экскаваторов; 3 — ось насыпи

водят на поверхность отвала. Возможная высота и ширина насыпи связаны с радиусом и высотой разгрузки отвального экскаватора; при ширине хода экскаватора C_x

$$b_n = R_p - H_n \operatorname{ctg} \beta - b - 0,5C_x, \quad (13.5)$$

где b — безопасное расстояние между нижней бровкой насыпи и экскаватором, необходимое по условиям устойчивости насыпи и свободного поворота отвальной консоли, м ($b \approx 5$ м).

На ряде карьеров, где основным видом транспорта является железнодорожный, при сооружении отвальных насыпей из привозных пород применяют автотранспорт, что позволяет сократить срок строительства отвалов и возводить их в сложных инженерно-геологических условиях. Способ возведения первоначальных насыпей в этом случае не отличается от способа строительства бульдозерных отвалов.

13.2. ПЛУЖНОЕ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

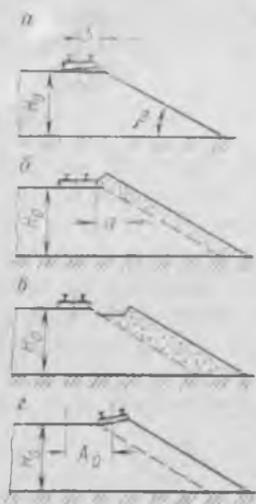
Процесс плужного отвалообразования включает последовательно выполняемые операции: разгрузку думпкаров, профилирование откоса, планировку бровки, передвижку тупикового рельсового пути.

Разгрузка производится непосредственно под откос уступа одновременно из всех думпкаров состава, из группы (два-три) или одного думпкара — в зависимости от устойчивости откоса отвальной насыпи. Время разгрузки состава при взорванных породах составляет 5—7 мин в летний и 15—20 мин в зимний период, а при разрыхленных мягких влажных породах — соответственно 12—18 и 25—30 мин.

Часть породы при разгрузке остается на откосе в виде нависей (около 40 % при взорванных и до 70 % при мягких породах), а остальная скатывается вниз. Для сбрасывания породы, остающейся на откосе отвального тупика, между смежными передвижками пути производится профилирование (вспашка) отвала (рис. 13.3), выполняемое отвальным плугом при движении вдоль фронта разгрузки. Перед передвижкой пути отвальным плугом производится планировка верхней бровки отвала (выравнивание площадки новой трассы пути).

Рабочими органами отвального плуга (рис. 13.4) являются передний лемех, главные боковые и откосные крылья, подъем, опускание и поворот которых производятся пневмоцилиндрами с тягами. Масса тяжелых отвальных плугов достигает 50—70 т, максимальный вылет главного крыла 7,5 м, рабочая скорость 6—10 км/ч, тяговое усилие до 180 кН, средняя производительность 3—3,5 тыс. м³/смену.

Передвижка путей осуществляется в основном путе-передвижателями циклического действия (см. 14.3). Известны комбинированные отвальные машины, объединяющие функции



← Рис. 13.3. Схемы стадий плужного отвалообразования:

a, б, в, г — положения отвального откоса соответственно перед приемом породы, перед профилированием, после профилирования, после передвижки пути; H_0 — высота отвального уступа; A_0 — шаг передвижки пути; a — ширина захвата лемеха; b — расстояние от оси пути до лемеха

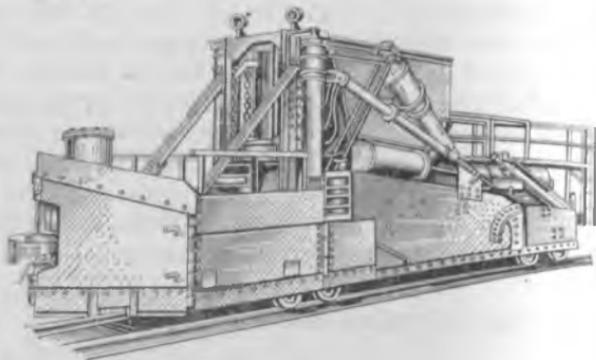


Рис. 13.4. Тяжелый отвальный плуг МОП-1

отвальных плугов и путепередвижателей непрерывного действия при отсыпке мягких пород.

Порядок отсыпки пород по длине отвального тупика зависит от высоты отвала и типа породы. При складировании разрыхленных мягких пород заполнение отвала производят в два приема: сначала от въезда на отвал к тупику (до образования бермы), а затем от тупика к въезду (до полного использования первичной емкости тупика).

Число разгружаемых за сутки составов на отвальном тупике определяется пропускной способностью пути и условиями профилирования отвала:

$$N_{с.с} = fT_c \eta / (t_p + t_o), \quad (13.6)$$

где f — коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта ($f=0,85 \div 0,95$); T_c , t_p и t_o — соответственно время работы тупика за сутки, разгрузки и обмена состава, ч; η — коэффициент, учитывающий время на профилирование отвала ($\eta=0,6 \div 0,8$).

Суточная приемная способность отвального тупика определяется величиной $N_{с.с}$, вместимостью думпкара (в плотном теле) V_d , m^3 , и числом думпкаров n в составе: $W_{с'} = N_{с.с} V_d n$.

Приемная способность отвального тупика между двумя передвижками пути $W_{п}$ (m^3) определяется высотой отвального уступа H_0 , шагом переукладки пути (шириной отвальной заходки) A_0 и рабочей длиной отвального тупика L_T :

$$W_{п} = H_0 A_0 L_T / K_p, \quad (13.7)$$

где K_p — коэффициент остаточного разрыхления породы в отвале ($K_p=1,06 \div 1,15$).

Время (сут) между передвижками отвального пути (цикла отвалообразования)

$$T_{\Pi} = W_{\Pi} / W'_c = H_0 A_0 L_T (t_p + t_0) / (K_p V_d n T_c \eta). \quad (13.8)$$

Продолжительность цикла отвалообразования на рудных карьерах составляет 10—30 рабочих смен.

При грузообороте карьера по вскрышным породам W_c ($M^3/сут$) число рабочих отвальных тупиков $N_{T, P} = (1,25 \div \div 1,75) W_c / W'_c$.

Высота плужных отвалов по условиям их устойчивости обычно изменяется в пределах 7—25 м.

Наибольший шаг передвижки путей $A_{0, \max}$ определяется вылетом главного крыла отвального плуга a и безопасным расстоянием от оси пути до верхней бровки отвала b (см. рис. 13.3). Величина $b \geq 1,8$ м при взорванных породах, а при разнородных породах увеличивается как минимум на 25%. Обычно $A_0 = 1,5 \div 2,5$ м, реже 3—4 м.

Длина отвальных тупиков L_T находится в пределах 500—2500 м. С изменением L_T пропорционально изменяются приемная способность отвала между передвижками путей и число разгружаемых на тупике составов за один цикл отвалообразования. Несмотря на рост времени обмена составов, следует увеличивать длину отвальных тупиков до 2000—2500 м, что повышает приемную способность тупиков, сокращает их число и удельный вес вспомогательных операций (передвижки путей и др.). Из выражения (13.8) при заданной по организационно-техническим условиям величине T_{Π} может быть определена необходимая длина отвального тупика L_T .

Приемная способность отвальных тупиков при плужном отвалообразовании составляет 300—400 тыс. $M^3/год$, производительность труда отвального рабочего 80—270 $M^3/смену$.

Основные недостатки плужных отвалов: ограничение высоты и приемной способности отвала, большое число резервных тупиков, малый шаг передвижки и большой объем слабомеханизированных путепередвижных и ремонтно-путевых работ, трудности, связанные с отсыпкой мягких пород, особенно в дождливый период при тяжеловесном подвижном составе. Плужное отвалообразование предшествовало экскаваторному. Оно эффективно и в настоящее время на рудных карьерах малой и средней мощности при необходимости раздельной отсыпки бедных, убогих и специальных сортов руд во временные отвалы и при одновременной эксплуатации большого числа тупиков с небольшими объемами работ на каждом из них.

13.3. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ МЕХЛОПАТАМИ

При использовании мехлопат отвальный уступ разделяется на два подступа. Экскаватор, устанавливаемый на кровле нижнего подступа, переэкскавирует породу, разгружаемую из

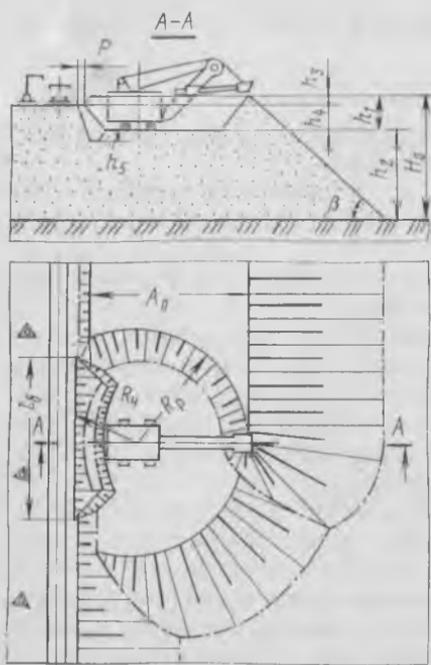


Рис. 13.5. Схема отвалообразования мехлопаты

думпкаров в приемный бункер. Последний создается самим экскаватором у нижней бровки верхнего подступа (рис. 13.5).

Из приемного бункера порода перемещается вперед по ходу экскаватора в нижний подступ, сбоку под откос отвала, сзади экскаватора в верхний подступ. Отсыпав нижний подступ или одновременно нижний и верхний подступы в пределах радиуса своего действия, экскаватор перемещается вдоль фронта разгрузки на расстояние, определяемое его линейными параметрами, вновь сооружает приемный бункер и производит переэкскавацию породы. После отсыпки по всей длине тупика обоих подступов на ширину отвальной заходки железнодорожный путь переукладывают на новую трассу

и экскаватор приступает к отсыпке новой заходки.

Опережающая отсыпка нижнего подступа на всю длину тупика (или расстояние 70—100 м и более) целесообразна при малой несущей способности основания отвала, деформациях откоса верхнего подступа, попеременном поступлении на отвал разрыхленных мягких и взорванных пород, и для частичного совмещения отсыпки с путепереукладочными работами.

Общая высота отвального уступа $H_0 = h_1 + h_2$, где h_1 и h_2 — высота верхнего и нижнего подступов соответственно. Высота отвальных уступов зависит от типа складываемых и залегающих в основании пород, рельефа поверхности отвального отвала, рабочих параметров экскаваторов, порядка ведения отвальных работ и обычно составляет 15—30 м. С увеличением высоты отвального уступа повышаются приемная способность отвала и эксплуатационная производительность экскаватора.

Высота верхнего отвального подступа h_1 не должна превышать максимальной высоты разгрузки экскаватора. При этом $h_1 = h_3 + h_4$ (см. рис. 13.5). Превышение вновь отсыпаемого отвального уступа над старым (м)

$$h_3 = (K_p' - 1)(h_1 + h_2) \approx 0,05H_0, \quad (13.9)$$

где K_p' — коэффициент первоначального разрыхления породы в отвале.

Высота отвального забоя h_4 определяется типом экскаватора и высотой отвала и составляет 4,5—6,2 м для экскаватора ЭКГ-5 и 6—7,5 м для экскаватора ЭКГ-8И.

Длина тупика зависит от производительности отвального экскаватора, вместимости породного состава, скорости движения и применяемых средств связи. С увеличением длины тупика уменьшается требуемая емкость ковша отвального экскаватора, но вместе с тем снижается готовность отвального тупика к приему породы. На практике длина тупика изменяется от 0,6 до 2,5 км (иногда до 3,5 км). Рациональная длина отвальных тупиков при экскаваторах с емкостью ковша 5—10 м³ составляет 1—2 км.

Вместимость приемного бункера экскаваторного отвала V_6 (м³) определяется его длиной l_6 (длиной фронта разгрузки), высотой отвального забоя h_4 и глубиной приямка h_5 , равной глубине черпания экскаватора (см. рис. 13.5):

$$V_6 = Pl_6(h_4 + h_5)/K_p, \quad (13.10)$$

где P — дальность разгрузки породы на уровне рельсового пути, м (обычно $P = 1,5 \div 2$ м).

Приямок (заглубление нижней части приемного бункера относительно горизонта установки экскаватора на 0,8—1 м) устраивается для предотвращения повреждений ходовой части экскаватора и увеличения вместимости приемного бункера. Расстояние между верхней бровкой бункера и осью пути должно быть не менее 1,6 м во избежание нависания шпал над бункером.

С увеличением длины приемного бункера l_6 возможный шаг отвалообразования (перекладки путей) уменьшается [см. формулу (13.16)]. При сокращении расстояния между осями пути и движения экскаватора ухудшаются условия черпания и наполнения ковша. В связи с этим, а также ввиду снижения устойчивости откоса бункера при увеличении его длины фронт разгрузки ограничивается длиной одного-двух думпкаров. Обычно породный состав разгружается в приемный бункер повагонно; состав подают на отвал вперед думпкарами.

Вместимость приемного бункера связана с возможной эксплуатационной производительностью отвального экскаватора Q_d , так как доставляемая поездом порода объемом nV_d должна быть уложена в отвал за время обмена поезда. При времени разгрузки состава $t_p = n\tau_p$

$$nV_d - Pl_6(h_4 + h_5)/K_p \leq Q_d n\tau_p. \quad (13.11)$$

По производительности отвальных экскаваторов разгрузка всей породы в приемный бункер без простоя состава возможна при вместимости последнего не более 200—220 и 300—320 м³ соответственно при экскаваторах ЭКГ-5 и ЭКГ-8. С увеличением полезной массы поездов (при использовании тяговых агрегатов) необходимо применять более мощные отвальные экс-

каваторы, чтобы составы не простаивали на отвалах в ожидании освобождения приемного бункера.

Шаг переукладки путей (ширина заходки) на экскаваторных отвалах (м) зависит от радиусов черпания $R_ч$ и разгрузки $R_р$ экскаватора и длины бункера и может быть определен по формуле

$$A_0 = \sqrt{R_ч^2 - l_0^2/4} + R_р. \quad (13.12)$$

Суточная приемная способность отвального тупика по условиям складирования W_c'' (равна эксплуатационной производительности мехлопаты) должна соответствовать приемной способности тупика ($m^3/сут$) по условиям транспортирования (провозной способности тупика):

$$W_c' = \frac{fT_c n V_d}{2L/v + n\tau_p + \tau}. \quad (13.13)$$

Из равенства $W_c' = W_c''$ может быть определена емкость ковша отвального экскаватора E при заданном максимальном расстоянии L от обменного пункта на отвале до пункта разгрузки поезда или рациональная величина L при заданных E и характеристиках разгружаемых пород. При устройстве обменного пункта вне пределов рабочей части отвального тупика, $L = L_т$. Время между переукладками отвального пути определяется по формуле (13.8).

При одновременной отсыпке нескольких ярусов отвала минимальное расстояние (м) между смежными ярусами

$$A_{min} = 2A_0 + H_0 \operatorname{ctg} \beta + 12. \quad (13.14)$$

Производительность мехлопат на отвалах, как правило, значительно выше, чем в карьере (при одном их типе), что объясняется как снижением трудности экскавации пород, так и увеличенными рабочими параметрами отсыпки (ширины заходки, высоты уступа, длины блока) и лучшим транспортным обслуживанием. Производительность отвальных мехлопат составляет 2,8—8,0 тыс. $m^3/сут$ при коэффициенте их использования во времени 0,50—0,75; приемная способность 1 м отвального тупика 300—800 m^3 ; производительность труда рабочих на отвале 140—280 $m^3/смену$. Эксплуатационные расходы на непосредственное складирование породы определяются расходами на 1 машино-смену и производительностью мехлопаты. Обычно в затраты на отвалообразование включаются также затраты на содержание и перемещение отвальных транспортных коммуникаций.

Экскаваторное отвалообразование в настоящее время широко применяется как на угольных, так и рудных карьерах. Однако при этом велики капитальные затраты, возрастающие по мере внедрения экскаваторов с большой емкостью ковша, ограничена производительность отвальных тупиков по усло-

вним переэкскавации породы и рост мощности отвального обогрудования. Эти факторы снижают перспективность отвалообразования мехлопатами.

13.4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ДРАГЛАЙНАМИ

Процесс отвалообразования драглайнами включает те же операции, что и отвалообразование мехлопатами. Разгрузка думпкаров производится в периодически сооружаемый драглайном приемный бункер глубиной $h_6 = 4 \div 8$ м (в зависимости от модели драглайна и типа породы) и длиной $l_6 = (2 \div 3) l_d$, где l_d — длина думпкара. Местоположение и число приемных бункеров в одновременной работе определяются принятой схемой отвалообразования.

Схемы отвалообразования различаются числом железнодорожных тупиков, обслуживающих один экскаватор, местоположением отвального драглайна и путей, способом отсыпки отвальных ярусов (нижняя, верхняя, комбинированная) и порядком их заполнения.

При одном железнодорожном тупике и нижней отсыпке путь и драглайн располагают на кровле отвального уступа, отсыпаемого сразу на всю высоту. Порода из приемного бункера перемещается вперед по ходу движения экскаватора и под откос отвала (рис. 13.6, а). Высота отвального уступа определяется по условиям устойчивости. Ширина отвальной заходки (и шаг переукладки пути) зависит от установки драглайна относительно пути. Драглайн может быть установлен на максимальном расстоянии от оси пути C_{\max} , зависящем от радиуса черпания экскаватора $R_ч$, в непосредственной близости от пути (при сдвигении места установки драглайна относительно приемного бункера в плане) и в промежуточном положении.

Максимальная ширина отвальной заходки (м)

$$A_{\text{с max}} = R_p + C_{\text{max}} - m, \quad (13.15)$$

где

$$C_{\text{max}} = \sqrt{R_ч^2 - (l_6/2)^2} + P; \quad (13.16)$$

m — безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки отвала, принимаемое по условиям безопасности движения поезда с локомотивом в голове состава, м; P — безопасное расстояние от оси пути до верхней бровки приемного бункера, м ($P = 2,5$ м).

С увеличением ширины отвальной заходки возрастает угол поворота экскаватора (до 180°) и уменьшается его техническая производительность. Как показывают расчеты, оптимальной ширине отвальной заходки соответствует угол поворота драглайна $110-120^\circ$.

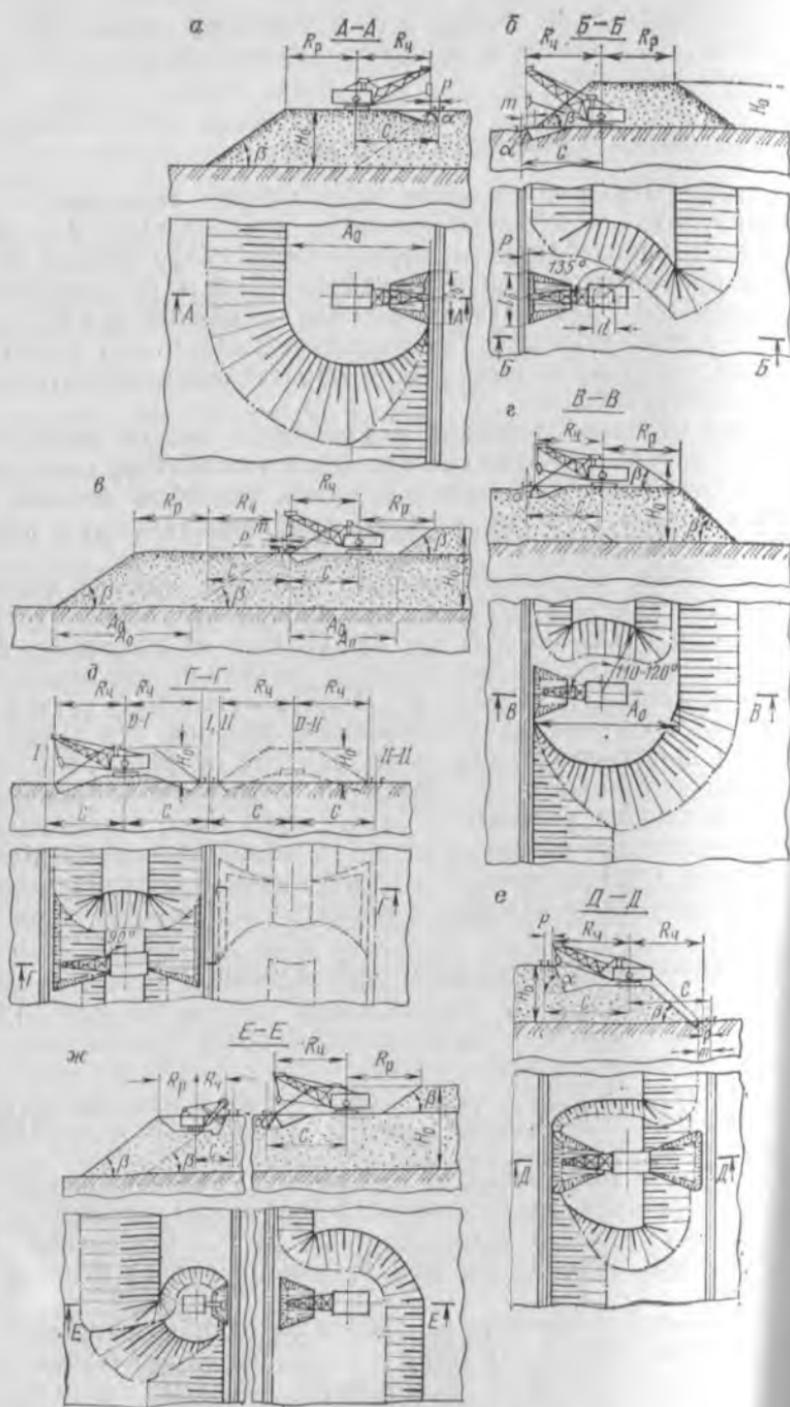


Рис. 13.6. Схемы отвалообразования драглайнми

При верхней отсыпке драглайном отвального уступа железно-подорожный путь укладывают на земной поверхности или на насыпи минимальной высоты, а экскаватор размещают на расстоянии C от оси пути также на поверхности или на кровле нижнего подуста (рис. 13.6, б). Порода перемещается в основной отвальный уступ позади экскаватора по ходу движения. Нижний подуст отсыпается с опережением на величину радиуса разгрузки. Допустимая высота отвального уступа (m) при этой схеме зависит от высоты разгрузки H_p и диаметра базы d драглайна, безопасного расстояния от верхней бровки нижнего подуста до базы драглайна b , углов откоса отвала β и приемного бункера α :

$$H_0 = [R_q - 0,5d - b - h_6(\text{ctg } \beta + \text{ctg } \alpha) - P] \text{tg } \beta + H_p. \quad (13.17)$$

Ширина отвальной заходки определяется по формуле (13.15), где величина t в этом случае характеризует безопасное расстояние от оси пути до нижней бровки отвала. Средний угол поворота драглайна составляет 135° . Расположение железнодорожного пути на подошве отвала позволяет быстро возводить пионерную отвальную насыпь, одновременно принимая вскрышные породы из карьера.

Последовательная нижняя и верхняя отсыпка драглайном двух ярусов отвала при прямом и обратном проходе экскаватора (рис. 13.6, в) позволяет дважды использовать путь отвального тупика без его переноса. При этом возрастает приемная способность отвального тупика и отсутствуют холостые перегоны экскаватора. Драглайн располагается на кровле нижнего яруса отвала на уровне пути или выше его на подусте. При отсыпке верхнего яруса контактная сеть переносится на противоположную сторону пути.

Схема, показанная на рис. 13.6, г, отличаясь от вышерассмотренной одновременной отсыпкой обоих ярусов, может применяться при заполнении внутренней части кольцевого отвала и увеличении его высоты; недостаток ее — неполное использование площади отвала. Ширина отвальных заходов при комбинированной (верхней и нижней) отсыпке определяется по формуле (13.15), высота верхнего яруса — по формуле (13.17), высота нижнего яруса устанавливается по условиям устойчивости его откоса.

При объеме складирования пород более 7 млн. m^3 /год рациональны двухтупиковые схемы отвалообразования с верхней отсыпкой.

Двухтупиковая схема с верхней отсыпкой отвала (рис. 13.6, д) за счет увеличения вдвое провозной способности отвала позволяет увеличить коэффициент использования экскаватора во времени до 0,8—0,9. Порода, разгружаемая с каждого пути в свой приемный бункер, укладывается драглайном только в половину прилегающей отвальной насыпи; при этом угол поворота экскаватора не превышает 90° (в среднем

он равен 60°). После отсыпки первой заходки (насыпи) драглайн переходит из положения *D-I* в положение *D-II* и отсыпает вторую заходку. Внешний железнодорожный путь переносится на внешнюю сторону заходки (положение *II-II* на рис. 13.6, *д*) на расстояние $4C$, а на внутреннем пути представляется на другую сторону только контактная сеть (положения *I, II*). Таким образом, каждый железнодорожный путь используется дважды при отсыпке двух отвальных заходок. Пути при отсыпке первого яруса укладываются на земной поверхности, а при отсыпке второго яруса — на насыпи.

При двухтупиковой схеме с одновременной верхней и нижней отсыпкой драглайном двух подступов, на которые разделяется отвальный уступ (рис. 13.6, *е*), один путь укладывают на кровле отвала, другой — на земной поверхности. Высота верхнего подступа по условиям устойчивости откоса приемного бункера не превышает 4—6 м.

Максимальная ширина отвальной заходки (м)

$$A_0 = 2C - m - P - H_0 \operatorname{ctg} \beta. \quad (13.18)$$

При раздельном складировании разнотипных пород может быть использована комбинированная схема с отсыпкой первого (нижнего) яруса мехлопатов и верхней отсыпкой второго яруса драглайном при одном транспортном горизонте и независимых железнодорожных тупиках (рис. 13.6, *ж*).

Выбор схемы отвалообразования драглайнами производится на основе технико-экономического сравнения вариантов. Длина отвального тупика изменится в пределах 1—3 км и зависит в первую очередь от высоты отвала и модели драглайна. На отвалах применяют драглайны с ковшем емкостью 4—20 м³.

Объем путепереукладочных работ при работе драглайнов в 3—7 раз меньше, чем при мехлопатах. Пути служат длительный срок (год и более). Поэтому их можно хорошо балластировать, что позволяет применять мощный подвижной состав с нагрузкой на ось 300 кН и снизить затраты на текущее содержание пути. Возможно увеличение высоты отвального уступа до 30—40 м и более, так как деформации откосов при нижней отсыпке не имеют столь существенного значения, как при работе мехлопат. Фронт отвальных работ не сокращается, так как рабочие параметры драглайна позволяют размещать породу на участке в пределах всего железнодорожного пути.

Недостатки отвалообразования драглайнами: ограниченная область применения (мягкие и достаточно мелко взорванные полускальные и реже скальные породы), большая, чем у мехлопат, длительность рабочего цикла и часто меньшая производительность на 1 м³ емкости ковша, резкое снижение производительности драглайна в зимний период, меньшая надежность машины по сравнению с мехлопатовой, трудность работы при тумане, снегопадах и сильном ветре, высокие требования к квалификации обслуживающего персонала и напряженность работы,

Таблица 13.1. Размеры приемной канавы абзетцера

Вместимость думпкаров, м ³	Диаметр цепного барабана ковшовой рамы, м	Глубина приемной канавы, м	Удельная вместимость канавы, м ³ /м
25	2,7	2,2	2,75
36	3,5	2,6	3,6
55	4,5	3	5

большие капитальные затраты и относительно малое снижение текущих расходов на отвалообразование даже при использовании мощных драглайнов с ковшом емкостью 10 м³ и более.

13.5. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ МНОГОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Процесс отвалообразования включает черпание из приемной канавы породы, разгруженной из думпкаров, перемещение ее в отвал, планировку рабочей площадки и передвижку рельсовых путей. Черпание и перемещение породы производятся отвальными многоковшовыми экскаваторами (абзетцерами).

Современные абзетцеры — полноповоротные машины с цепным заборным органом и отвальной консолью, оборудованной ленточным конвейером. Перегрузка породы производится через питатели (конвейерные, дисковые и др.). Ход абзетцеров обычный рельсовый. Экскавация породы из приемной канавы и отсыпка отвала производятся при движении абзетцера вдоль канавы со скоростью v_a . Форма и размер приемных канав (табл. 13.1) зависят от вместимости думпкаров, параметров забойного органа и допустимой величины v_a . Длина приемной канавы равна длине одного-двух породных составов.

Время экскавации породы (мин) из приемной канавы после разгрузки одного состава:

по производительности забойного органа абзетцера

$$t_s^1 = V_c / (E n_p \eta_n) + t_{пр}; \quad (13.19)$$

по удельной вместимости приемной канавы и рабочей скорости движения абзетцера

$$t_s^2 = V_c / (V_{п.к} v_a) + t_{пр}; \quad (13.20)$$

где V_c — вместимость породного состава, м³; E — емкость заборного ковша, м³; n_p — число разгрузок ковшей в минуту; η_n — показатель приемной способности канавы ($\eta_n = 0,6 \div 1$; меньшие значения относятся к складированию разрыхленных плотных пород и к случаям недостаточной производительности абзетцера); $t_{пр}$ — время простоя абзетцера при разгрузке и обмене составов, мин; $V_{п.к}$ — удельная вместимость приемной канавы, равная отношению вместимости думпкара к его длине, м³/м.

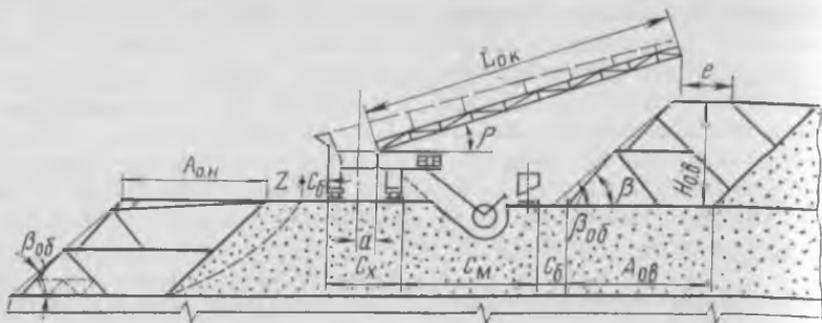


Рис. 13.7. Схема верхней и нижней отсыпок двухподступного абзетцерового отвала:

$A_{о.в}$ и $A_{о.н}$ — ширина отвальной заходки соответственно верхнего и нижнего подступов; z — ширина призмы безопасности; $L_{о.к}$ — длина отвальной консоли

Если длина отвального тупика не превышает определенной величины, обмен поездов не ведет к простоям абзетцера. По условиям разгрузки $t_{пр} = 0$ при $L_{п.к} = 2L_c$ и $t_{пр} = \tau_r$ при $L_{п.к} = L_c$ ($L_{п.к}$ и L_c — соответственно длина приемной канавы и состава; τ_r — время разгрузки одного вагона).

Из равенств (13.19) и (13.20) рабочая скорость абзетцера (м/мин)

$$v_a = En_p \eta_{п} / V_{п.к} \leq v_{a \max}, \quad (13.21)$$

где $v_{a \max}$ — максимальная рабочая скорость абзетцера, определяемая по его паспортной характеристике, м/мин.

При работе полноповоротных абзетцеров следует вести комбинированную (нижнюю и верхнюю) отсыпку двухподступного отвала. Абзетцер, железнодорожный путь и приемная канава при этом располагаются на кровле нижнего подступа. Ось движения абзетцера остается неизменной при отсыпке отвальных заходок обоих подступов (рис. 13.7). Возможна только нижняя или верхняя отсыпка, что практикуется чаще на внутренних отвалах, когда необходимо выдержать требуемое соотношение высоты вскрышных и отвальных уступов.

Максимальная высота отвального уступа (подступа) при нижней отсыпке ограничивается условиями устойчивости его откоса. При отсыпке всего уступа под углом естественного откоса (однорусный отвал) высота его редко превышает 25—30 м.

При верхней отсыпке высота отвального уступа (подступа) помимо устойчивости ограничивается радиусом разгрузки абзетцера и его положением относительно пути:

$$H_{о.в} \leq (L_{о.к} \cos \rho + a + e - C) \operatorname{tg} \beta_{об}, \quad (13.22)$$

где $L_{о.к}$ — длина отвальной консоли абзетцера, м; ρ — допустимый угол наклона отвальной консоли (обычно $\rho = 17 \div 18^\circ$); a — вылет пяты отвальной консоли, м; e — расстояние свободного

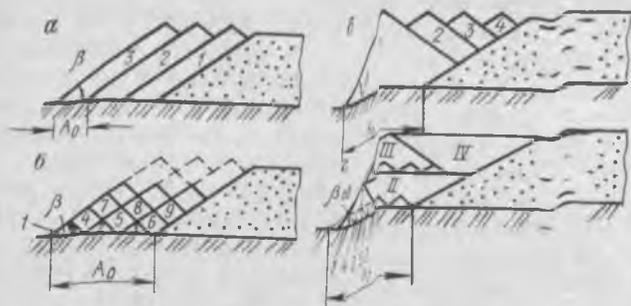


Рис. 13.8. Схемы отсыпки абзетцерных отвалом; 1—4 — последовательность отсыпки полос в заходке; в — с высоким углом отсыпки полос и слоев; 2 — двумя ярусами; 1—IV — последовательность отсыпки слоев в пределах участка-яруса

перемещения породы между конвейером и гребнем отвала, м;
 C — минимальное расстояние от оси абзетцера до нижней бровки отвала, м; $\beta_{об}$ — общий угол отвала, градус (при одноярусном отвале равен углу естественного откоса).
 При комбинированной отсыпке (см. рис. 13.7)

$$C = 0,5C_x + C_m + C_0, \quad (13.23)$$

где C_x — ширина хода абзетцера, м; C_0 — безопасное расстояние между отвалом и абзетцерными путями, м ($C_0 = 5 + 7$ м).
 Если отсыпка только верхняя, абзетцер размещается между отвалом и приемной канавой. В этом случае расстояние C_m не учитывается, $C = 0,5 C_x + 5$ м, допустимая высота отвала увеличивается. Обычно $H_{отл} = 18 + 25$ м.

Ширина отвальной заходки A_0 зависит от применяемой схемы заполнения отвала (рис. 13.8). Так как отсыпка производится при движении абзетцера с фиксированным углом поворота отвальной консоли в плане, абзетцерные отвалы являются гребневыми только в поперечном сечении.

По схеме рис. 13.8, а отсыпка отвала осуществляется узкими полосами при отвальной консоли, расположенной по нормали к оси движения абзетцера. Ширина отвальной заходки (и шаг переукладки путей) не превышает 5—7 м, что отрицательно сказывается на состоянии отвала и уменьшает производительность абзетцера, а отсутствие передовой степени устойчивости осн. откоса.

По остальным схемам отсыпка производится широкими полосами. По схеме рис. 13.8, б сначала формируется передовой отвал на высоту уступа при максимальном вылете отвальной консоли. Заполнение пространства между ним и осн. откосом осуществляется

валом осуществляется полосами при движении абзетцера с циклично уменьшающимся углом поворота. Схемой рис. 13.8, в предусматривается практически послойная отсыпка одноярусного отвала за счет попеременного поворота стрелы абзетцера; при этом порода лучше уплотняется, а высота отвала максимальна лишь в последний период заполнения заходки.

В отличие от предыдущих при работе по схеме рис. 13.8, а возможно создание условий для управления общим углом откоса отвала (и увеличения его высоты) путем отсыпки двух-трех ярусов. Сначала отсыпается передовой отвал I отдельными полосами посредством поворота стрелы; высота его меньше допустимой для одноярусного отвала. Далее полосами заполняется пространство II. Второй ярус формируется в такой же последовательности. Схема эффективна при отсыпке переувлажненных глинистых пород, когда уменьшение общего угла откоса отвала на 3—5° позволяет увеличить его высоту на несколько метров.

Максимальная ширина отвальной заходки (м) (см. рис. 13.7)

$$A_{0, \max} = L_{0, \kappa} \cos \rho + a + e - Z - C_6, \quad (13.24)$$

где Z — ширина призмы возможного обрушения при заданном коэффициенте запаса устойчивости откоса.

При всех схемах отсыпка каждой заходки по длине отвального тупика производится блоками, длина которых равна длине приемной канавы. При переходе к следующему блоку абзетцер сначала сооружает новую приемную канаву. Длина отвального тупика обычно составляет 1—2 км. Планировка гребней у кровли уступа при нижней отсыпке производится подвесной планирующей рамой абзетцера, его ковшами или бульдозерами.

У мощных абзетцеров (As-4500 и др.) заборный цепной орган выделен в отдельную установку, соединенную с консольным ленточным отвалообразователем на рельсовом ходу продольным конвейером.

Абзетцеры применяют для отсыпки связных и песчаных пород при выемке их многоковшовыми экскаваторами. Их основные достоинства — высокая производительность, большая высота и приемная способность отвалов, безопасность ведения работ. Основные недостатки — зависимость от климатических условий и высокая трудоемкость содержания рельсовых путей.

14. ПУТЕВЫЕ РАБОТЫ

14.1. СОСТАВ ПУТЕВЫХ РАБОТ

Путевые работы — основные в комплексе вспомогательных работ при железнодорожном транспорте. К ним относятся: возведение и планировка земляного полотна; сборка рельсо-шпальной решетки; укладка и перемещение путей; балластировка путей и очистка шпальных ящиков; выправление, рихтовка, теку-

щее содержание и ремонт пути; монтаж, перенос и текущее содержание контактной сети.

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 производят подсыпку полотна, выравнивание его, нарезку кюветов и т. д. Иногда для этого используют экскаваторы строительного типа. Окончательную планировку осуществляют бульдозерами, которые используют также для формирования насыпей и устройства неглубоких выемок. Средняя производительность бульдозеров при планировке составляет 0,6—0,8 км/ч. Помимо бульдозеров для этих целей при транспортировании породы на расстояние более 80—100 м могут использоваться скреперы с ковшами емкостью 6—15 м³. Для планировки земляного полотна и откосов, нарезки канав и кюветов в мягких породах применяют самоходные автогрейдеры, производительность которых при нарезке кюветов достигает 24 км/смену, а при планировке и профилировании земляного полотна — до 55 км/смену. Водоотводные каналы вдоль полотна чаще сооружают отвальными плугами или экскаваторами строительного типа.

Сборка и ремонт рельсо-шпальных решеток на карьерах часто выполняются непосредственно на трассе пути. При укладке пути с малым радиусом кривизны или изменении его кривизны необходимы перешивка звеньев, укорачивание рельсов или вставка «рубок». На крупных карьерах создаются вблизи станций централизованные звеносборочные площадки и базы, где производятся разборка звеньев, ремонт путевых материалов, сборка звеньев и стрелочных переводов из новых и бывших в употреблении материалов при полной механизации всех трудоемких работ: разгрузки рельсов и шпал из вагонов, загрузки последних в пропиточные ванны или автоклавные шпалопропиточные установки, выгрузки из ванн и цилиндров, укладки пропитанных шпал на стеллажи, а в дальнейшем звеносборочные стенды и т. д. Производительность звеносборочных агрегатов (полуавтоматических звеносборочных стендов и линий) составляет 300—500 м готовых звеньев пути в смену при работе бригад из 5 и 14 чел.

Сборочно-разборочные стенды баз и площадок оборудуются рольгангами, козовыми кранами грузоподъемностью 5—10 т с пролетом 10—32 м, тельферами, электромагнитными плитами (для разгрузки деталей креплений и рельсов из вагонов), гидравлическими домкратами. Разборка звеньев производится электрокостылевыми дергивателями. На крупных базах для этой цели применяют электрогидравлический агрегат — шпалорасширительную машину. Выправка рельсов производится с помощью рельсоправильных прессов. Для сборки звеньев применяют различный инструмент (см. 14.6). Шпалопропиточные установки имеют производительность 5—20 тыс. м³ древесины в год.

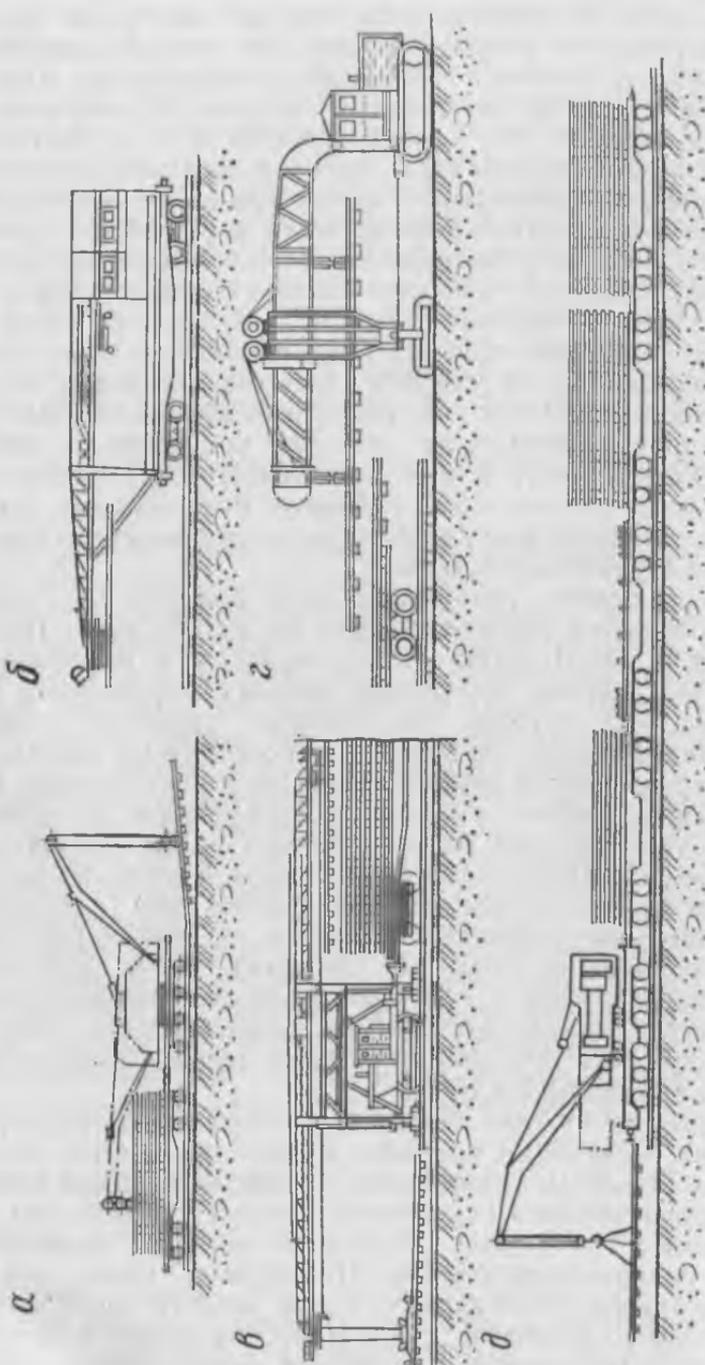


Рис. 14.1. Схемы способов укладки рельсо-шпальных решеток в путь

Укладка рельсо-шпальных решеток в путь на карьерах чаще всего производится краном с платформы; тяговым средством является локомотив (рис. 14.1, а). На постоянных путях с радиусом кривых не менее 200 м для укладки звеньев длиной 25 м с железобетонными шпалами могут применяться путеукладочные краны МПС. На карьерах могут также использоваться: рельсоукладчики для укладки отдельных элементов звеньев (рис. 14.1, б), двухконсольные тракторные путеукладчики на базе трактора с комплектом платформ и роликовыми конвейерами для перемещения пакетов звеньев (рис. 14.1, в), тракторные путеукладчики для укладки звеньев длиной 25 м с деревянными и железобетонными шпалами (рис. 14.1, г), а также путеукладочные поезда (рис. 14.1, д).

Балластировка железнодорожных путей включает: доставку и разгрузку балласта, разравнивание балластного слоя, укладку балласта под шпалы, подбивку и подштопку шпал, рихтовку и выправку пути (рис. 14.2).

Для перевозки, механизированной разгрузки, дозировки и разравнивания балласта (щебень или гравий крупностью до 150 мм) используют вагоны-дозаторы. В состав балластировочного поезда входят пять-шесть вагонов-дозаторов. Разгрузка балласта происходит при движении поезда со скоростью 3—5 км/ч на всю ширину балластной призмы, по сторонам, в середине пути, на междупутье или на обочину. Расход балласта составляет до 1570 м³/км. При ремонте пути возможна дозировка балласта для засыпки отдельных шпальных ящиков.

Укладку балласта под шпалы и разравнивание его осуществляют средствами малой механизации и специальными балластировщиками. Для этого используют также путепередвигатели циклического действия. Целесообразно применение комп-

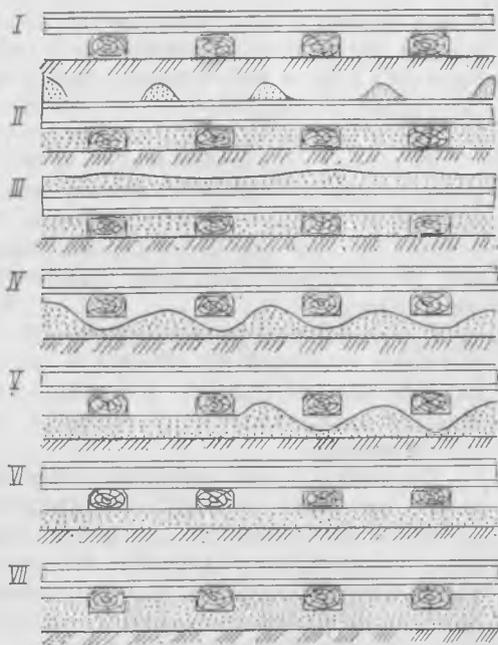


Рис. 14.2. Последовательность операций балластировки пути:

I — начальное положение; II — погрузка балласта в путевую решетку; III — разравнивание балласта после разгрузки; IV — подъем пути; V — разравнивание балласта под шпалами; VI — опускание пути на балластную призму; VII — подбивка шпал и засыпка шпальных ящиков

лекта легких балластировочных машин, включающего гидравлический тракторный дозировщик и ползучий путеподъемник. Подбивка балласта под шпалы осуществляется ручными электрическими шпалоподбойками, а также самоходными шпалоподбивочными машинами вибрационного типа.

Рихтовка и выправление путей выполняются с помощью путепередвижателей циклического действия, гидравлических домкратов, ручных гидрорихтовщиков, съемных моторных гидрорихтовщиков, самоходных гидрорихтовщиков с упорами для грубой и чистовой рихтовки, подъемно-рихтовочных агрегатов и механизмов.

Перемещение рельсо-шпальной 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 переукладку (перенос) пути отдельными звеньями. Выбор способа перемещения зависит от типа разрабатываемых пород, выемочного и отвального оборудования, ширины заходки, определяющей расстояние (шаг) перемещения пути, объема путе-вых работ, климатических условий.

Передвижка пути, как правило, вместе с опорами контактной сети основана на использовании подвижности путе-вой решетки в поперечном направлении. При этом перемещение пути в пределах шага передвижки может осуществляться периодически (циклично) или непрерывно.

Переукладка пути отдельными звеньями применяется, главным образом, при выемке взорванных пород одноковшовыми экскаваторами, а при непрерывной выемке — в неблагоприятных климатических и горно-геологических условиях (обводненность, сложная гипсометрия кровли или почвы залежи и т. д.).

14.2. ЦИКЛИЧНАЯ ПЕРЕДВИЖКА ПУТЕЙ

По виду применяемого оборудования различается передвижка путей путепередвижателями циклического действия и тракторами-тягачами.

Путепередвижатели циклического действия обычно применяют для передвижки путей плужных отвалов на расстояние 2,5—4 м. Основные механизмы: подъемно-реечный и захватный. С помощью последнего двухосная платформа путепередвижателя периодически жестко соединяется с рельсами.

Основные операции процесса передвижки пути: установка платформы в пункте передвижки, захват клещами головок обоих рельсов, установка опорного башмака наклоненной в направлении передвижки зубчатой рейки (рис.

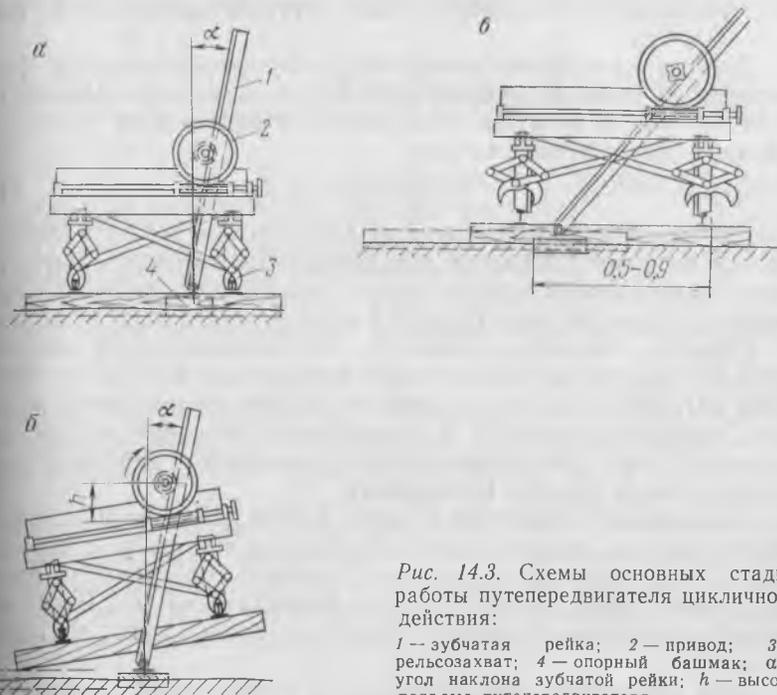


Рис. 14.3. Схемы основных стадий работы путепередвижателя циклического действия:

1 — зубчатая рейка; 2 — привод; 3 — рельсозахват; 4 — опорный башмак; α — угол наклона зубчатой рейки; h — высота подъема путепередвижателя

14.3, а), подъем всей платформы вместе с рельсо-шпальной решеткой и одновременно горизонтальное смещение последней под воздействием вертикальной и горизонтальной составляющих направленного по наклонной рейке усилия, развиваемого двигателем внутреннего сгорания (рис. 14.3, б), опускание платформы и рельсо-шпальной решетки на новое полотно, освобождение захватов, подъем рейки и перемещение путепередвижателя к новому пункту передвижки (рис. 14.3, в).

Основные приемы передвижки: перекидывание и сдвигание. Перекидывание применяют, когда шпалы глубоко вдавлены в породу и оказывают большое сопротивление боковому сдвигу. В этом случае для увеличения подъемного усилия зубчатую рейку устанавливают под углом 5—15° к вертикали, и путь вместе с машиной поднимается на 0,5—0,6 м до потери равновесия системой. При сдвигании пути (прочное основание, шпалы слабо вдавлены) рейка устанавливается под углом 30—40° к вертикали, что позволяет увеличить шаг передвижки. Обычно совместно используют оба приема передвижки: перекидывание на 0,5—0,6 м и последующее сдвигание на 0,3—0,4 м; общий шаг передвижки составляет 0,7—0,9 м. Длина одновременно передвигаемого участка пути составляет 6—17 м. Усилие выдергивания рельсо-шпальной решетки при передвижке составляет в летний период 80—100 кН, а в зимний — до 150—180 кН.

Максимальная подъемная сила путепередвижателей равна 250—300 кН.

Техническая производительность путепередвижателя ($\text{м}^2/\text{ч}$) зависит от шага и продолжительности цикла передвижки, расстояния между точками установки, состояния пути и его основания, а также времени года:

$$Q_{\text{п. ц}} = 60bl/t_{\text{ц}}, \quad (14.1)$$

где b — шаг передвижки пути за один проход, м; l — расстояние между точками установки передвижателя, м ($l=9\div 13$ м); $t_{\text{ц}}$ — продолжительность одного цикла передвижки, включая время перехода машины, мин ($t_{\text{ц}}=4\div 5$ мин).

Сменная производительность путепередвижателя достигает 460—550 м пути при общем шаге передвижки 2,8—3,2 м (1300—1600 м^2). Несмотря на надежность эксплуатации, из-за небольшой производительности и сравнительно высоких затрат передвижка путей путепередвижателя циклического действия имеет ограниченную область применения.

Циклическая передвижка пути тракторами осуществляется подтягиванием рельсо-шпальной решетки «на себя» с помощью крюка, захватывающего подошву дальнего от трактора рельса. Шаг передвижки равен 0,3—2 м (иногда 5—6 м). Расстояние между пунктами установки трактора вдоль пути составляет 10—15 м.

При циклической передвижке пути одновременно двумя тракторами расстояние между ними по фронту равно 2—5 м, а шаг сцепки увеличивается в 1,5—2 раза. Область применения циклической передвижки путей тракторами ограничена ввиду малого шага передвижки, возникающих при этом деформаций рельсов, их соединений и скреплений, перекоса шпал и большой трудоемкости их выправки.

14.3. ПЕРЕДВИЖКА ПУТЕЙ ПУТЕПЕРЕДВИГАТЕЛЯМИ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Такой способ передвижки распространен при выемке мягких пород цепными экскаваторами и перемещении их железнодорожным транспортом или транспортно-отвальными мостами; этот способ передвижки применяется и на азбестерных отвалах.

Принцип действия путепередвижателей непрерывного действия заключается в том, что рельсо-шпальная решетка роликовыми захватами приподнимается на высоту 0,2—0,4 м и непрерывно сдвигается в сторону при движении путепередвижателя со скоростью 5—15 км/ч (рис. 14.4). Ход машин рельсовый.

Различают три типа путепередвижателей: мостовые, консольные и комбинированные в зависимости от расположения механизма подъема и смещения пути. Шаг передвижки пути мостовыми путепередвижателями составляет не более 0,3—0,5 м, так как передняя по ходу тележка движется по новой трассе, а зад-

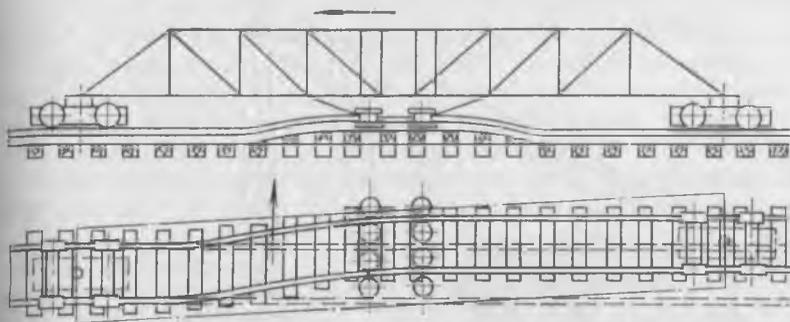


Рис. 14.4. Схема работы мостового путепередвиателя непрерывного действия

няя — по старой; невозможна передвижка тупиковых участков пути длиной 10—15 м. Консольные путепередвиатели позволяют перемещать путь сразу на расстояние до 1,5 м (обе ходовые тележки движутся по одной трассе), однако для избежания сильного расшатывания рельсовых креплений обычно шаг передвижки принимают не более 0,4—0,5 м. Мостовые путепередвиатели имеют массу 25—100 т, а консольные (при той же мощности) — до 120 т. Комбинированные (консольно-мостовые) путепередвиатели обладают достоинствами машин обоих типов.

Путепередвиателями возможна передвижка путей с радиусом кривых более 700 м при отсутствии стрелочных переводов. При этом применяют специальные крепления рельсов (например, клиновые), обеспечивающие подвижность решетки, предотвращение ее деформаций, сохранение размерности колеи, быструю замену шпал. Требуется тщательная планировка межпутного пространства. Большие масса и мощность путепередвиателей дают возможность передвигать путевую решетку из семи-восьми рельсовых ниток (тяжелые рельсы Р-50 и Р-65), связанных общими шпалами или тягами. Обслуживают машину два-три человека.

Техническая производительность путепередвиателей ($\text{м}^2/\text{ч}$) определяется длиной передвигаемого участка пути, шагом передвижки, скоростью движения машины, устройством и массой пути, свойствами пород и временем года. Упрощенно ее определяют по формуле

$$Q_{\text{п. н}} = 60v_{\text{п}}b, \quad (14.2)$$

где $v_{\text{п}}$ — средняя рабочая скорость движения путепередвиателя в данных условиях м/мин ($v_{\text{п}} = 130 \div 200$ м/мин); b — шаг передвижки за один проход путепередвиателя, м (для двухниточных путей при рельсах Р-43 $b = 0,3 \div 0,4$ м; для многониточных путей или двухниточных с более тяжелыми типами рельсов $b = 0,2 \div 0,3$ м).

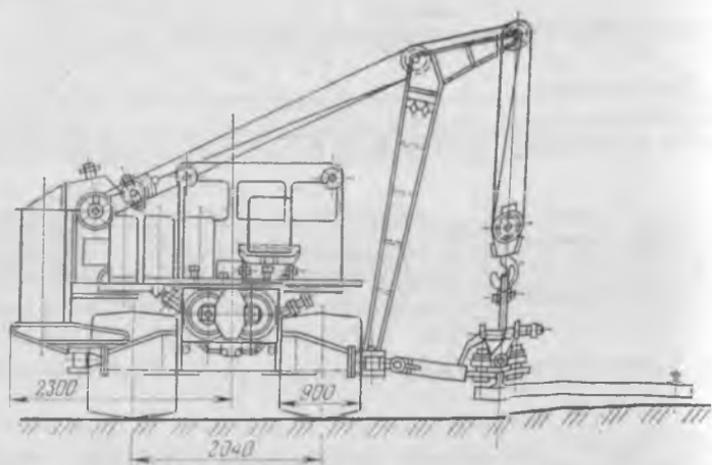


Рис. 14.5. Схема передвижки пути турнодозером

Производительность путепередвигателей обычно составляет 200—500 м²/ч, а в отдельных случаях достигает 1200—1500 м²/ч на прямолинейных и 700—800 м²/ч на криволинейных участках пути. Благоприятно на технико-экономических показателях εκазывается увеличение общего шага передвижки пути до 8 м и более. Продолжительность вспомогательных операций в начале и конце каждого прохода путепередвигателя равна 5—10 мин.

14.4. НЕПРЕРЫВНАЯ ПЕРЕДВИЖКА ПУТЕЙ ТУРНОДОЗЕРАМИ

Стремление к снижению массы и увеличению производительности путепередвижных машин непрерывного действия привело к распространению способа передвижки путей турнодозерами при разработке мягких пород многоковшовыми и одноковшовыми экскаваторами. Турнодозер — гусеничный трактор или колесный тягач с навесным оборудованием в виде крана, подъемной лебедки и рельсозахватной головки (рис. 14.5).

Передвижка пути турнодозером заключается в захвате головки ближнего или дальнего рельса, подъеме одного края рельсо-шпальной решетки на 15—20 см, отезде турнодозера на шаг передвижки и многократном маятниковом движении его вдоль пути. При захвате ближнего рельса производится подтягивание путевой решетки к турнодозеру (подтяжный способ), а при захвате дальнего рельса — толкание пути от турнодозера (напорный способ). Подтяжной способ производительнее вследствие уменьшения сопротивления перемещению решетки.

Вследствие большой подвижности свободной путевой решетки при использовании турнодозеров возможный шаг передвижки в гораздо больше, чем при работе путепередвигателей, и опреде-

ляется прочностью изгибаемой решетки ($b_{\max}=2$ м). Рабочая скорость турнодозера $v=3,8 \div 5,8$ км/ч. В неблагоприятных условиях (при влажных и вязких глинах, плохо спланированных площадках, в зимнее время) шаг передвижки и рабочая скорость движения турнодозера уменьшаются на 20—50 % и более. По практическим данным оптимальный шаг передвижки (м) составляет:

сухая ровная площадка	1,5—2
мокрая ровная площадка	1,2—1,6
сухая неровная площадка	1—1,2
мокрая неровная площадка	0,8—1
в зимний период	Не более 0,5

В любое время года при первых одном-двух проходах турнодозера шаг передвижки значительно меньше (0,2—0,4 м). По окончании передвижки за два-четыре прохода турнодозера производится рихтовка пути на новой трассе.

Техническая производительность турнодозера ($\text{м}^2/\text{ч}$)

$$Q_T = AL/[AL/bv + Ln_1/v_x + t_0(n_2 + 1) + t_{ps}], \quad (14.3)$$

где A — ширина заходки (общий шаг передвижки), м; L — длина передвигаемого участка пути, м; n_1 — общее число проходов в начале и конце передвижки ($n_1 = 4 \div 5$); v_x — скорость холостых и рихтовочных проходов турнодозера, м/ч ($v_x \approx 4,5$ км/ч); t_0 — время простоя турнодозера в конце участка, ч ($t_0 \approx 0,017$ ч); n_2 — число рабочих проходов при постоянном шаге передвижки; t_{ps} — время на установку и снятие рельсозахвата в начале и конце работы, ч ($t_{ps} \approx 0,025$ ч).

Максимальная производительность турнодозера (5300—8000 $\text{м}^2/\text{ч}$) достигается при длине участка передвижки более 750—1000 м и ширине заходки 30—50 м, рациональных величинах b и v . Объем подготовительных работ при использовании турнодозеров меньше, чем при использовании путевого двигателя, 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, более высокий (до 0,85) коэффициент использования рабочего времени.

14.5. ПЕРЕУКЛАДКА ПУТЕЙ

Переукладка путей после подготовки новой трассы включает: подготовку пути к переукладке (разрыхление породы в шпальных ящиках и их очистка, разъединение стыков рельсов, демонтаж контактной сети); собственно переукладку звеньев путевой решетки; устройство пути на новой трассе (сболчива-

ние стыков, подъемка пути, засыпка шпальных ящиков балластом и подбивка шпал).

Перед переукладкой целесообразна предварительная подъемка путевой решетки путепередвижателями циклического действия. В зимнее время необходимо производить раскайловку шпальных ящиков, механизация которой возможна с помощью шпалоотдирающей машины. Раскайловку производят также при помощи отбойных молотков.

Собственно переукладка звеньев путевой решетки производится кранами, тракторами или специальными путепереукладочными машинами.

Крановая переукладка, широко распространенная на карьерах при выемке и складировании пород одноковшовыми экскаваторами, состоит из операций: установки крана, захвата звена прицепным приспособлением (лучше рельсозахватной рамой), отрыва путевой решетки от балластного слоя, подъема и переноса на новую трассу, спуска звена, отцепки захватного приспособления, переезда крана для переукладки следующего звена. Звенья электрифицированных путей передвигают вместе с опорами контактной сети; шарнирные опоры перед переносом складывают.

Основные технологические параметры путепереукладочного крана: максимальный вылет стрелы и грузоподъемность при максимальном вылете стрелы.

Необходимый вылет стрелы крана определяется шагом переукладки пути (шириной экскаваторной заходки) и равен: в карьере при работе экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8 соответственно 14—16 и 19—21 м; на отвалах при применении экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8 соответственно 20—22,5 и 25—30 м. Требуемая грузоподъемность крана определяется сопротивлением отрыву путевой решетки от породы. Масса звена решетки длиной 12,5 м составляет 3—3,5 т. В зимнее время вследствие замерзания породы масса звена увеличивается до 4—5 т; при этом усилие отрыва составляет 60—80 кН.

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, возможная при шаге переукладки, не превышающем радиуса действия крана, производится при отступающем или наступающем ходе крана.

При переукладке отступающим ходом (рис. 14,6, а) кран перемещается по находившемуся в эксплуатации обкатанному пути от тупика к пункту примыкания, осуществляя отрыв звеньев при минимальном вылете стрелы.

Работа крана отступающим ходом производительна. Однако до врезки экскаватора на новую заходку у пункта примыкания необходимо переуложить весь путь, произвести его выправку.

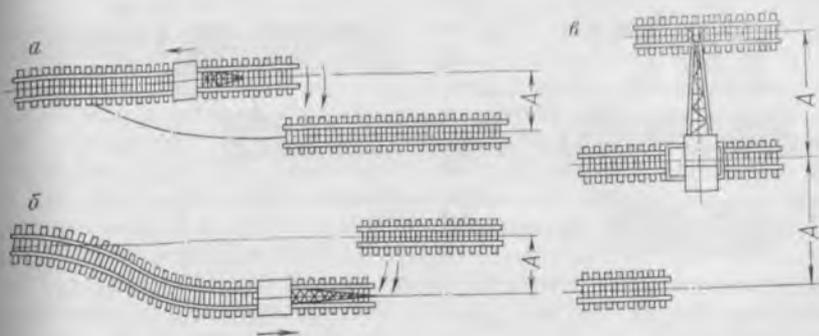


Рис. 14.6. Схемы крановой переукладки пути

балластировку 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 одну смену, когда участок пути переукладывают на длину со­става.

При переукладке наступающим ходом кран дви­жется по настилаемому пути (рис. 14.6, б). Преимущество схемы—возможность врезки экскаватора в новую заходку при небольшом объеме путевых работ. Основной недостаток—низкая производительность крана из-за необходимости черного ремонта пути и отрыва звеньев при полном вылете крановой стрелы. Стрелочный перевод при переукладке разъединяется на рамные рельсы с остриями и крестовину с примыкающими от­резками рельсов и контррельсов.

При двух забойных путях на уступе, расстояние между которыми равно ширине экскаваторной заходки A , переукладка их краном отступающим ходом по схеме, приведенной на рис. 14.6, в, не вызывает простоев экскаватора и увеличивает шаг переукладки до $2A$.

Кратная переукладка пути кранами с переброской звеньев на промежуточную трассу применяется при несоот­ветствии общего шага переукладки вылету стрелы крана (обычно на отвалах). Возможны две схемы:

переукладка звеньев как на промежуточную, так и на основную новую трассу отступающим ходом (рис. 14.7, а); движение крана по временному пути требует тщательной планировки промежуточной трассы, соеди-

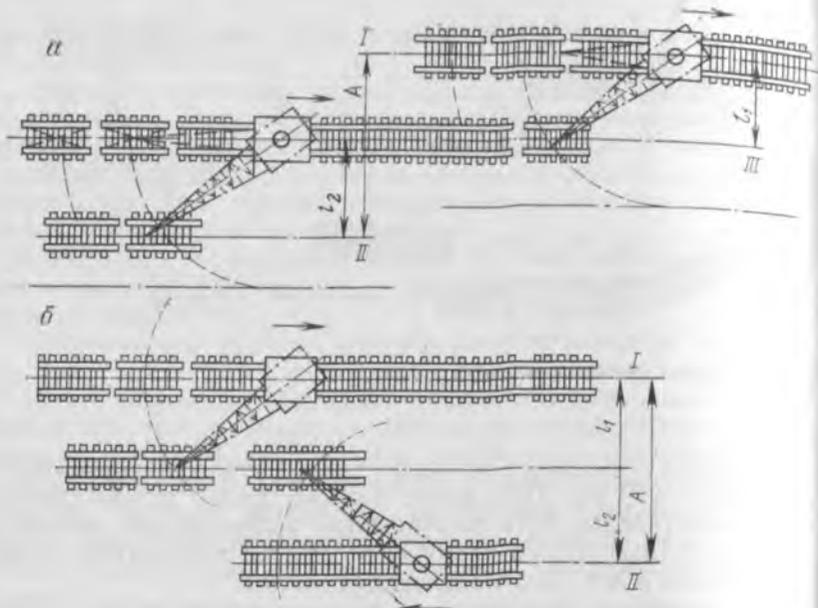


Рис. 14.7. Схемы кратной переукладки пути краном:

I, II, III — соответственно старая, новая и временная трассы; l_1 и l_2 — шаги передвижки пути в промежуточном положении

нения звеньев, рихтовки пути, что трудоемко и малопродуктивно;

переукладка звеньев на промежуточную трассу отступающим ходом, а разобранных звеньев с промежуточной трассы на основную наступающим ходом (рис. 14.7, б).

Иногда переукладку звеньев производят экскаватором при движении его между старой и новой трассами во время перегона, что позволяет увеличить шаг переукладки в 2 раза.

На ряде карьеров при шаге переукладки путей более 15—16 м (до 25—28 м на отвалах) применяются краны на гусеничном ходу, имеющие максимальную грузоподъемность от 15 до 30 т и длину стрел от 12,5 до 25 м.

Техническая производительность крана (м/ч) по переукладке пути

$$Q_k = 60l/t_{ц}, \quad (14.4)$$

где l — длина рельсового звена, м (обычно $l = 12,5$ м); $t_{ц}$ — продолжительность цикла переноса одного звена, мин ($t_{ц} = 5 \div 10$ мин в летний период и $8 \div 13$ мин в зимний).

Крановая переукладка характеризуется значительными трудоемкостью и затратами вследствие большого удельного веса

ручного труда при подготовке звеньев к переносу и ремонту пути после переукладки его. Путевая бригада состоит из 8—12 чел., включая машиниста и его помощника. Непосредственная переукладка рельсовых звеньев длиной 25 м на шаг 18—28 м позволяет увеличить производительность крановой переукладки на 60—75 %, уменьшить ее трудоемкость на 30—40 % и затраты на 15—30 %. Это возможно при использовании железнодорожных кранов с вылетом выдвинутой стрелы 30—33 м и грузовой моментом 3,5—3,8 МН/м.

При расположении между старой и новой трассами переукладываемого пути других действующих путей, линий электропередач, контактной сети и связи (обычно при работе на уступе двух-трех экскаваторов) рельсовые звенья перевозят *путеукладочными поездами*. Поезд включает локомотив, четырехосную платформу, на которую укладывают 6—8 звеньев, и кран для погрузки звеньев на платформу, разгрузки и укладки их в новый путь. Демонтаж пути производится отступающим ходом, сборка — наступающим. Производительность такого способа велика, а трудоемкость и затраты выше, чем при крановой переукладке.

При больших объемах работ и шаге переукладки путей более 28—30 м, а также для укладки новых путей в траншеях и на уступах экономически эффективно использование путеукладочных поездов конструкции ИГД им. А. А. Скочинского, включающих помимо локомотива и крана пять-шесть четырехосных платформ, оборудованных роликовыми конвейерами. На головной и хвостовой платформах установлены тяговые лебедки для перетягивания пакетов рельсовых звеньев: при укладке пути — от хвоста поезда к голове, при разборке, наоборот, — от головной платформы к хвосту поезда. Иногда на карьерах применяют укладочные краны, используемые на железных дорогах МПС.

На ряде карьеров небольшие объемы путепереукладочных работ при значительном шаге перемещения выполняют *тракторными путеукладчиками* — кранами-бульдозерами, оборудованными подъемными рельсозахватными каретками. Сменная производительность этих переукладчиков обычно не превышает 200—250 м. Известны конструкции путепереукладочных машин (для звеньев длиной 25 м) на базе стандартных одноосных и двухосных тягачей, оборудованных подъемными рельсозахватами с гидравлическим управлением. Для планировки трасс и переукладки путей на шаг 30—40 м применяется тракторный путеукладчик-планировщик с дистанционно управляемой рельсозахватной рамой производительностью до 120 м/ч.

14.6. ТЕКУЩЕЕ СОДЕРЖАНИЕ ПУТЕЙ

Работы по поддержанию путей в постоянной исправности весьма трудоемки (27—35 % трудоемкости всех путевых работ) и включают: систематическую проверку всех путевых устройств;

очистку габарита пути, канав и кюветов; выправку просадок и перекосов пути; смену и перегонку отдельных шпал; смену отдельных рельсов; регулировку и разгонку стыковых зазоров; текущую рихтовку и перешивку пути. Эти работы производит отдельная путевая бригада.

Проверка ширины колеи, уровня расположения и подуклонки рельсов осуществляется универсальными путеизмерительными шаблонами и тележками, а обнаружение дефектов в рельсах (внутренних и наружных трещин, раковин, расслоений) — простукиванием или с помощью электромагнитных и ультразвуковых дефектоскопов, установленных на съёмных тележках.

Очистка габарита забойного пути производится экскаватором, а *очистка канав и кюветов* — средствами их строительства (отвальными плугами, кюветокопателями, автогрейдерами, бульдозерами и т. д.).

При текущем содержании путей широко используются специализированный электрический, пневматический и гидравлический инструмент и станки: гидравлические домкраты, гидравлические разгонщики стыковых зазоров рельсов; двухниточные путеподъемники; электрические шуруповерты; гаечные и шурупогаечные ключи; электросверлилки; рельсосверлильные, шпалосверлильные, рельсорезные и рельсошлифовальные станки; электропневматические костылезабивщики и электровыдергиватели; станки для зарубки и зачистки шпал; приспособления для обвязки шпал полосовым железом; электрические цепные пилы и т. д. Питание энергией механизированного инструмента и станков осуществляется от передвижных электростанций с бензиновыми двигателями мощностью 1,6—4 кВт и от передвижных компрессоров подачей 4—6 м³/мин.

Выправку просадок и перекосов пути производят путем подсыпки или подштопки и подбивки балласта.

Механизация смены отдельных шпал может осуществляться с помощью комбинированных путевых машин (на базе путепередвигателя), а также навесного оборудования с комбинированным домкратом к путепередвигателю. Время выталкивания одной шпалы составляет 30—60 с.

На подлежащих замене шпалах костыли предварительно выдергивают электровыдергивателями. После замены шпалы костыли забивают электропневматическими костылезабивщиками. Подбивка отдельных шпал осуществляется обычно электрическими вибрационными дебалансными шпалоподбойками.

Механизированная выправка перекосов шпал осуществляется с помощью несамостоятельного однопиточного гидротолкателя производительностью 200—300 шпал/смену. *Механизированная перегонка шпал* — установка смещенных в плане по эпюре первоначальной укладки — производится с помощью выдвигающих упоров путепередвигателей непрерывного действия, раздвигающих (сдвигающих) шпалы путем давления на их боковые поверхности в процессе подъема пути. Применяются также передвиж-

ные тележки с двумя бойками массой до 50 кг, подвешенными на цепях к консолям.

Для механизированной смены отдельных рельсов, погрузки и перемещения путевых материалов целесообразно использовать универсальные путевые машины, путепередвигатели циклического действия, оборудованные краном-укосиной грузоподъемностью 1,5—2 т, а также легкие портальные краны. Регулировка и разгонка стыковых зазоров рельсов осуществляются с помощью передвижных гидравлических разгонщиков зазоров.

Текущая рихтовка пути (выправление пути в плане) производится обычно с помощью гидравлических рихтовщиков. В случаях уширения или сужения колеи против нормы после рихтовки производят перешивку пути по шаблону. Для доставки инструментов и материалов при ремонтных путевых работах используют мотодрезины с прицепами и грузопутевые тележки.

14.7. СНЕГОЗАЩИТА ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ

На карьерах большинства районов СССР для предотвращения снижения скорости, перебоев и остановки движения поездов необходимо проведение мер по снегозащите и борьбе со снежными заносами.

Основные виды снегозащиты: естественная (изгородь из хвойных деревьев, лесозащитные полосы) и искусственные снегозащитные сооружения: постоянные (пассивного и активного действия) и переносные.

Для защиты от снежных заносов постоянных путей на поверхности карьера целесообразно устройство одной-трех лесозащитных полос шириной не менее 10 м каждая. Расстояние первой полосы от пути 15—20 м. Трехрядная полоса задерживает до 60 % переносимого снега. Наиболее подверженные заносам постоянные пути в траншеях, на косогорах, уступах и отвалах необходимо ограждать снегозащитными заборами.

Постоянные защитные заборы пассивного действия имеют решетчатую горизонтальную или вертикальную обшивку (рис. 14.8, а, б). Деревянные заборы выдерживают давление ветра при скорости его до 35 м/с. При большей скорости ветра необходимы заборы с железобетонными столбами и деревянной обшивкой или с панелями из железобетонных плит. Площадь просветов в заборе при скорости ветра 20—25 м/с и более должна уменьшаться от 47 до 34 % общей площади забора. Высота забора (м)

$$H_3 \approx 0,8 \sqrt[3]{V_c}, \quad (14.5)$$

где V_c — объем отложенного снега перед забором, приходящийся на 1 м его длины, м³.

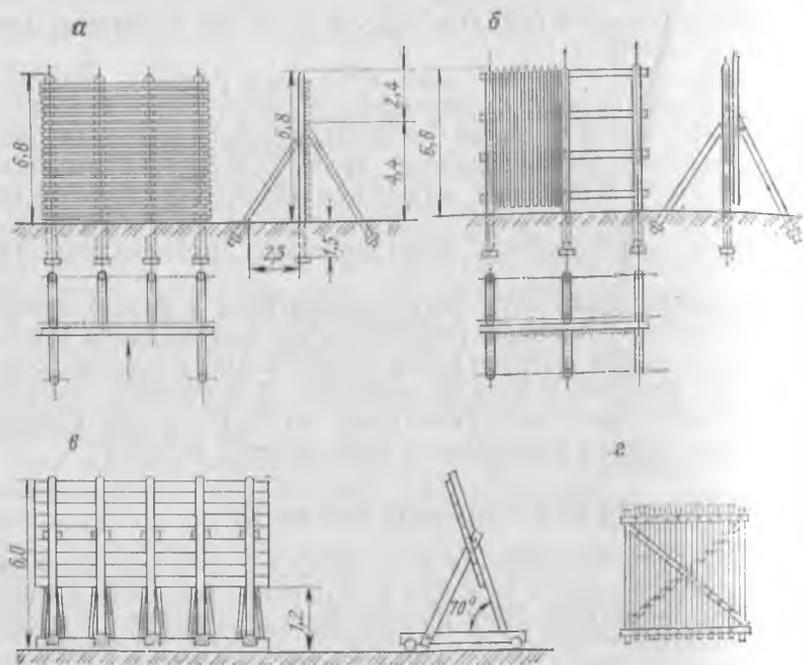


Рис. 14.8. Схемы снегозащитных заборов

Расстояние первого забора от ограждаемого пути должно быть не менее $(10 \div 12)H_3$. При двухрядном заборе расстояние между рядами составляет 100—120 м. Снегосборность однорядного забора высотой 6 м достигает $400 \text{ м}^3/\text{м}$, а двухрядного высотой 5 м — $600 \text{ м}^3/\text{м}$ и более.

Высокие (до 6 м) снегозащитные заборы активного действия (рис. 14.8, в) с поднятой над землей на 2 м вертикальной или расположенной под углом к горизонту сплошной деревянной обшивкой устанавливают на расстоянии 3 м от пути со стороны основного направления ветра при его скорости более 8 м/с.

Наряду с постоянными заборами в снегообильных районах на карьерах бульдозерами сооружают снегозащитные валы высотой до 6—7 м.

Передвижные пути на уступах и отвалах целесообразно защищать переносными снегозадерживающими щитами (рис. 14.8, г), по мере накопления снега поднимаемыми на вершину снежного вала. Максимальная снегосборность однорядной защиты из щитов на 1 м их длины при числе их перестановок за зиму от 1 до 10 изменяется от 50 до 275 м^3 , а двухрядной защиты при числе перестановок от 1 до 5 — от 150

до 450 м³. Первый ряд щитов устанавливают на расстоянии 30—50 м от пути, расстояние между рядами щитов 60—80 м. Пролет между землей и щитом принимается 25 см для первого ряда и 50 см — для второго.

Помимо снегозащиты необходима *периодическая очистка путей от снега, особенно при снегопадах и метелях*. При небольших заносах для этого используют отвальные плуги, а также щеточные путеочистители. При толще снегового покрова более 0,5—0,6 м применяют специальные снегоочистители (плуговые, таранные, роторные, реактивные) и снегоуборочные машины.

Плуговые снегоочистители применяют при максимальной толщине снежных заносов 1,2—1,5 м. Их рабочая скорость до 70 км/ч, ширина очищаемой полосы 5 м. Снег отбрасывается в одну или обе стороны от пути на расстояние до 8—10 м при скорости движения снегоочистителя с локомотивом до 25 км/ч.

Снегоочистители таранного типа применяют при толщине покрова уплотненного снега до 1,8—2 м. Получили распространение снегоочистители на базе реактивных двигателей.

Очистку стрелочных переводов от снега и льда целесообразно производить реактивными снегоочистителями, а на крупных станциях — посредством автоматической обдувки сжатым воздухом при давлении 0,5—0,6 МПа и более, для чего стрелочные переводы оснащают системой обдувающих металлических труб, соединенных с компрессором.

Снегоуборочные машины подразделяют на две группы: с продольной погрузкой (загружаемые вагоны находятся на одном пути с машиной) и с поперечной погрузкой (вагоны расположены на соседнем пути). Обычно на разъездах и станциях применяют снегоуборочные машины с поперечной погрузкой, оборудованные ленточными конвейерами.

14.8. ОБСЛУЖИВАНИЕ КОНТАКТНОЙ СЕТИ

Контактная сеть постоянных путей имеет металлические или деревянные опоры, заглубляемые в основание. Несущий трос, изоляторы и контактный провод подвешивают на перегонах на консолях, а на станциях — на поперечниках. У контактной сети передвижных путей опоры деревянные или металлические.

Текущее содержание постоянной контактной сети (осмотр, контроль, устранение неисправностей) и ее ремонт (замена или восстановление неисправных опор, поперечин, компенсаторов, изношенного контактного провода и др.) производит электро-монтажная бригада (10—12 чел.). Текущее содержание обычно не требует отключения напряжения, а ремонт производится с отключением напряжения и перерывом в движении поездов. Грудоемкость эксплуатации 1 км постоянной контактной сети составляет 130—140 чел.-смен/год.

При эксплуатации передвижной контактной сети наиболее трудоемким (35—50 чел.-смен на 1 км) является ее переустройство (демонтаж опор и сети, перенос провода, опор и арматуры и монтаж контактной сети на новой трассе), производимое электромонтажной бригадой (5—8 чел.) одновременно с перемещением забойных и отвальных путей. Основной удельный вес в трудовых затратах на переустройство контактной сети (до 75 %) занимает монтаж ее на новой трассе: сооружение котлованов для опор, их сборка и установка, навеска и монтаж контактного провода.

Механизация сооружения котлованов для опор контактной сети и их установки осуществляется с помощью буростолбоставов. Перенос и установку опор передвижной контактной сети обычно производят те же краны, которые переукладывают рельсо-шпальную решетку.

Монтаж консолей с изоляторами на опорах, раскатка продольного несущего троса и контактного провода с барабанов и их последующая навеска производятся с помощью монтажно-восстановительных дрезин с прицепными платформами. Используются также съемные изолированные вышки-лейтеры (при центральной подвеске провода), деревянные приставные и подвесные изолированные лестницы (при боковой подвеске). На монтажных и ремонтно-профилактических работах применяют монтажные гидроподъемники и специализированные машины. Очистку проводов от льда производят механическими устройствами (ножами), прикрепляемыми к барьеру лейтера или вышки, или вибрационно-ударными устройствами.

14.9. БОРЬБА С ПРИЛИПАНИЕМ И ПРИМЕРЗАНИЕМ ПОРОД

По оказываемому действию различают *способы и средства восстановления сыпучих свойств пород*, налипших или примерзших к металлическим поверхностям кузовов думпкаров, и *предотвращения налипания и примерзания*.

Механическая очистка думпкаров производится с помощью навесных приспособлений к ковшам экскаваторов и бульдозерам, а также специальных механических и вибрационных устройств. Широко используются для очистки думпкаров при их разгрузке на отвалах экскаваторные скребки. Это позволяет по сравнению с ручной очисткой сократить простой поездов при разгрузке их в 1,5—2,5 раза. Однако при этом отвальные экскаваторы до 25 % календарного времени задалживают на очистку думпкаров, низким является качество очистки, нередки повреждения думпкаров. Применение разгрузочных вибраторов, сообщающих вибрацию днищу кузова думпкара, также не является достаточно эффективным.

Тепловой способ предотвращения примерзания транспортируемых пород заключается в поддержании положительной температуры (+2) — (+5) °С стенок и днища ку-

зова думпкара посредством: обогрева горячим газом (установка состоит из печи, эжектора и газоотводных каналов между основным и ложным днищами думпкара), паром, электрическим током (мощными электродвигателями, размещаемыми в бортах и между двумя днищами думпкара), инфракрасного облучения, высокочастотного контактного разрушения. Из-за сложности систем обогрева и большого расхода газа, электрической и других видов энергии тепловые способы не получили широкого распространения.

Профилактические средства предотвращают примерзание транспортируемой горной массы за счет снижения ее влажности, изоляции от кузова или уменьшения перепада температуры породы за время ее перевозки.

Простым способом является покрытие днища слоем инертного материала (сухой шлак, песок, высева щебня, опилки и т. д.) толщиной 2—3 см с помощью специальной механизированной установки при замедленном движении порожнего состава (3—4 км/ч). Однако этот способ недостаточно эффективен: он предупреждает примерзание только к днищу думпкара, и, кроме того, равномерность покрытия быстро нарушается.

Наибольшее распространение на карьерах получила профилактическая обработка внутренней поверхности кузовов думпкарсов смачивающими жидкостями — растворами натриевых, кальциевых и магниевых солей, нефтепродуктами (соляровое масло, мазут, нефть и др.), кремнийорганическими жидкостями, кубовыми остатками оксисинтеза спиртов и коксования нефти.

Опрыскивание и смачивание кузовов даже насыщенными растворами хлоридов (концентрация 20—30 %) в горячем состоянии (до 70—90 °С) и растворами, состоящими из различных их комбинаций (хлористый кальций и окись кальция, смесь хлористых кальция и натрия и др.), при температуре ниже —15—20 °С и перевозках пород повышенной влажности (более 15—20 %) не являются достаточно эффективными. Использование жиросодержащих веществ, обволакивающих породные частицы тонкой масляной пленкой, — смеси топочного мазута и керосина в соотношении 7:30, креозота с добавкой поваренной соли (расход 0,2—0,3 кг/м²), смеси керосина с парафином в соотношении 97:3, битумных обмазок (2—3 мм) с покрытием хлоридами 4—5 мм, дизельного топлива и др. позволяет предотвратить примерзание горной массы в течение трех—семи рейсов состава, но не имеет широкого применения главным образом вследствие высоких эксплуатационных расходов.

Эффективными и дешевыми профилактическими средствами являются подмыльный щелок (отход отслюски мыл, расход 0,3—0,35 л/м³) и кубовые остатки оксисинтеза спиртов и коксования нефти (КОС, РПС-67, ниогрин) — маслянистые гидрофобные жидкости, имеющие плотность 0,8—0,9 г/см³, температуру

застывания от -30 до -60°C , температуру вспышки от $+60$ до $+120^{\circ}\text{C}$. Эти средства предотвращают прилипание и примерзание пород в диапазоне изменения температуры от $+10$ до -40°C при их влажности до $30-35\%$; производительность экскаваторов и локомотивосоставов повышается на $10-15\%$. Думпкеры обрабатываются смачивающими жидкостями на специальных профилактических пунктах, где производится форсуночно-компрессорное распыление жидкости, что позволяет создать тонкую пленку на кузове и достичь экономии расхода раствора.

15. АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

15.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПОДВИЖНОГО СОСТАВА

Из средств автомобильного транспорта на карьерах преимущественное распространение получили автосамосвалы с задней разгрузкой кузова.

Выбор типов двигателя, трансмиссии, ходовой части, механизмов управления и разгрузки кузова определяется грузоподъемностью автомашин. Автосамосвалы с карбюраторными двигателями грузоподъемностью до 5 т используют для перемещения мягких пород (при погрузке экскаваторами с вместимостью ковша до 1 м^3), штучного камня, на хозяйственных перевозках. Для обслуживания аналогичных экскаваторов предназначены также дизельные автосамосвалы грузоподъемностью $5-7$ т. Широко используются на карьерах дизельные автосамосвалы средней ($10-20$ т) и большой грузоподъемности (27 и 40 т). Последние имеют гидромеханическую трансмиссию, пневмогидравлическую подвеску, мощные пневматические тормоза, повышенную прочность шасси, рамы и кузова. Автосамосвалы грузоподъемностью 75 т и более имеют электрическую трансмиссию с мотор-колесами, что упрощает и повышает ее надежность, а также улучшает тягово-динамические качества машины.

Кузов у автосамосвалов — ковшового типа. Геометрическая вместимость его обеспечивает максимальное использование грузоподъемности при насыпной плотности разрушенных пород $1-1,2\text{ т/м}^3$ (машины малой и средней грузоподъемности) и $1,75-2\text{ т/м}^3$ (большегрузные автомобили). Коэффициент тары большегрузных автосамосвалов равен $0,6-0,8$. Тяговые качества, оцениваемые способностью преодолевать сопротивление движению в различных дорожных условиях, определяются удельной мощностью автосамосвалов, достигающей $5,2-6\text{ кВт}$.

Скорость движения определяется как конструктивными качествами машин, так и величиной продольных уклонов

дорог, качеством их покрытий, сложностью трассы, соотношением участков постоянных и временных дорог, интенсивностью движения (см. 15.2, 15.4).

Паспортный тормозной путь при скорости движения 30 км/ч не превышает 16 м. Фактический тормозной путь больше.

Расход горючего зависит от режима движения машин, дорожных условий, степени износа двигателя. С увеличением преодолеваемого уклона от 2 до 10 % расход дизельного топлива возрастает на 70—80 %, составляя для автосамосвалов грузоподъемностью 27 т 250—260 кг на 100 км пробега. Наиболее велик расход горючего при маневровых операциях, особенно при движении задним ходом (в 2,2—2,5 раза выше, чем при нормальном установившемся движении).

Современные большегрузные автосамосвалы — короткобазовые машины (база 3,5—4,3 м); длина их 7,2—9,6 м, ширина 3,5—4,9 м. Минимальный радиус поворота 8,4—9,5 м.

Колесные тягачи с полуприцепами (прицепами) создаются на основе специальных седельных (одноосных) тягачей или базовых автосамосвалов. Полуприцепы имеют заднюю, боковую или донную разгрузку (последнюю — при перевозках мягких полезных ископаемых, обычно угля). Основные недостатки колесных тягачей с полуприцепами: низкая маневренность и затрудненность подачи под погрузку и разгрузку, повышенные требования к дорожным условиям, небольшая удельная мощность (до 2,7—3,1 кВт/т), обуславливающая ухудшение тягово-динамических качеств и снижение преодолеваемых уклонов до 4—5 %.

Дизель-троллейвозы являются автосамосвалами двойного питания: на постоянной трассе (поверхность, капитальные траншеи) — от контактной сети, на передвижной трассе (рабочие уступы и отвалы) — от дизеля. Дизель-троллейвозы характеризуются: высокой скоростью движения при питании от контактной сети как на горизонтальных дорогах (до 40 и 60 км/ч), так и на подъеме; возможностью рекуперации энергии при движении под уклон; плавным торможением и пуском, в результате чего пробег шин достигает 35—40 тыс. км; в 1,5—1,8 раза большим, чем у автосамосвалов, межремонтным пробегом машин (до 190 тыс. км); лучшими условиями эксплуатации в зимний период, особенно при безгаражных стоянках.

Вместе с тем скорость движения этих машин по горизонтальным дорогам с неровным покрытием, на спусках с уклоном менее 4% и на кривых радиусом менее 200 м ниже, чем у автосамосвалов. Масса и стоимость дизель-троллейвозов на 15—20 % выше, чем дизельных автомобилей.

На базе дизель-электрических автосамосвалов большой грузоподъемности создается ряд тягачей с прицепами или полуприцепами грузоподъемностью 120—200 т и более (рис. 15.1, а).

Однако такие автопоезда имеют низкую маневренность, боль-

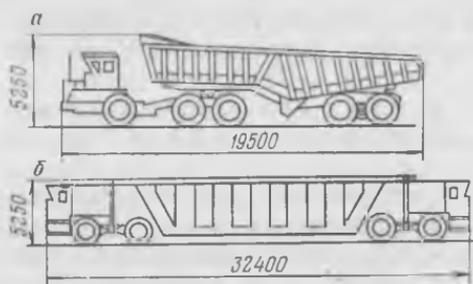


Рис. 15.1. Схемы автопоездов:
 а — грузоподъемностью 220 т; б — грузоподъемностью 500 т

шой радиус поворота (20 м и более), требуют сохранения широких рабочих площадок на уступах.

Указанных недостатков лишены *дизель-электрические карьерные автопоезда специальной конструкции* (предложение автора) с боковой разгрузкой, состоящие из двух головных машин (тягачей), между которыми расположено несколько прицепов (рис.

15.1, б). Общая грузоподъемность автопоезда составляет несколько сот тонн. Двустороннее (челночное) движение позволяет избегать разворота автопоезда в пунктах погрузки и разгрузки. Скорость движения до 50 км/ч, преодолеваемый уклон до 10%. На поворотах трассы траншейных дорог радиусом менее 20—35 м вместо петлевого соединения могут устраиваться тупики, что уменьшает объем горно-подготовительных работ. Карьерные автопоезда обладают преимуществами автомобильного и железнодорожного транспорта; область их применения — карьеры большой производственной мощности.

К специализированным машинам относятся думпторы, имеющие четырехколесные шасси и широкий воронкообразный кузов, опрокидывающийся вперед (под силой тяжести или с помощью гидравлических устройств). Вместимость кузова 1,5—10 м³, скорость до 40 км/ч. Применение думпторов рационально на карьерах небольшой производственной мощности, разрабатывающих строительные горные породы, при коротких расстояниях откатки пород в отвал и для доставки полезного ископаемого к первичной дробилке в карьере. Иногда на карьере с тяжелыми дорожными условиями при расстояниях перевозки 300—500 м применяют тракторные тягачи мощностью 45—185 кВт с прицепами грузоподъемностью 10—40 т с донной разгрузкой.

15.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ

На карьерах различают *дороги общего типа* (хозяйственные) и *карьерные дороги* (производственные) для перевозки вскрышных пород и полезного ископаемого. По сроку службы карьерные дороги подразделяют на *постоянные* (срок службы не менее 1—2 лет) и *временные*. Все они обычно двухполосные с обеспечением встречного движения машин, иногда, при кольцевом движении, однополосные.

Технологические качества автодорог характеризуются: рас-
 четной скоростью движения — скоростью, на которую

рассчитываются элементы трассы и конструкции автодорожных сооружений; расчетной массой и габаритами подвижного состава, пропускаемого дорожными одеждами и сооружениями; проезжаемостью, определяемой возможностью движения подвижного состава с заданной скоростью в различные периоды года; грузонапряженностью — количеством груза (в тоннах), перевозимого по участку дороги в единицу времени; интенсивностью движения — количеством транспортных средств, проходящих через данное сечение дороги в единицу времени; транспортной работой — произведением массы перевозимого груза на дальность перевозок.

В соответствии с показателями грузонапряженности или интенсивности движения устанавливается техническая категория дороги. Временные дороги относятся к III категории.

Техническая классификация карьерных постоянных автодорог (по данным Гипроруды) приведена ниже.

Категория дороги	I	II	III
Грузонапряженность, млн. т, брутто в год	Более 25	От 25 до 3	Менее 3
Расчетная скорость движения на прямых участках, км/ч	50	40	30
То же, на поворотах, серпентинах и перекрестках, км/ч	30	25	20

Расчетные скорости движения на карьерных автодорогах (15—50 км/ч) намного меньше, чем на дорогах общего пользования (60—100 км/ч). В то же время полная масса карьерных автомобилей достигает 100 т и более, а ширина и высота — 4 м, грузонапряженность измеряется десятками миллионов тонн в год.

В плане трасса дороги, обеспечивающей скорость движения не менее расчетной для принятой категории, состоит из отрезков прямых, соединенных кривыми. Различают следующие элементы кривой (рис. 15.2):

тангенс (м)

$$T = AD = DC = R \operatorname{tg}(\alpha/2); \quad (15.1)$$

биссектриса (м)

$$BD = R (\sec(\alpha/2) - 1); \quad (15.2)$$

минимальный радиус закругления (м)

$$R_{\min} = v^2 / [127 (\psi_{\text{ск}} \pm i_{\text{п}})], \quad (15.3)$$

где v — скорость движения, км/ч; $\psi_{\text{ск}}$ — коэффициент бокового скольжения (сцепления) колес ($\psi_{\text{ск}} = 0,16$ для влажного покрытия), $i_{\text{п}}$ — поперечный уклон проезжей части дороги, % ($i_{\text{п}} = 0 \div 6 \%$).

Так как наличие кривых ухудшает условия движения (уменьшается скорость, устойчивость, видимость и т. д.), необ-

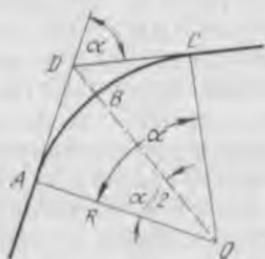


Рис. 15.2. Элементы закругления трассы автодороги:
 α и R — угол и радиус поворота

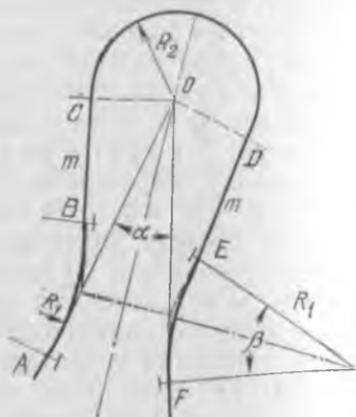


Рис. 15.3. Серпентина и ее элементы:

A, B, C, D, E, F — точки примыкания окружностей к прямым участкам серпентины

ходимо по возможности избегать их или принимать наибольшие радиусы кривых.

Значения радиусов горизонтальных кривых автодорог приведены ниже.

Расчетная скорость движения, км/ч	50	40	30	15—20
Минимально допустимый радиус горизонтальной кривой, м	100	60	30	15
Наименьший рекомендуемый радиус горизонтальной кривой, м	200	100	60	30

Для плавного перехода машин с прямого участка постоянной дороги на кривую устраиваются переходные кривые длиной 20—50 м. На временных дорогах переходные кривые не устраивают.

Трассу дорог на крутых косогорах (нагорные карьеры) для создания допустимых уклонов развивают в плане в виде зигзагов, вокруг углов которых описывают снаружи дорожные закругления, называемые серпентинами (рис. 15.3).

Длины серпентины (м)

$$L_c = 2\pi R_1 \beta / 90 + \pi R_2 \alpha / 90 + 2m, \quad (15.4)$$

где R_1 и R_2 — радиусы соответственно сопрягающих кривых и основной кривой серпентины, м; α, β — углы поворота соответственно основной и сопрягающих кривых, градус; m — длина горизонтальных вставок серпентины, м.

Пересечения и примыкания автодорог для обеспечения видимости в обе стороны необходимо выполнять под углом, близким к 90° . При этом боковая видимость перескаемой дороги должна быть не менее 50 м, а в стесненных условиях — не менее 20 м. При пересечении на одном уровне автомобильной и железной дорог расстояние видимости желез-

но дорожного пути (с автодороги в 50 м от переезда) должно быть не менее 400 м.

Продольный профиль дороги, являющийся вертикальным разрезом по оси трассы, должен обеспечить плавность движения с расчетной скоростью. Для этого переломы профиля сопрягают вертикальными кривыми длиной не менее 10 м. Минимальные радиусы выпуклых кривых должны обеспечить расчетное расстояние видимости, а вогнутых кривых — максимально допустимую нагрузку рессор под действием центростремительных сил.

Значения радиусов вертикальных кривых и расчетные расстояния видимости автодорог приведены ниже.

Расчетная скорость движения, км/ч	50	40	30	20
Минимальный радиус вертикальных кривых, м:				
выпуклой	700	500	300	200
вогнутой	300	200	100	50
Расчетное расстояние видимости, м:				
поверхности дороги	60	50	40	30
автомобилей	125	100	80	60

Продольный уклон дорог устанавливают в результате технико-экономического анализа. При увеличении уклонов (до 7—8 % для тягачей с полуприцепами и 10—12 % для автосамосвалов) уменьшаются объемы горно-подготовительных работ и время рейса машин. В то же время увеличивается износ двигателей, трансмиссий и шин, возрастает длина тормозного пути, уменьшаются скорость движения машин и провозная способность дороги.

По расчетам минимальные затраты на транспортирование достигаются при продольном уклоне дорог для автосамосвалов не более 10 %, а по условиям безопасности движения он должен быть еще ниже. Фактически на карьерах продольные уклоны постоянных дорог не превышают 7—8 %, иногда при одностороннем движении порожних машин они достигают 10—12 %. Уклон дорог для тягачей с прицепами и полуприцепами с одной ведущей осью не должен превышать 4—6 %, а для дизель-троллейбусов он может быть увеличен до 10, 12 и 14 % соответственно при одной, нескольких и всех ведущих осях машин.

По условиям безопасности движения необходимо предусматривать вставки с уклоном не более 2 % и длиной не менее 50 м через каждые 500 м длины затяжного уклона в траншеях. На кривых малых радиусов величина продольного уклона дороги уменьшается:

радиус кривой, м	15	20	30	40	50
снижение максимального продольного уклона, %	5	4	3	2	1

Проезжая часть дороги характеризуется шириной, типом и конструкцией дорожной одежды, очертанием поперечного профиля.

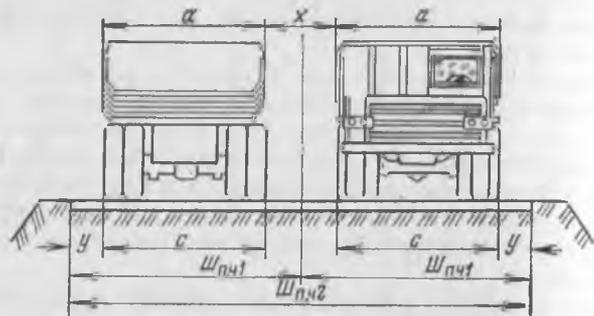


Рис. 15.4. Схема к определению ширины проезжей части автодороги при одно- и двухполосном движении

Ширина проезжей части дороги $Ш_{п.ч}$ (рис. 15.4) зависит от ширины машин по скатам колес c (примерно равна ширине кузова a), ширины предохранительной полосы y между наружным колесом машины и кромкой проезжей части и безопасного зазора x между кузовами встречных машин:

при однополосном движении

$$Ш_{п.ч1} = a + 2y; \quad (15.5)$$

при двухполосном движении

$$Ш_{п.ч2} = 2(a + y) + x, \quad (15.6)$$

где $y = 0,5$ м; $x = 0,5 + 0,005v$, м; v — скорость движения машин, км/ч.

При повышении интенсивности движения машин и соответственно категории дороги ширину ее проезжей части следует увеличивать, с тем чтобы избежать снижения скорости движения и повышенного износа покрытия (табл. 15.4). Полосу движения на кривой уширяют. Для современных короткобазовых карьерных автосамосвалов при двухполосном движении величина уширения составляет:

радиус кривой, м	15	20	30	50	100	250	500
уширение проезжей части, м	2,1	1,7	1,4	1,1	0,8	0,5	0,3

Ширина обочин дорог принимается 2 и 2,5 м соответственно для машин шириной до 2,75 м и более.

Типы дорожных покрытий различаются работоспособностью, сроком службы и ровностью (табл. 15.2). Работоспособность дорожного покрытия измеряется суммарной массой (в тоннах) подвижного состава (брутто), пропускаемого по дороге с момента сдачи ее в эксплуатацию до возникновения потребности в ремонте или между двумя ремонтами. Срок службы покрытий (в годах) определяется частным от

Таблица 15.1. Ширина двухполосных автодорог

Грузоподъемность автосамосвалов, т	Ширина автодороги, м, при расчетной скорости движения, км/ч		
	20	40	50
12	10,5	11,5	12
27	12	13	14
40	13,5	14,5	15,5
75	18	19	20
110	21	22	23
180	25	26	27

Таблица 15.2. Основные показатели дорожных покрытий

Тип покрытия	Ровность покрытия (нового), см/км	Допустимая скорость по условиям ровности покрытия, км/ч	Ориентировочная работоспособность, млн. т (брутто)	
			до среднего ремонта	до капитального ремонта
Усовершенствованное капитальное:				
цементобетонное	50—100	Более 100	20	80
асфальтобетонное	25—50	Более 100	10	40
Усовершенствованное облегченное:				
чернощебеночное	100—150	50—100	2,5	7,5
черногравийное	100—150	50—100	2	5
Переходное:				
щебеночное и гравийное	150—200	30—50	0,4—0,6	0,8—1,2
из укрепленного грунта с поверхностной обработкой	—	—	0,2—0,3	0,7—1

деления работоспособности покрытий на грузонапряженность дороги (брутто). Ровность покрытия может быть определена суммарной деформацией рессор машины на единицу длины пути (см/км).

Тип и состояние дорожного покрытия существенно влияют на основные технико-экономические показатели работы автомобилей (табл. 15.3). В то же время с улучшением дорожного покрытия растут затраты на него (см. табл. 15.2), составляющие 60—90 % общих затрат на строительство постоянных дорог. Выбор типа дорожного покрытия производится путем детального сравнения сроков окупаемости капитальных затрат и экономии эксплуатационных расходов с учетом объемов перевозок, срока службы дороги, типа подвижного состава, наличия местных строительных материалов. Ориентировочно могут быть при-

Таблица
эксплуатации

15.3. Зависимость технико-экономических показателей машин от типа дорожных покрытий

Типы покрытий	Коэффициент сопро- тивления качению	Относительные значения показателей (при $i = 0$)				
		Техни- ческая скорость	Расход горюче- смазоч- ных материалов	Износ шин	Расходы на техни- ческое обслужи- вание и ремонт	Эксплуата- ционные расходы
Усовершенст- ванные Переходные Низшие	0,2	1,3	0,85	0,75	0,8	0,65—0,75
	0,3	1	1	1	1	1
	0,6	0,8	1,3	1,5	1,2	1,8—2,2

следующие типы покрытий в зависимости от общих объе-
мов перевозок (млн. т/год):

- более 10 — цементобетонные и асфальтобетонные
- 2—10 — щебеночные и гравийные
- 0,5—2 — простейшие грунтовые улучшенные, а также покрытия из мелко-
раздробленных скальных вскрышных пород

На постоянных карьерных дорогах применяются цементобетонные и щебеночные покрытия, а на временных — сборные железобетонные и покрытия из несцементированных щебени-железобетонно-гравийных материалов. Асфальтобетонные по-
крытия целесообразно применять при движении машин грузо-
подъемностью до 7—10 т, так как при более тяжелых машинах образуются колеи, волны и покрытие быстро изнашивается.

Очертание проезжей части прямых участков дорог в поперечном профиле, крутизна которого принимается от 2% (для цементных и асфальтобетонных покрытий) до 5% (для гравийных покрытий серповидного профиля). Уклон обочин обычно на 2% больше поперечного уклона покрытия.

На кривых и опрокидывания автомобилей должны устраиваться в радиусе кривой, имеющие односкатный поперечный профиль с уклоном 2—6% к центру кривой. На прямых и кривых с уклоном в сторону обрыва — профиль односкатный с уклоном с центром в части и обочин 1% в нагорную сторону.

15.3. ОБМЕН АВТОМАШИН В ЗАБОЯХ И НА ОТВАЛАХ

В связи с различными типами забоев и заходок, шириной заходок, характером движения машин на уступе (односторонним или встречным), соотношением направлений движения ма-

шины и экскаватора, высокой маневренностью автотранспорта возможно большое число схем подачи машин под погрузку (рис. 15.5).

По отношению к направлению перемещения экскаватора по мере отработки заходки движения машин на уступе может быть *попутным* и *непопутным*. По способу подъезда машин к экскаватору (характеру маневров) все схемы подачи разделяются на три группы: *сквозные, с петлевым разворотом, с тупиковым разворотом*. Погрузка горной массы в кузов машины должна производиться сбоку или сзади, перенос ковша над кабиной не разрешается. В ожидании погрузки машина должна находиться вне радиуса действия ковша.

Сквозные схемы могут применяться при одностороннем непопутном движении машин на уступе (исключение возможно при фронтальном забое). При встречном и одностороннем попутном движении используются петлевые, а в стесненных условиях — тупиковые схемы подачи машин.

При торцовом забое в сквозной заходке и одностороннем движении машин (два транспортных выхода на уступе) распространены в случае непопутного перемещения сквозные схемы 1, 3, 9 (см. рис. 15.5), а при попутном — петлевые 2, 10 или тупиковые 12, 14 (при забойной сортировке или большом выходе негабарита). При встречном движении машин используют петлевые схемы 19, 20 (широкие рабочие площадки) и 23, 24 (узкие площадки), предпочтительнее разворот порожних автосамосвалов при попутном перемещении (схемы 20, 24). При широких сквозных заходках применяются принципиально аналогичные предыдущие петлевые схемы 27, 28, а также тупиковая схема 30.

В тупиковых эксплуатационных заходках обычно применяется схема 24, реже 26, в широких тупиковых траншейных заходках — петлевая схема 33 и тупиковая 34.

При фронтальных забоях (обычно по условиям отдельной выемки) чаще применяются тупиковые схемы подачи 17, 18, 38, а также петлевая 36.

По числу машин, одновременно находящихся под погрузкой, различают *одиночную* и *групповую (спаренную) их установку*; при сквозных и петлевых схемах подачи практически возможна только одиночная установка машин. Спаренная двусторонняя установка машин под погрузку целесообразна при торцовом забое для сквозных широких заходов (особенно при отдельной выемке, рис. 15.6, а), а также для тупиковых эксплуатационных траншейных заходов (рис. 15.6, б и в) и фронтальных забоев (рис. 15.6, г) с целью обеспечения непрерывной погрузки и уменьшения угла поворота экскаватора.

По возможному времени обмена все схемы подачи машин под погрузку можно разделить на три группы:

1. Все сквозные схемы и схемы с петлевым разворотом машин в забое, при которых машина за время обмена проходит

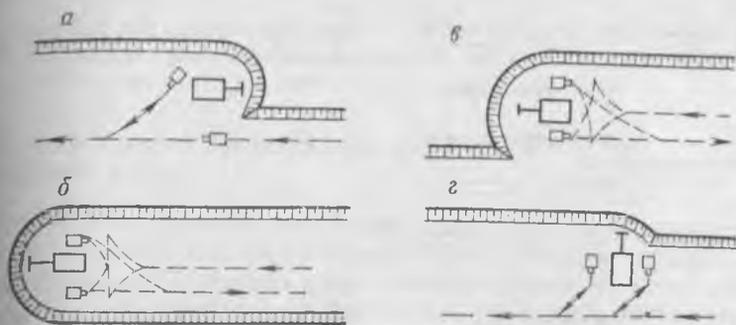


Рис. 15.6. Схемы спаренной двусторонней установки автомашин под погрузку

путь, равный расстоянию L_n (м), между загружаемой и порожней машинами. Время обмена (с) для этой группы схем

$$t'_o = L_n/v_o, \quad (15.7)$$

где v_o — средняя скорость движения автомашин при обмене с учетом времени трогания, м/с ($v_o = 6 \div 8$ км/ч).

Время простоя экскаватора при обмене

$$t_{пр} = t'_o - t_{ц}, \quad (15.8)$$

где $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла экскаватора (без учета времени разгрузки ковша), с.

Как правило, $t'_o < t_{ц}$ и простои экскаватора при обмене отсутствуют.

II. Схемы с тупиковым разворотом машин за время погрузки предыдущей машины, при которых машина за время обмена проходит расстояние $2L_n$. В этом случае

$$t''_o = 2L_n/v_o. \quad (15.9)$$

Здесь $t''_o < t_{ц}$ и экскаватор во время обмена простаивает. Ликвидация простоев возможна только посредством спаренной установки автосамосвалов, при которой время подачи под погрузку совмещается с временем погрузки предыдущей машины.

III. Схемы, при которых каждый автосамосвал за период обмена проходит расстояние $2L_n$ (м) и совершает дополнительные маневры при тупиковом развороте за время t_m , типичны для узких траншейных заходок. При этом

$$t'''_o = 2L_n/v_o + t_m. \quad (15.10)$$

Схемы этой группы характеризуются наибольшими простоями экскаватора (25—30 % рабочего времени). Несмотря на увеличение угла поворота экскаватора при сквозных и петлевых

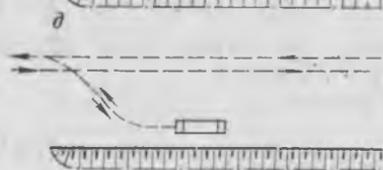
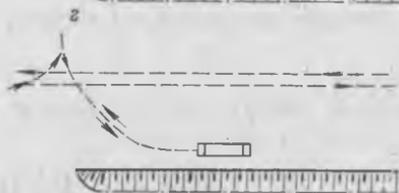
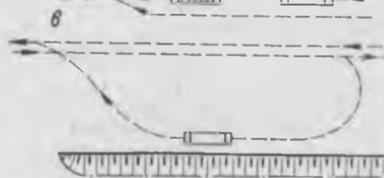
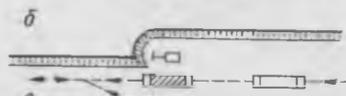
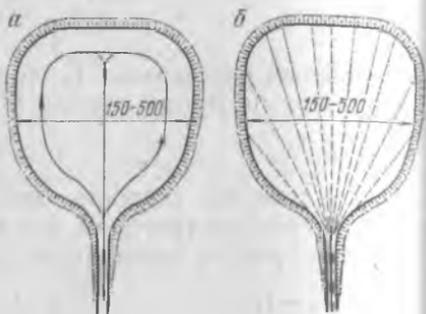


Рис. 15.7. Схемы подачи карьерных автопоездов под погрузку и разгрузку

Рис. 15.8. Схемы кольцевого (а) и веерного (б) расположения автодорог на отвале



схемах подачи машин, они более рациональны ввиду сокращения времени обмена машин. При этом целесообразны непопутное движение экскаватора и порожних машин и установка последних с правой стороны экскаватора.

Обмен карьерных автопоездов в забое производится *челноковым способом* подобно обмену железнодорожных поездов. При встречном движении в пределах уступа маневры с изменением направлений движения совершает порожний (рис. 15.7, а) или груженный (рис. 15.7, б) автопоезд в зависимости от расположения забойного экскаватора относительно основной дороги на уступе. Рациональнее первая схема.

Подъезд карьерных автопоездов к пункту разгрузки на отвале в зависимости от размеров площадки, развития отвальных дорог и их расстояния от верхней бровки отвала может производиться с петлевым и тупиковым разворотом или челноковым способом (рис. 15.7, в, г, д).

На отвалах применяется *кольцевое и возвратное (при веерном расположении отвальных дорог) движение машин* (рис. 15.8). Временные отвальные дороги расширяются в площадки для тупикового разворота машин и подъезда их задним ходом к разгрузочному пункту. Длительность тупикового разворота и вы-

езда машин на отвальную дорогу определяется расстоянием от нее до разгрузочного пункта и схемой разворота; в среднем она равна 0,5—1 мин.

15.4 ПРОПУСКНАЯ И ПРОВОЗНАЯ СПОСОБНОСТЬ КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ

Пропускная способность дороги (машин/ч) определяет максимальное число машин, которые могут пройти в единицу времени через определенный пункт дороги, и зависит от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги, скорости движения автомобилей:

$$N = 1000vnK_n/S, \quad (15.11)$$

где v — расчетная скорость движения, км/ч; n — число полос движения; K_n — коэффициент неравномерности движения ($K_n = 0,5 \div 0,8$); S — интервал следования машин (расстояние видимости), м;

$$S = a + l_a + t_d v + L_T; \quad (15.12)$$

a — допустимое расстояние между машинами при их остановке, м; l_a — длина машины, м; t_d — время реакции водителя, ч, ($t_d = 0,5 \div 1$ с); L_T — длина тормозного пути.

На дорогах с уклоном до 5% возможная скорость движения ограничивается максимальной конструктивной скоростью машины, условиями безопасности движения и ровностью покрытия. Практически скорость движения не превышает 75—85% конструктивной при бетонных покрытиях на постоянных дорогах, 70—80% — при черных щебеночных и гравийных покрытиях, 50—70% — при щебеночных и гравийных, 12—16 км/ч — на неукатанных забойных и отвальных дорогах (табл. 15.4). В траншеях с уклоном 8% скорость авто-

Таблица 15.4. Рекомендуемые для технологических расчетов скорости v , км/ч, движения карьерных автомобилей

Тип покрытия и удельное сопротивление качению	Автосамосвалов			Тягачей с полуприцепами
	грузоподъемностью, т			
	до 7	10—27	40—75	45—120
Усовершенствованное капитальное, 200 Н/т	30	28	25	22
Усовершенствованное облегченное, 300 Н/т	28	25	22	20
Переходное, 400 Н/т	25	20	20	16
Низшее (грубоспланированное), 600 Н/т	18	16	15	12

самосвалов составляет 14—15 км/ч. Скорость подъезда автома-
шин к погрузочным и разгрузочным пунктам не превышает 8—
10 км/ч, в том числе при движении задним ходом. Продолжи-
тельность разгона груженых автосамосвалов до стадии уста-
новившегося движения 30—35 с.

При расстоянии перевозки менее 1,5 км средние скорости
движения снижаются: при 1 км — на 10 %, при 0,5 км — на
20 %, при 0,25 км — на 30 %. Скорость движения порожних
машин на 15—25 % выше, чем груженых. В весенний и осенний
периоды указанные значения скорости снижаются в сред-
нем на 23—28 %. Скорости снижаются также в ночное время
(на 8—10 % у груженых и на 16—17 % у порожних машин) и
при интенсивном движении (200—300 машин в час) — в случае
отсутствия дополнительного уширения проезжей части дорог на
2—3 м.

Безопасная скорость движения (м/с) по криволинейным уча-
сткам дороги радиусом R , м

$$v_{\text{без}} = \sqrt{gR(\psi_{\text{ск}} \pm i_n)} \quad (15.13)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с².

Длина тормозного пути L_T при движении больше-
грузных автосамосвалов на спусках с уклоном 4—8 % (щебе-
ночная дорога) составляет 22—25 м; при скорости движения
около 50 км/ч тормозной путь при уклоне 10 % равен 80—120 м
для груженых и 60—80 м для порожних автосамосвалов.

На горизонтальных участках дорог в обыч-
ных условиях величина S должна быть не менее 50 м для ма-
шин, следующих друг за другом. Расстояние видимости встреч-
ных машин при пересечении дорог должно быть соответственно
вдвое больше. С повышением категории дороги и расчет-
ной скорости движения S возрастает с 50 до 75 м. На наклон-
ных участках дорог расстояние видимости также возрастает
вследствие увеличения L_T .

Провозная способность дороги (м³/ч) определяется возмож-
ным объемом груза, перевозимого по дороге в единицу вре-
мени:

$$W = NV_{\text{а. ф.}} \quad (15.14)$$

где $V_{\text{а. ф}}$ — фактический объем породы, перевозимой автомоби-
лем, м³.

При недостаточной провозной способности одной полосы
дороги обеспечить требуемый грузооборот возможно путем пе-
рехода к одностороннему (кольцевому) движению машин и
увеличения числа дорожных полос, а также за счет рассредо-
точения грузопотоков и увеличения грузоподъемности машин.
В конкретных условиях эффективным может оказаться одно-
или комбинация перечисленных мероприятий.

Учет вывезенной горной массы по числу рейсов автомашин, их грузоподъемности и плотности породы весьма неточен (до $\pm 8-10\%$). Применение средств автоматики позволяет повысить точность и оперативность учета, а также оценить в процессе работы фактические показатели для контроля за использованием оборудования.

Основным учетным показателем является масса груза в автомашине, для определения которой используются автомобильные весы, устанавливаемые обычно на стационарных пунктах разгрузки, или весовые устройства, встраиваемые в дорожное полотно. Однако эти устройства не дают возможности регулировать загрузку автомашины. Такое регулирование достигается при использовании системы автоматического учета и контроля, монтируемой на самом автомобиле.

15.5. БУЛЬДОЗЕРНОЕ ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ

Процесс отвалообразования при автотранспорте состоит из разгрузки автомашин на верхней площадке отвального уступа, перемещения породы под откос или планировки ее на площадке, поддержания автодорог на отвале. Последние два вида работ выполняются в основном бульдозерами.

Строительство бульдозерных отвалов на равнинной местности заключается в подведении автодорог к отвальному отводу и создании первоначального отвала шириной 70—100 м и высотой 2—5 м. Отвал наращивается до проектной высоты путем послойного складирования пород. Практикуется также увеличение высоты отвала до проектной путем разгрузки автосамосвалов под откос при ширине насыпи 40—50 м и подъеме 5—7%. На косогорах создается площадка для разворота автосамосвалов в полутраншее, полувыемку или на насыпи. При крутых склонах может быть сооружен эстакадный отвал с железобетонным или бутобетонным барьером.

В эксплуатационный период отвалообразование производится двумя способами: периферийным или площадным.

В первом случае породу разгружают прямо под откос или в непосредственной близости от него, а затем бульдозерами перемещают к верхней бровке отвала. Во втором случае породу разгружают на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой породы и т. д.; расстояние перемещения породы бульдозерами при этом составляет 5—15 м. Обычно экономичнее периферийное отвалообразование вследствие меньших объемов планирования и дорожных работ. Площадной способ иногда применяют при складировании малоустойчивых мягких пород.

Объем бульдозерных работ при периферийном отвалообразовании зависит от расстояния между разгружающейся авто-

машиной и верхней бровкой отвала, значения которого приведены ниже.

Грузоподъемность автосамосвалов, т	12	27	40
Расстояние между автомашиной и верхней бровкой отвала, м:			
при разгрузке всей породы под откос	2	2	2
при оставлении всей породы на отвальной площадке	3,3	3,6	5,1

Это расстояние при отсыпке взорванных пород составляет 1,4—4,5 м, а в ночное время увеличивается на 40 %. Мягкие породы разгружают на расстоянии 2,5—5 м от верхней бровки, чтобы избежать разрушения верхней части отвального откоса. При этом до 60 % породы разгружается на площадке. Высота породного развала составляет 0,8—1,8 м, а ширина 1,2—5 м.

При устойчивом основании отвала разрушенные породы стремятся разгружать непосредственно под откос. Безопасная разгрузка автомашин обеспечивается устройством у верхней бровки отвала предохранительного породного отвала высотой 0,4—0,8 м и шириной 1—1,5 м, создаваемого и периодически профилируемого при поперечно-продольных проходах бульдозера.

Бульдозер с неповоротным лемехом перемещает породу на отвале при поперечных проходах под углом 90° к верхней бровке откоса; планировка разгрузочной площадки осуществляется при параллельных бровке отвала (продольных) проходах с подъемом 1—2° к бровке. При использовании бульдозеров с поворотным лемехом сокращается число их холостых перегонов, а производительность возрастает на 10—13 %. Среднее расстояние перемещения породы составляет 3,5—7 м.

При большом объеме планировочных работ и возможности увеличения фронта отсыпки его целесообразно разделить на два-четыре участка и попеременно производить на каждом участке отсыпку и планировку. Особенно эффективна попеременная отсыпка пород отдельными участками шириной 50—70 м при неустойчивом основании отвала. Отвалообразование на каждом участке осуществляется в течение 2—3 сут, перерыв для осадки пород составляет 4—6 сут. Такой порядок отсыпки предотвращает внезапное разрушение отвальных откосов и уменьшает объем планировочных работ.

Длина одного отвального участка (м) определяется условиями как планировки, так и разгрузки автомашин.

По условиям планировки

$$L_{o,y} = Q_6 / W_o, \quad (15.15)$$

где Q_6 — производительность бульдозера, м³/смену; W_o — удельная приемная способность отвала, м³/м;

$$W_o = V_a \lambda / b, \quad (15.16)$$

где V_a — вместимость кузова автосамосвала, м³; λ — коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова; b — ширина кузова автосамосвала, м.

Длина отвального участка по условиям беспрепятственной разгрузки автомашин

$$L_{o,y}^* = N_a a t_{p,m} / T_p, \quad (15.17)$$

где N_a — число автомашин, обслуживающих отвальный участок; a — ширина полосы, занимаемой автосамосвалом при маневрировании и разгрузке, м ($a = 20 \div 30$ м); $t_{p,m}$ — продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале, мин ($t_{p,m} = 1 \div 2$ мин), T_p — продолжительность рейса автосамосвала, мин.

Из значений, рассчитанных по формулам (15.15) и (15.17), принимается максимальное.

Число рабочих отвальных участков

$$N_o = W_c / (n_o Q_o), \quad (15.18)$$

где W_c — объем вскрышных пород, складываемых на отвале, м³/смену; n_o — число бульдозеров, работающих на отвале.

Общая длина отвального фронта

$$L_{ф,o} = k_o N_o L_{o,y}, \quad (15.19)$$

где k_o — коэффициент одновременности работы отвальных участков ($k_o = 1 \div 4$).

На равнинных отвалах длина одного разгрузочного участка составляет 50—80 м. При разделении операций разгрузки и планировки длина фронта отсыпки увеличивается до 200—250 м.

Форма бульдозерных отвалов в плане определяется расположением подъездных автодорог, числом участков разгрузки, схемой движения автомашин на отвале и рельефом поверхности.

При центральном расположении въезда на отвал пробег автомашин меньше, чем при фланговом. При большом объеме отвальных работ увеличение числа въездов на отвал сокращает расстояние транспортирования по насыпной породе, увеличивает скорость движения, позволяет избежать столкновений автомашин.

При складировании взорванных и смешанных пород обычно принимают схему движения с веерным расположением отвальных дорог для сокращения пробега машин. При отсыпке мягких пород рациональна кольцевая схема движения на отвале по улучшенным автодорогам (см. рис. 15.8).

Высота равнинных бульдозерных отвалов H_o ограничивается условиями и рациональным расстоянием пробега автомашин на отвальной площадке. На практике высота отвальных уступов в равнинных условиях обычно не превышает 30—40 м. На нагорных карьерах высота отвального уступа определяется прочностью пород самого отвала и его основания. При отсыпке взорванных скальных пород на склонах, покрытых четвертичными отложениями небольшой мощности, высота отвальных уступов достигает 100—150 м и более.

По числу рабочих горизонтов бульдозерные отвалы разделяются на одно- и многоярусные. Последние применяют при ограниченной площади отвального отвода, для уменьшения расстояний транспортирования породы на отвале, при ограничении высоты отвальных уступов по условиям устойчивости. Коэффициент заполнения второго яруса обычно не превышает 0,5—0,7.

Ширина отвальных площадок многоярусных отвалов должна обеспечить достижение общего угла системы отвальных откосов по условиям устойчивости, а также размещение и безопасность работы транспортного и отвального оборудования.

По последнему условию

$$Ш_{о.п} = Z + Ш_{д} + Ш_{р.п}, \quad (15.20)$$

где Z — ширина зоны разлета породных кусков от нижней бровки вышележащего яруса, м ($Z = 3 \div 25$ при высоте отвального яруса 4—30 м); $Ш_{д}$ — ширина автодороги, м; $Ш_{р.п}$ — ширина разгрузочной площадки, м [$Ш_{р.п} = (3 \div 4)R_{п}$]; $R_{п}$ — радиус поворота автосамосвала, м.

Общая ширина отвальной площадки составляет 60—80 м.

Производительность бульдозерных отвалов достигает 10—15 млн. м³/год. Производительность труда отвальных работ составляет 350—500 м³/смену.

Достоинства бульдозерного отвалообразования: простая организация, малый срок строительства отвалов, высокая мобильность оборудования, небольшие капитальные и эксплуатационные затраты на собственно отвальные работы, высокий коэффициент использования фронта отвалообразования.

15.6. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ПОДВИЖНОГО СОСТАВА

К трудоемким вспомогательным работам относится *борьба с налипанием и примерзанием пород* к кузовам автосамосвалов.

Налипание связных пород влажностью более 10—15 %, возрастающее с увеличением числа рейсов машин, уплотненности и слеживаемости транспортируемой горной массы, ведет к увеличению $P_{т}$, уменьшению используемой вместимости кузова на 25—30 %, соответствующему снижению производительности и росту затрат на перевозки. Ручная очистка кузова на отвалах лопатами или скребками (4—5 мин) весьма трудоемка, машины при этом простаивают до 1,5 ч в течение смены, а производительность их снижается на 15—20 %.

Применяемые способы борьбы с налипанием пород сводятся к его предотвращению, механической очистке, совершенствованию конструкции кузовов машин.

Предотвращение налипания достигается: механизированной (на специальных площадках или через бункер в течение 0,5—1 мин) посыпкой кузовов сухими сыпучими материалами (песок, шлаки, высевки щебня), расход которых состав-

длет 2—3 т на 1000 м³ перевозимой породы; обработкой кузова через пять-семь рейсов отработанными маслами (в течение 1,5—2 мин); использованием явления электроосмоса при прохождении электрического тока по полосовым электродам, расположенным на резиновой прокладке под днищем кузова. Все эти способы эффективны при небольших объемах перевозок (до 5—7 тыс. м³/смену) и использовании машин грузоподъемностью до 7—10 т.

При эксплуатации большегрузных автосамосвалов более производительна механическая очистка посредством скребков, монтируемых на тракторах и иногда на экскаваторах строительного типа. Очистка до 3—4 м³ налипшей породы (через пять-шесть рейсов машин) занимает 2—5 мин.

Предотвращение примерзания горной массы к кузовам машин осуществляется тепловым методом или проведением профилактических мероприятий по снижению влажности транспортируемых пород и изоляции их от кузова.

Эффективен обогрев кузова отработанными газами, для чего кузова большегрузных автосамосвалов оснащены двойным днищем с газопроводящими каналами. При отсутствии обогрева кузовов машин широко применяется, особенно при организации внутрикарьерных складов, способ снижения влажности пород путем их промораживания с систематическим перелопачиванием для предотвращения смерзания частиц при кристаллизации влаги. Применяются также обработка негашеной известью (расход ее 1,5—2 % от массы перевозимых пород при влажности 4—5 %), изолирующие материалы, используемые и для предотвращения налипания, смачивающие жидкости, обработка которыми внутренней поверхности кузовов машин аналогична по используемым средствам и принципиальным схемам обработке при эксплуатации железнодорожного транспорта (см. 14.9).

Для повышения производительности автотранспорта необходимы рациональное *техническое обслуживание и ремонт машин*, затраты на которые составляют до 35—38 % затрат на перевозки. Периодичность технического обслуживания и ремонта большегрузных автосамосвалов определяется их пробегом.

Вид обслуживания или ремонта	Периодичность, км пробега	Трудоёмкость, чел.-ч
Ежедневное техническое обслуживание (ЕО)	80—120	0,66—1
Техническое обслуживание № 1 (ТО-1)	1 500—1800	14—20
Техническое обслуживание № 2 (ТО-2)	8 000—9000	30—50
Средний ремонт	45 000—50 000	400—600
Капитальный ремонт	90 000—100 000	1200—1600

Ремонтные работы производятся с использованием специальных станков, металлорежущих станков, сварочных аппаратов и т. д. Механизация подъемно-транспортных операций

осуществляется с помощью автокранов, порталных и мостовых кранов, автопогрузчиков с вилочными захватами, электрокранов, прицепных транспортных тележек.

15.7. СТРОИТЕЛЬСТВО КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ

Первым этапом строительства являются *подготовительные работы*: разбивка трассы дороги и отдельных ее элементов на местности, очистка дорожной полосы, обеспечение водоотвода. Далее следуют *земляные работы*: возведение и профилирование земляного полотна, устройство водоотводных сооружений, укрепление обочин и откосов.

Земляные работы при строительстве дорог на поверхности карьеров выполняют с помощью бульдозеров, экскаваторов строительного типа, скреперов с ковшами емкостью 6—10 м³, прицепных и самоходных грейдеров, колесных погрузчиков. Земляное полотно и дорожные одежды возводятся участками захватками длиной 250—1000 м (на косогорах 50—100 м). В период строительства карьера для сооружения земляного полотна используют породы резервов; в дальнейшем целесообразно применять породы, вывозимые из карьера. Строительство дорог в карьере осуществляют, как правило, основным карьерным оборудованием, которое может использоваться и на поверхности при больших объемах насыпей и выемок.

Требуемый продольный профиль дорог в капитальных траншеях и полутраншеях при скальных породах получают при их проведении посредством взрывания скважин переменной глубины с последующем выемкой и перемещением породы. Временные съезды шириной понизу 20—30 м сооружают в основном по взорванным породам экскаваторами с использованием автотранспорта или с частичной перевалкой породы на нижний горизонт. Узкие съезды проводят также мощными бульдозерами.

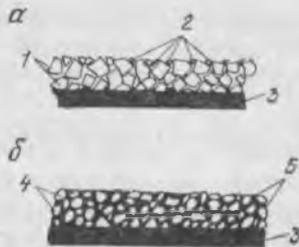
Насыпи возводят горизонтальными или слабонаклонными (до 20 %) слоями с уплотнением каждого слоя предотвращения осадок земляного полотна, вызывающих разрушение дорожного покрытия. Толщина уплотняемого слоя равна 25—50 см при работе катков массой 10—50 т и 50—110 см при использовании виброуплотняющих машин, виброкатков массой 2,5—3 т, трамбующих плит (на экскаваторах) массой до 2 т при падении с высоты 2 м, самоходных машин ударно-трамбующего действия.

Планировка откосов небольших насыпей и выемок производится планировщиками, навешиваемыми на автогрейдеры и бульдозеры, а отделка обочин — автогрейдерами.

Сооружение дорожного покрытия начинается с устройства корыта под дорожное покрытие посредством перемещения породы из-под будущего дорожного покрытия на обочины или отсыпки на обочины привозной породы. В ко-

Рис. 15.9. Схемы покрытий из каменных материалов:

а — щебеночные, устроенные методом заклинки; б — гравийные (грунтощебеночные), устроенные по методу плотных смесей; 1 — щебень размером куска 40—70 или 20—40 мм; 2 — клинец размером 20—40 или 10—20 мм и каменная мелочь; 3 — основание дорожного покрытия; 4 — гравий размером куска 20—25 мм или щебень размером куска 35—45 мм; 5 — вяжущие из связанных грунтов



рыто укладываются с укаткой основание, а затем слои дорожного покрытия. При гравийных и щебеночных материалах минимальная толщина слоя h_{min} изменяется от 8 до 15 см соответственно при твердом и песчаном основании; при обработке органическими вяжущими путем смещения или пропитки $h_{min} = 4 \div 8$ см. Асфальтобетон укладывается слоями толщиной 2—5 см, а цементобетон — 18—22 см. Максимальная толщина слоя $h_{max} \leq 1,5h_{min}$. Цементобетонные покрытия сооружаются с помощью комплекта бетоноукладочных машин, включающего профилировщик основания, распределитель цементобетона, бетоноотделочную машину, нарезчик и заливщик швов и др. Для дорог с щебеночным покрытием широко используется щебень, получаемый путем дробления и сортировки скальных вскрышных пород (производительность применяемых при этом дробильно-сортировочных установок 10—50 м³/ч). Покрытия из каменных материалов (щебень, гравий и др.) устраиваются методами заклинки и плотных смесей (рис. 15.9).

Метод заклинки заключается в том, что поверх укатанного основного слоя щебня размером 40—70 мм рассыпается мелкий (10—30 мм) и более прочный клинец. При последующей укатке с поливкой клинец вдавливается между более крупными частицами, расклинивая их и образуя плотную и ровную кору. Прочность покрытий, возводимых методом плотных смесей из местных материалов (мелкораздробленные скальные породы, отходы обогащения, горелые породы, гравий различной крупности и прочности с включением мелкоизмельченных и пылеватых частиц) и обеспечивается заполнением мелкими фракциями оптимальной влажности промежутков между крупными частицами при укатке. Предотвращение волнистости покрытия достигается профилированием и укаткой поверхности пневматическими катками.

Хотя прочность щебеночных покрытий, возводимых методом заклинки, на 20—35 % больше, чем при методе плотных смесей, последний на карьерах применяется гораздо чаще вследствие меньших затрат и трудоемкости работ как при сооружении, так и в ремонте покрытий.

Обычно на карьерных временных дорогах с устойчивым основанием для машин грузоподъемностью менее 10 т устраивают

однослойные каменные покрытия толщиной до 30—50 см, а при интенсивном движении машин грузоподъемностью 27—40 т — двухслойные толщиной до 1 м.

15.3. СОДЕРЖАНИЕ И РЕМОНТ КАРЬЕРНЫХ ДОРОГ

Содержание дорог заключается в поддержании земляного полотна, дорожных покрытий и сооружений в состоянии, обеспечивающем безопасность движения и исключающем преждевременный износ автомобилей и дороги. Для этого с земляного полотна отводится вода, очищающая водоотводные сооружения, планируются обочины. Дорожные покрытия защищают от снега, очищают от грязи, снега, пыли и просыпей, профилируют и планируют; при щебеночном и черном покрытиях в летний период рассыпают каменные высевки, а при грунтовых и гравийных дорогах — мелкозернистый гравий или крупнозернистый песок. В зимний, весенний и осенний периоды ведут борьбу с гололедом.

Очистка дорог от снега производится с помощью бульдозеров, а также плужных и роторных снегоочистителей. Плужные одноотвальные автомобильные снегоочистители непрерывно патрулируют на дорогах в период снегопадов и метелей. При толщине снежного покрова до 2 м и значительной его плотности, а также для разбрасывания снежных валов применяются шнекороторные и плужнороторные снегоочистители.

Обледенение дорог ведет к резкому уменьшению коэффициента сцепления шин с поверхностью скользкой дороги (до 0,08—0,12), снижению скорости движения с 20—25 до 10 км/ч и производительности автотранспорта на 30—40 %, увеличению стоимости перевозок на 20—30 %. Особенно опасно обледенение участков дорог с уклонами более 4—5 %, на кривых радиусом менее 80—100 м и пересечениях дорог в связи с резким увеличением длины тормозного пути машин.

Из химических средств борьбы с гололедом используют хлористый натрий и кальций, температура замерзания водных растворов которых соответственно — 21,2 и —55 °С. Целесообразно смешивать эти соли в пропорции 2 : 1. Коррозирующее действие их ослабляется добавлением замедлителей — ионидов.

Тепловой метод заключается в плавлении льда теплом отработанных газов реактивных двигателей, установленных на автомобилях. Для повышения коэффициента сцепления используют фракционные материалы (песок, хвосты обогащения, шлак, каменные высевки) крупностью не более 5—8 мм. Расход их составляет 0,2—0,7 м³ на 1000 м² дорожного покрытия в зависимости от уклона и интенсивности движения. Рассыпка фракционного материала и солей осуществляется с помощью дисковых пескоразбрасывателей.

Очистка дорог от грязи и ее уборка в весенне-осенний период производится автогрейдерами и бульдозерами.

Автодороги без капитальных покрытий являются основным источником пылеобразования в карьерах, достигающего 600—900 мг/м³, что во много раз превышает санитарные нормы, а также сильно ухудшает видимость, снижает безопасность и скорость движения машин, вызывает ускоренный износ трущихся деталей, особенно двигателя (пробег до капитального ремонта уменьшается с 90—100 тыс. до 15—25 тыс. км). Способы борьбы с пылью: орошение проезжей части дорог водой, обработка щебеночных, гравийных и грунтовых дорог гигроскопическими солями и органическими вяжущими, устройство малопыляющих дорожных покрытий.

Орошение дорог водой производится специальными поливомоечными машинами, оборудованными насосами для разбрызгивания воды под давлением до 0,4—0,5 МПа. Запыленность щебеночных дорог при орошении водой снижается в 6—7 раз, но действие его летом кратковременно (0,5—2 ч). Кроме того, вследствие размыва дорожного полотна образуются рытвины, вспучивания, ухудшается сцепление шин с мокрой поверхностью дороги.

Эффективна обработка дорожных покрытий реагентами, способствующими увлажнению покрытий в течение длительного времени: раствором лигнина, гранулированным хлористым кальцием (расход 0,6 кг/м², снижение запыленности воздуха в 7—12 раз), лигносульфитами (например, сульфитно-спиртовой бардой не чаще 1 раза в месяц), битумными, нефтяными и другими эмульсиями (содержание битума или дегтя 1,5—5 %, расход эмульсии 1,2—2 л/м², 10—15 поливов за сезон).

Дорожно-ремонтные работы включают текущий, средний и капитальный ремонты автодорог.

При капитальном ремонте восстанавливаются земляное полотно и все изношенные элементы и сооружения дороги. В необходимых случаях производится повышение прочности дорожного покрытия и сооружений.

Средний ремонт дорог включает восстановление изношенного дорожного покрытия, водоотводных сооружений, укрепление обочин, приведение в порядок обстановки пути (путевых дорожных знаков, ограждений и т. п.).

К текущему ремонту относятся неотложные исправления земляного полотна, дорожного покрытия и обстановки пути, производимые систематически в течение всего года в виде планово-предупредительных ремонтов и отдельных исправлений случайных повреждений.

Необходимость проведения ремонтов устанавливается посредством осмотра покрытия, определения его износа и изменения ровности покрытия по показаниям толчкомера, увеличение которых в 2—3 раза по сравнению с показаниями при новом покрытии свидетельствует о необходимости усиленного текущего ремонта; дальнейшее увеличение показаний толчкомера (для капитальных покрытий — более 300 см/км), а для грун-

тощебеночных и гравийных — более 500—600 см/км) указывает на необходимость среднего ремонта.

При ремонте и строительстве карьерных дорог используют специализированные дорожные машины и навесные приспособления к тракторам. Прицепные и трехосные автогрейдеры с механическим и гидравлическим управлением используются для возведения земляного полотна, устройства корыта, профилирования, ремонтных работ.

Уплотнение земляного полотна и покрытий производится прицепными и самоходными (с двигателем внутреннего сгорания) катками, а также трамбовками. Для улучшения проработки и уплотнения пород высоких насыпей иногда применяют кулачковые катки. Чтобы обеспечивалось качественное уплотнение породы без сдвига, рабочая скорость движения катка не должна превышать 1,6—2 км/ч. Лишь при заключительных проходках разрешается увеличивать скорость до 2,5—3 км/ч. Эффективно применение для уплотнения несвязных пород вибрационных самоходных катков с возмущающей силой 25—180 кН.

Для перемешивания, рыхления и измельчения пород применяют дисковые бороны, дорожные фрезы, легкие прицепные кирковщики, а для равномерного рассыпания каменных материалов в корыте дороги — распределители щебня и высевок.

При обработке и пропитке щебеночных и гравийных дорог для перевозки и распределения по дорожному полотну черных вяжущих в горячем или холодном состоянии используют передвижные цистерны с насосами и подогревателями — автогудронаторы вместимостью 3—7 м³. Ширина разлива 1—7 м, норма разлива 0,5—3 л/м². При ремонте черных покрытий применяют передвижные битумные котлы (для нагрева битума), передвижные гудронаторы (для распределения битума при «ямочном ремонте» и поддержания постоянной температуры вяжущих) и гладкие катки. Механизированная укладка плит при строительстве и ремонте сборно-разборных железобетонных покрытий осуществляется с помощью автокранов.

15.9. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Эффективность работы автотранспорта определяется теми же эксплуатационными показателями, что и эффективность работы железнодорожного транспорта (см. 12.8). По аналогичной методике определяется и техническая производительность автомобилей. При расчете величины $t_{дв}$ по формуле (12.44) целесообразно выделять отдельно время движения на отвале автомобиля с грузом $t'_{дв.о}$ и порожняком $t''_{дв.о}$. При кольцевом движении на отвале $t'_{дв.о} + t''_{дв.о} = const$, а при веерном расположении отвальных дорог $t'_{дв.о} + t''_{дв.о} \neq const$; при длине фронта разгрузки 150—200 м разница во времени движения отдельных машин может составлять 2—3 мин.

Т а б л и ц а 15.5. Паспортные показатели трудности транспортирования пород при автомобильном транспорте

Показатели	Автосамосвалы			
	До 10 2,5	10—30 3,5—4	35—60 4,5—5	Более 60 5—5,5
Грузоподъемность, т <i>П_{т.п}</i>				

Продолжение табл. 15.8

Показатели	Тягачи с полуприцепами			
	До 50 2,5—3	50—80 3—3,5	90—120 3,5—4	Более 120 3,5—4
Грузоподъемность, т <i>П_{т.п}</i>				

Величина коэффициента K_n определяется по формуле (12.49) в соответствии с фактическим и паспортным показателями трудности транспортирования пород (табл. 15.8). Паспортное время разгрузки автомашин $t_{р.п.}$, зависящее от скорости поднимания и опускания кузова, составляет 0,7—0,9 мин у автосамосвалов МАЗ-205, КраЗ-256 и БелАЗ-540 и 1—1,5 мин у БелАЗ-548 и БелАЗ-549. При времени маневрирования на отвале 0,5—1 мин полное паспортное время операций по разгрузке составляет 1,5—2,5 мин.

16. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ПОРОД КОНВЕЙЕРАМИ

16.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ПАРАМЕТРЫ КОНВЕЙЕРОВ

Транспортные конвейеры разделяются на передвижные (забойные и отвальные), полустационарные (передаточные и сборочные) и стационарные (подъемные, магистральные, порододоборочные, складские).

Преимущественное распространение на карьерах получили *ленточные конвейеры* (табл. 16.1), надежные в эксплуатации, обладающие большой производительностью, характеризующиеся относительно малой энерго- и металлоемкостью. Основная часть этих конвейеров — конвейерная лента, являющаяся одновременно тяговым и грузонесущим органом. Стоимость ленты достигает половины стоимости конвейера (до 12—18 % затрат на добычу полезного ископаемого), срок службы ее при транспортировании мягких пород и угля не превышает 2—5 лет, а при перемещении абразивных взорванных и разнородных пород 1—3 года при крупности 400—100 мм. В СССР выпускаются

Т а б л и ц а 16.1. Максимальные значения параметров конвейеров

Конвейер	Производительность конвейера, м ³ /ч	Скорость движения рабочего органа, м/с	Допустимый угол подъема, градус	Длина става, м	Допустимый радиус изгиба в горизонтальной плоскости, м
Ленточный	20 000	До 6	18*	2000	Более 1000 120—150 60
Канатно-ленточный	1 200	2—2,5	16	4000	
Ленточно-цепной	3 000	1—1,5	45—50	Не ограничена	
Пластинчатый	2 500	1—1,5	45—50	То же	40

* При специальной конструкции конвейера до 35—45°.

ленточные конвейеры разнообразных моделей производительностью от 100 до 5000 м³/ч.

Ширина ленты конвейера B (мм) зависит от заданной производительности, выбранной в допустимых пределах скорости движения ленты и кусковатости транспортируемых пород. Для стационарных конвейеров с постоянными перегрузочными пунктами (по А. О. Спиваковскому)

$$B \geq 2a + 200, \quad (16.1)$$

где a — максимальный размер транспортируемых кусков, мм.

Ширина применяемых на карьерах конвейерных лент находится в пределах 400—3600 мм. Транспортирование ленточными конвейерами крупнокусковых тяжелых пород характеризуется большим провесом ленты между роlikоопорами, сильными ударными нагрузками на них, интенсивным износом ленты. Поэтому, как показывает опыт, максимальный размер кусков тяжелых и абразивных взорванных пород не должен превышать 350—450 мм. Для уменьшения износа и повышения долговечности ленты в транспортируемой горной массе должно быть не менее 30 % фракций (—200)—(—250 мм), создающих «постель» для более крупных кусков. Наиболее эффективно транспортирование раздробленных и мелкодробленых пород.

Скорость движения конвейерной ленты (табл. 16.2) выбирается с учетом физико-технических характеристик транспортируемых пород, ширины ленты, оборудования погрузочных и перегрузочных узлов и на практике изменяется от 0,7 до 5—6 м/с. У подъемных конвейеров скорость движения ленты обычно не превышает 3,5—4 м/с (при ширине ленты до 2500 мм).

Допустимые углы подъема и спуска β ленточными конвейерами зависят от физико-технических характери

Таблица 16.2. Допустимая скорость движения конвейерной ленты
(по данным УкрНИИпроекта)

Транспортируемые породы	Скорость движения ленты, м/с, при ширине ее, мм						
	500—650	800	1000	1200	1400	1600	2000—3000
Песчаные и мягкие	2,5	3,15	4	4	4	5	6,3
Уголь, песчано-гравийная масса	2	2,5	3,15	3,15	3,15	4	5
Разрушенные породы при крупности кусков, мм:							
менее 100	—	2	2—2,5	2,5	2,5	3,15	3,15—4
более 100	—	1,6	1,6—2	2	2	2,5	3,15

стик транспортируемых пород. Максимальный угол подъема конвейеров может достигать 20—22°. При транспортировании взорванных и дробленых пород допустимый угол подъема снижается до 16—18°, а при материале округлой формы (гравий и др.) — до 13—15°. Равномерная загрузка ленты позволяет увеличить угол подъема полустационарных и стационарных конвейеров на 1—2°. При спуске груза максимальная величина наклона конвейера на 2—3° меньше допустимого подъема. Обычно на практике углы подъема и спуска конвейерами на 2—3° меньше допустимых.

Для увеличения преодолеваемого подъема разработан ряд конструкций крутонаклонных ленточных конвейеров:

с дополнительным прижатием породы к ленте внешней силой (конвейеры с прижимной лентой-сеткой, с прижимаемой лентой и дополнительными прижимными роликами и др.); у таких конвейеров ограничение угла наклона $\beta = 35 \div 45^\circ$ обуславливается ростом массы прижимных элементов и сложностью всей установки;

с лентой глубокой желобчатости, что позволяет увеличить угол β до 25—30° благодаря возрастанию нормального давления породы на ленту из-за возникновения дополнительных распорных усилий;

с высокими подпорными элементами (металлическими, пластмассовыми, резиновыми поперечными перегородками), что позволяет увеличить β до 40—45°.

Длина ставов забойных ленточных конвейеров с однобарабанным приводом на практике изменяется от 80—100 до 900—1000 м. Длина ставов магистральных конвейеров изменяется в широких пределах (0,4—3 км, иногда до 4—5 км); при длинных ставах применяют двух- и трехбарабанный привод с независимыми двигателями или головной и хвостовой приводы (с двумя и более двигателями каждый).

Секции станины (рамы) конвейера, выполненные из швеллеров, уголков или штампованной листовой стали, имеют длину

от 3 до 10 м. Секции передвижных конвейеров устанавливаются обычно шарнирно на деревянных или металлических шпалах, а стационарных — на железобетонных шпалах. Шпалы передвижных конвейеров по обеим сторонам секций соединяются двумя (иногда одним) рельсами, которые служат для перемещения погрузочно-разгрузочных устройств и непрерывной передвижки конвейера.

В настоящее время проходят испытания ленточные конвейеры, у которых грузонесущая лента опирается на несколько последовательно расположенных приводов тяговых лент, конвейеры с регулированием скорости движения ленты и автоматическим изменением ее натяжения, безроликовые ленточные конвейеры и др.

У канатно-ленточных конвейеров функции грузонесущего и тягового органов разделены. Благодаря этому срок службы ленты увеличивается в 1,5—2 раза и более, число роликкоопор сокращается в 4—5 раз, транспортируемая порода гораздо меньше измельчается и просыпается. Мощность привода на 20—40 % меньше, чем у ленточных конвейеров, при одинаковой ширине и скорости движения ленты. Предельная длина става достигает 4—6 км, а штат обслуживающего персонала сокращается на 30—40 %.

Вместе с тем у канатно-ленточных конвейеров ограничены ширина ленты и скорость ее движения (соответственно 1100—1200 мм и 2—2,5 м/с), что лимитирует их производительность (800—1000 т/ч). Ограничен и угол подъема (12°, максимум 15—16°, а при спуске до 14—15°), необходима централизованная и равномерная загрузка ленты. Указанные достоинства и недостатки канатно-ленточных конвейеров определили область их применения; они используются как стационарные (подъемные и магистральные) при сроке службы не менее 4—5 лет для транспортирования как мягких, так и взорванных пород на расстояние не менее 500 м.

Ленточно-цепные конвейеры, принцип действия которых подобен принципу действия канатно-ленточных, допускают установку промежуточных приводов (благодаря чему длина става не ограничивается), имеют меньшую энергоемкость, допустимый угол наклона их до 35—40° и поэтому они иногда используются в качестве подъемных. Их производительность ограничена шириной и скоростью движения конвейерной ленты (не более 1,2—1,5 м/с).

Для перемещения крупнокусковых разрушенных пород ($d_{\max}=1$ м и более) эффективен созданный в МГИ *ленточно-колесный конвейер*, у которого лента, являясь тяговым и несущим органом, поддерживается траверсами. Последние опираются на ходовые колеса, соединенные между собой цепями (или другим тяговым органом). При движении лента увлекает за собой систему траверс и цепей и перемещается не по стационарным, а ходовым роликам.

Тяговым органом *пластинчатых конвейеров* служат цепи, а несущим — пластинчатое полотно, поддерживаемое роликами. Достоинства этих конвейеров заключаются в возможности перемещения крупнозсорванных пород, допустимости криволинейной трассы, исключения промежуточных перегрузок на конвейерной линии. Большая металло- и энергоемкость и низкие экономические показатели существующих конструкций ограничивают область применения пластинчатых конвейеров на карьерах, где они используются в качестве питателей и стационарных перегружателей, так как способны воспринимать значительные ударные нагрузки. Испытываемые новые конструкции пластинчатых конвейеров с промежуточными приводами на гусеничных тележках и ходовыми роликами, укрепленными на движущемся настиле, позволяют транспортировать породные куски размером до 1,2 м при скорости движения пластинчатого полотна 1,2—2,5 м/с.

Несущим органом *конвейерных поездов* является пластинчатое полотно шириной до 2,5 м и длиной до 300 м. Полотно опирается на ходовые каретки, шарнирно соединенные тяговой цепью. Ходовые ролики кареток перемещаются по рельсовой колее. Приводы стационарные, обычно имеющие фрикционное сцепление с поездом. Расстояние между приводами близко длине поезда. Скорость движения поездов на магистральных путях достигает 3 м/с, а на забойных и разгрузочных путях регулируется в пределах 0—3 м/с. Максимальный угол подъема 25° и более, радиусы изгиба в горизонтальной плоскости 15—25 м и в вертикальной 1,5—15 м. Применение конвейерных поездов позволяет перемещать средневзорванные породы ($d_{\max} \leq 1,2$ м) и отдельно транспортировать из карьера полезные ископаемые и вскрышные породы различных типов и сортов. Комбинация достоинств конвейерного и железнодорожного транспорта определяет перспективную область использования конвейерных поездов — это карьеры со скальными породами, средней глубины, производственной мощностью до 40 млн.т/год по горной массе.

16.2. ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫЕ КОНВЕЙЕРНЫЕ УСТАНОВКИ И ПЕРЕГРУЖАТЕЛИ

К транспортно-отвальным установкам, принимающим разрыхленные мягкие вскрышные породы непосредственно от экскаваторов или промежуточных конвейеров, относятся транспортно-отвальные мосты и консольные отвалообразователи.

Транспортно-отвальный мост (рис. 16.1) состоит из двух ферм: пролетного строения моста с двумя (забойной и отвальной) самоходными опорами и отвальной консоли. На фермах смонтированы конвейеры (обычно два). Ширина конвейерной ленты 1000—2250 мм, а скорость ее движения 1,5—7,25 м/с.

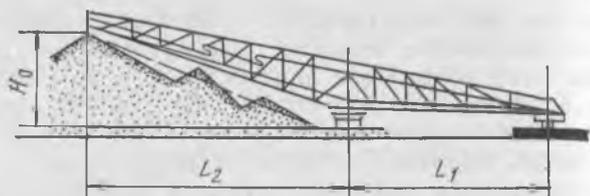


Рис. 16.1. Схема двухопорного транспортно-отвального моста

Обычно порода от экскаваторов поступает на мост по промежуточным ленточным конвейерам, которые смонтированы на отдельных мостовых фермах (чаще на рельсовом ходу), размещаемых на забойной стороне вдоль фронта работ. Мост может и не выполнять отвальные функции; в этом случае складирование пород осуществляется отдельным отвалообразователем, а двухопорный мост служит соединительным звеном. Существуют конструкции составных многопролетных трех- и пятиопорных мостов, включающих один-два промежуточных моста.

Забойную опору располагают на вскрышном уступе (подуступе), кровле или почве добычного уступа, а отвальную опору — на предотвале или (при неустойчивых породах) почве (кровле) полезного ископаемого. Местоположение опор определяет длину пролетного строения моста — расстояние между опорами L_1 (см. рис. 16.1), которое у существующих мостов изменяется от 35 до 250 м. Вылет отвальной консоли L_2 и высота отсыпки H_0 также зависят от размещения опор; $L_2 = 40 \div 170$ м, а $H_{0 \max} = 40 \div 65$ м. Отсыпка одного-двух предотвалов (для установки мостовой опоры и повышения устойчивости отвала) производится через сыпные желоба (течки).

Мосты обладают конструктивной подвижностью: горизонтальной, вертикальной и угловой. Горизонтальная подвижность (возможность увеличения длины моста) достигается за счет телескопичности главной фермы или перемещения относительно нее забойной опоры. Вертикальная подвижность (поворотность главной фермы относительно одной опоры на угол до 3° в вертикальной плоскости, что позволяет изменять отметки перемещения опор в пределах 2,5—16 м) и угловая подвижность (поворотность моста в горизонтальной плоскости на угол $\pm 15 \div 20^\circ$ от его продольной оси) обеспечиваются шарнирным и подвижным салазочным соединением опор моста с ходовыми тележками.

Ход мостов рельсовый, реже гусеничный. Максимально допустимый продольный уклон пути находится в пределах 10—15‰, а поперечный 10—20‰. Максимальный радиус закругления пути 150—300 м. Рабочая скорость движения мостов 4—6 м/мин, а скорость хода 8—12 м/мин.

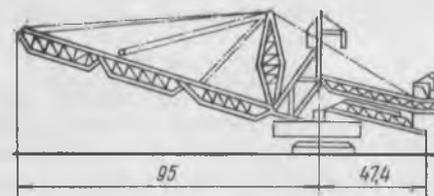


Рис. 16.2. Схема консольного отвалообразователя ОШР-5000/95

В процессе перемещения породы мост совершает непрерывно или периодически возвратно-поступательное движение вдоль фронта работ. Вслед за отработкой вскрышных заходок по мере движения мостов их рельсошпальные решетки перемещают путепередвижателями непрерывного действия консольного типа, обычно встроенными в ходовые тележки самого моста. Шаг передвижки равен ширине вскрышной заходки и изменяется от 0,25 до 6 м (до длины планирующего звена ковшовой цепи экскаватора), а при сочленении с роторным экскаватором — до 50 м.

Производительность известных мостов 400—23 000 м³/ч (по разрыхленной породе), общая длина их 100—565 м, масса 350—15 000 т, общая длина конвейеров 250—700 м, общая мощность электродвигателей 300—4860 кВт. В настоящее время в ГДР выпускаются стандартные мосты трех типов для разработки вскрыши мощностью 34, 45 и 60 м.

Консольные отвалообразователи (рис. 16.2) выполняют транспортно-отвальные, отвальные или перегрузочные функции. Они состоят из приемной и отвальной консолей, оборудованных ленточными конвейерами, поворотной платформы и ходовой части. Поворотность отвальной консоли в горизонтальной плоскости позволяет отсыпать многоярусные отвалы. У отвалообразователей производительностью более 1000 м³/ч приемная консоль поворотна относительно отвальной, что существенно повышает маневренность машин. Ширина ленты конвейеров до 2,8 м, а скорость движения ее 2—6,5 м/с. Порода с приемного конвейера на отвальный перегрузатель поступает через лотки или промежуточные конвейеры.

У большинства малых моделей отвалообразователей (радиус разгрузки до 50 м, производительность до 500 м³/ч) ходовой механизм гусеничный, у средних (радиус разгрузки 60—100 м, производительность до 1000 м³/ч) и мощных — шагающий и шагающе-рельсовый (при массе более 1000 т). У мощных отвалообразователей отдельную самоходную ходовую тележку может иметь приемная ферма; эта тележка служит и для сопряжения разгрузочного конвейера роторного экскаватора с приемным конвейером отвалообразователя. Мощные консольные отвалообразователи входят в состав выемочно-отвальных и выемочно-транспортно-отвальных комплексов; их производительность соответствует производительности головной машины — роторного экскаватора.

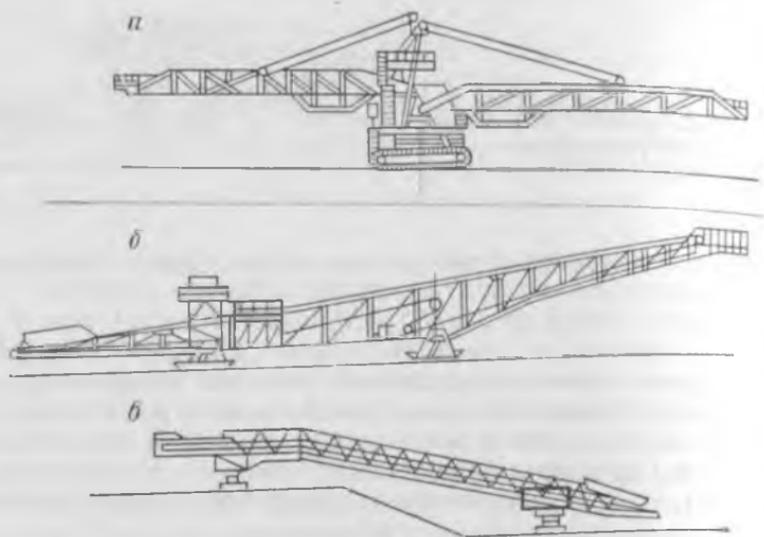


Рис. 16.3. Схемы конвейерных перегружателей

Перегружатели представляют собой самоходные передаточные механизмы с конвейерами относительно небольшой длины. Они могут быть одно- или двухопорными. У одноопорных перегружателей один-два конвейера расположены на поворотной платформе (рис. 16.3, а); ход гусеничный, реже шагающий. При двух конвейерах обычно приемный конвейер обладает дополнительно относительной поворотностью в пределах $\pm 90^\circ$.

Двухопорные перегружатели с одним конвейером (конвейерные мосты) имеют две ходовые тележки (гусеничные, рельсовые, шагающие, рис. 16.3, б, в) или второй опорой служит платформа роторного экскаватора, а перегружатель является одновременно и его разгрузочным конвейером.

Общая длина перегружателей зависит от выполняемых функций и у мощных одноопорных машин достигает 60—70 м. Ширина конвейерной ленты до 2300 мм, скорость ее движения до 4 м/с.

Перегружатель служит промежуточным соединительным звеном между выемочным (отвальным) и основным транспортным оборудованием (забойные и отвальные конвейеры или железнодорожные пути, консольный отвалообразователь, транспортно-отвальный мост и т. д.) при расположении оборудования на одном или смежных участках, а также используется для передачи горной массы между отдельными звеньями транспортной цепи.

16.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРИЕМНЫХ И РАЗГРУЗОЧНЫХ УСТРОЙСТВ

Приемные устройства при подаче на забойный конвейер разрыхленных мягких пород с разгрузочной консоли многоковшового экскаватора или перегружателя представляют собой передвижные (самоходные или передвигаемые лебедкой) приемные воронки с ленточными питателями или валковыми (вибрационным) грохотами-питателями для уменьшения высоты падения и сообщения поступающему потоку породы требуемой скорости. Колесные пары передвижных загрузочных устройств устанавливаются на рельсах шпальной решетки станины конвейера.

При эксплуатации конвейеров в комплексе с одноковшовыми экскаваторами в качестве загрузочного устройства применяют бункера-дозаторы. Ход их рельсовый (самоходный или несамоходный) или гусеничный. Бункер может быть также установлен на стальных лыжах и перемещаться бульдозерами или забойным экскаватором по мере подвигания забоя.

Размеры верхнего приемного a и b и нижнего выпускного c и d отверстий бункера-дозатора (м):

$$a \geq (1,7 \div 1,8) \sqrt[3]{E}; \quad (16.2)$$

$$b = 2h \operatorname{ctg} \alpha + 0,75B; \quad (16.3)$$

$$c \geq d = (0,65 \div 0,75) B, \quad (16.4)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м^3 ; h — высота полезной части бункера-дозатора, м; α — угол наклона стенок бункера, градус; B — ширина конвейерной ленты, м.

Общая высота H_6 (м), высота полезной части h (м) и объем дозатора V_6 (м^3) соответственно равны.

$$H_6 = (0,75 \div 0,8) H_p; \quad (16.5)$$

$$h = (0,8H_p - e) - (h_1 + h_2 + h_3); \quad (16.6)$$

$$V_6 = \frac{h}{6} [ab + (a+c)(b+d) + cd], \quad (16.7)$$

где H_p — высота разгрузки экскаватора при максимальном ее радиусе, м; e — резерв между ковшом и бункером, м ($e = 0,5 \div 0,7$ м); h_1, h_2, h_3 — соответственно высота секций конвейера, роликкоопор и расстояние от конвейера до выпускного отверстия бункера, м.

Рассчитанный по формуле (16.7) объем бункера должен быть кратен емкости ковша экскаватора. Обычно $V_6 = (2 \div 5)E$.

Простейшие бункера имеют свободный выпуск породы на ленту. Современные бункера-дозаторы оснащены питателями

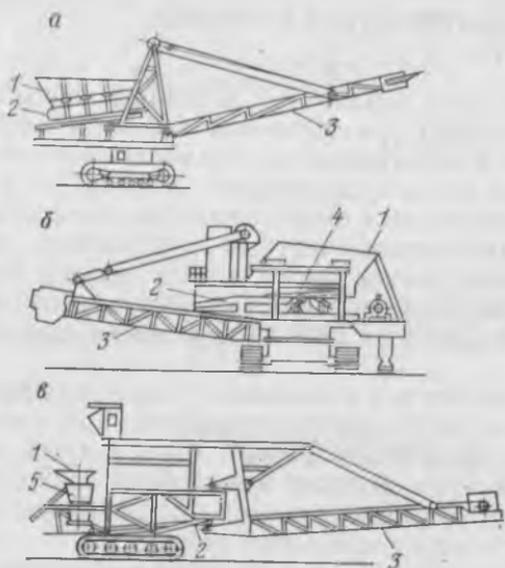


Рис. 16.4. Схемы приемных устройств при погрузке породы на конвейер одноковшовым экскаватором:

1 — бункер; 2 — питатель;
3 — разгрузочный консольный конвейер; 4 — грохот;
5 — дробилка

(кареточными, вибрационными, валковыми, пластинчатыми, ленточными). Аналогичным является загрузочное устройство при работе конвейерных поездов. Бункер-дозатор может быть оборудован разгрузочным консольным конвейером (рис. 16.4, а); в этом случае он является разновидностью перегружателя.

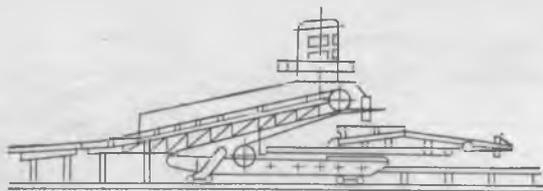
При погрузке на ленточный конвейер взорванных или разнородных пород бункер-дозатор является составной частью грохотильного или дробильного агрегата.

Применяемые при разработке легковзрываемых и разнородных пород, когда выход негабарита (по условиям перемещения конвейерами) не превышает 3—5 %, грохотильные агрегаты представляют собой бункера-дозаторы с неподвижными (горизонтальными или наклонными) или приводными грохотами (рис. 16.4, б). Неподвижные грохоты колосникового типа имеют щели шириной до 300—350 мм. Производительность передвижных бункеров-дозаторов с приводными грохотами качающегося и вибрационного типов достигает 1000 т/ч. Надрешетный продукт с горизонтальных грохотов (до 1—2 %) периодически сбрасывается ковшом экскаватора, а с наклонных грохотов поступает на подошву уступа или в автосамосвалы.

Так как использование грохотильных установок связано с привлечением дополнительных видов транспорта (автомобильного и др.) либо со вторичным дроблением негабаритных кусков и погрузкой, при содержании негабарита свыше 3—5 % целесообразно применять забойные передвижные или самоходные дробильные агрегаты (рис. 16.4, в).

Существуют собственно дробильные агрегаты (вся горная масса проходит через дробилку), грохотильно-дробильные (дробятся только негабаритные куски, а подре-

Рис. 16.5. Схемы передвижной разгрузочной тележки (разгрузочный консольный конвейер условно развернут вдоль става)



шестный продукт грохочения поступает на конвейер) и дробильно-сортировочные, позволяющие получить два и более класса пород по крупности. Грохотильно-дробильные агрегаты применяют при разработке легковзрываемых и песчано-гравийно-валунных пород. Современные дробильные агрегаты на гусеничном, шагающем или пневмоколесном ходу оснащены роторными или щековыми дробилками, бункерами-дозаторами с пластинчатыми питателями, поворотными консольными разгрузочными конвейерами.

Промежуточные разгрузочные устройства мощных отвальных конвейеров представляют собой передвижные разгрузочные тележки (рис. 16.5). С разгрузочного барабана порода экраном направляется на приемный конвейер отвалообразователя (перегрузателя) или предварительно поступает на промежуточный конвейер, монтируемый на поворотной консоли тележки (подъем и поворот осуществляются с помощью гидроцилиндров). Ход тележек обычно рельсовый, иногда гусеничный. При движении тележки лента свободно перемещается по барабанам.

Разгрузочное и оборотное устройства конвейерных поездов представляют собой криволинейный участок направляющих путей с углом поворота 180° в вертикальной плоскости.

16.4. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ ПРИ КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ

Наибольшее распространение при использовании ленточных конвейеров получило складирование пород с помощью консольных отвалообразователей.

Профиль отвала зависит от его высоты H_0 и соответствующего этой высоте по условиям устойчивости угла откоса β_y . Так как с увеличением H_0 величина β_y уменьшается, отвалы разрыхленных мягких пород, отсыпаемые под углом естественного откоса, имеют предельную высоту 15—40 м. Более высокие отвалы должны отсыпаться в несколько ярусов таким образом, чтобы общий угол откоса отвала $\beta_0 \leq \beta_y$. Число ярусов (нижние ярусы часто называют предотвалами) зависит от общей высоты отвала, физико-технических свойств пород и схемы работы отвалообразователя.

Уступы внешних конвейерных отвалов могут разделяться на два подступа (рис. 16.6). Укладка пород в одноступный отвал, который, в свою очередь, может быть одно- или многоярусным, производится нижней или верхней отсыпкой отвалообразо-

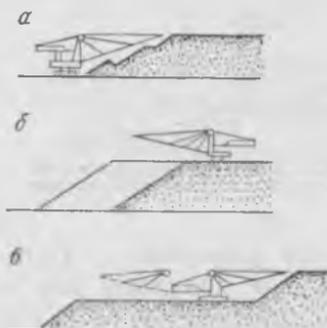


Рис. 16.6. Схемы внешних конвейерных отвалов:

а — одноступенный трехъярусный при верхней отсыпке; *б* — одноступенный одноярусный при нижней отсыпке; *в* — двухступенный одноярусный при нижней отсыпке; *г* — двухступенный при верхней и нижней отсыпках

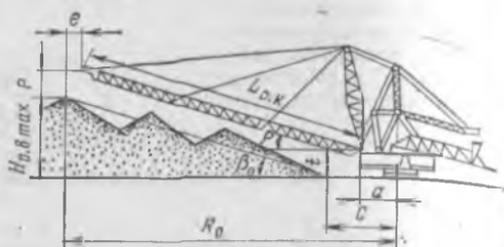


Рис. 16.7. Схема к расчету высоты отвального уступа при верхней отсыпке

вателем при расположении его, как и отвального конвейера, соответственно на кровле или почве отвала. Верхний и нижний подуступы двухподступного отвала формируются при попеременной нижней и верхней отсыпке породы отвалообразователем, установленные на кровле нижнего подустапа (транспортный горизонт).

При верхней отсыпке пород в отвальный уступ (верхний подуступ) максимальная высота его $H_{0,в max}$ (м), как правило, определяется радиусом отсыпки отвалообразователя R_0 (рис. 16.7):

$$R_0 = L_{0,к} \cos \rho + a + e; \quad (16.8)$$

$$H_{0,в max} = (R_0 - C) \operatorname{tg} \beta_0, \quad (16.9)$$

где $L_{0,к}$ — длина отвальной консоли, м; ρ — допустимый подъем отвальной консоли, градус (обычно $\rho \leq 18^\circ$); a — вылет оси пяты консоли, м; e — горизонтальное расстояние свободного перемещения породы до гребня отвала, м; C — расстояние от оси вращения отвалообразователя до нижней бровки отвала, м.

Из условия безопасного прохода и поворота отвалообразователя

$$C_{\min} = 0,5C_x + C_6, \quad (16.10)$$

где C_x — ширина хода машины, м; C_6 — безопасное расстояние между машиной и нижней бровкой отвала, м ($C_6 = 5 \div 7$ м).

Максимальная высота отвала должна проверяться по предельному углу наклона отвальной консоли отвалообразователя (градус)

$$\rho_{\max} \geq \arcsin [(H_{0,в} + p - t) / L_{0,к}], \quad (16.11)$$

где p — безопасное расстояние между отвальной консолью и гребнем отвала, м ($p = 5 \div 7$ м); t — высота крепления пяты отвальной консоли, м.

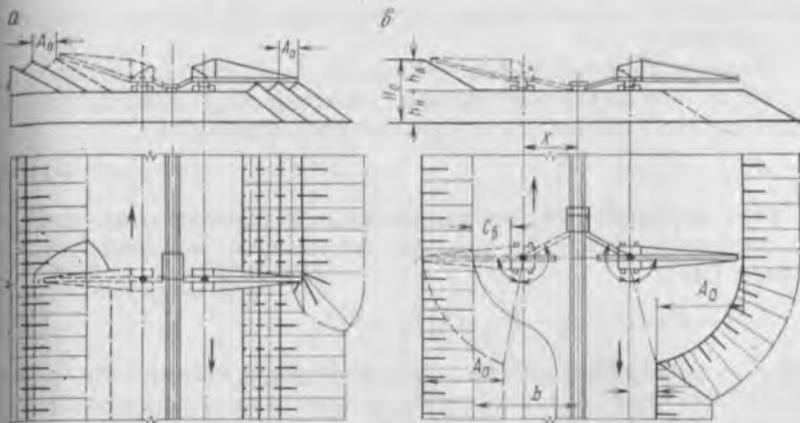


Рис. 16.8. Схемы к определению ширины заходки при конвейерном отвалообразовании и при работе отвалообразователя с неповоротной (а) и поворотной (б) приемной консолью

При нижней отсыпке высота отвального уступа (подступа) ограничивается по условиям его устойчивости. Обычно верхний и нижний отвальные подступы (ярусы) равны по высоте.

Отвалообразователи с неповоротной приемной консолью могут производить только гребневую отсыпку отвала при движении вдоль отвального конвейера (рис. 16.8, а). При этом отсыпка одноярусного отвала (или верхнего яруса многоярусного отвала) осуществляется при расположении отвальной консоли по нормали к оси движения машины. Вследствие образования провалов между отдельными гребнями вместимость отвала уменьшается, так как средняя высота отвала $H_{o, \text{cp}}$ не равна H_o :

$$H_{o, \text{cp}} = H_o - 0,25A_o \operatorname{tg} \beta_o, \quad (16.12)$$

где A_o — ширина отвальной заходки, м.

Использование таких отвалообразователей целесообразно при отсутствии дальнейшей рекультивации отвалов и их планировки для размещения отвального оборудования.

Отвалообразователями с поворотной приемной консолью осуществляют обычно веерную отсыпку серповидными полосами за счет поворота отвальной консоли (рис. 16.8, б).

Высота гребней на поверхности отвала (м)

$$h_r \approx 0,15l_n, \quad (16.13)$$

где l_n — шаг передвижки отвалообразователя, м.

Вместимость отвала при веерной отсыпке по сравнению с гребневой возрастает на 20—30 %, а при равных вместимостях

уменьшаются высота отвала и требуемые параметры отвалообразователя.

Максимальная ширина отвальной заходки при нижней отсыпке определяется по условию размещения отвалообразователя на поверхности ранее отсыпанного отвала (м):

$$A_{o.н} = R_o + e - C_6. \quad (16.14)$$

При верхней отсыпке максимальная ширина отвальной заходки определяется по условию безопасного размещения конвейера (м):

$$A_{o.в} = R_o + e + X - H_{o.в} \operatorname{ctg} \beta_o - b, \quad (16.15)$$

где X — расстояние между осями конвейера и движения отвалообразователя, м; b — безопасное расстояние от оси конвейера до нижней бровки отвала, м ($b = 0,5B_{п.с} + C_6$); $B_{п.с}$ — ширина приводной станции конвейера, м.

Допустимая ширина заходки определяется по меньшему значению, рассчитанному по формулам (16.14) и (16.15). Величины A_o и X должны быть проверены по условию соблюдения допустимого угла сближения отвальной и приемной консолей γ_c (см. рис. 16.8). Планировочные работы при нижней отсыпке осуществляются бульдозерами.

Отсыпка внутренних отвалов принципиально аналогична отсыпке внешних отвалов как при конвейерном транспорте, так и при использовании консольных отвалообразователей для поперечного перемещения пород в карьере. Во втором случае обычно производят верхнюю гребневую отсыпку, чтобы полностью использовать параметры консольных отвалообразователей. Их устанавливают на кровле или почве полезного ископаемого, вскрышном подступе, предотвале в зависимости от мощности разрабатываемых пород, создаваемых вскрытых запасов, формы и высоты отвальных откосов, несущей способности пород, расстановки и перемещения вскрышных экскаваторов. Максимально возможные параметры внутренних отвалов определяются так же, как и параметры внешних отвалов. Особенности порядка ведения работ и технологических расчетов связаны с зависимостью их от параметров системы разработки и схемы вскрытия карьера*.

При небольших объемах вскрышных работ отсыпка пород может осуществляться с отвальной конвейерас периодическим его наращиванием или с помощью самоходного консольного конвейера-стеккера (линейно-поступательная схема, рис. 16.9, а). Применяются

* Вопросы размещения консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов при поперечном перемещении вскрышных пород и связанные с ними необходимые параметры оборудования и горных выработок рассматриваются в курсе «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

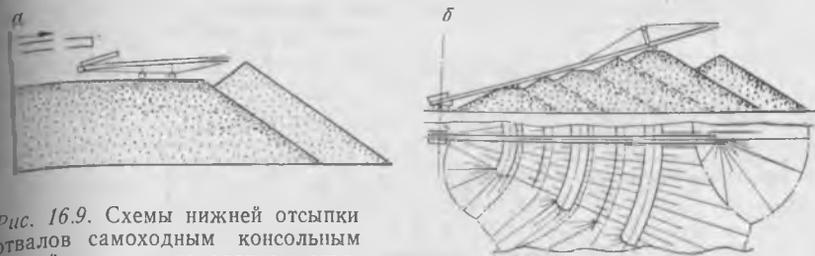


Рис. 16.9. Схемы нижней отсыпки отвалов самоходным консольным конвейером и поворотнo-звеньевым отвалообразователем

также поворотнo-звеньевые отвалообразователи, имеющие набор последовательно соединенных консольных звеньев длиной 15—30 м с ходовыми тележками. За счет движения тележек промежуточных звеньев по монорельсам осуществляются поворот консольного конвейера и отсыпка концентрично-гребенчатого отвала (рис. 16.9, б).

16.5. ТЕХНИЧЕСКАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КОНВЕЙЕРОВ

Техническая производительность ленточных конвейеров зависит от ширины и формы поперечного сечения конвейерной ленты, скорости ее движения, трудности транспортировки пород, степени равномерности загрузки. Производительность конвейера ($\text{м}^3/\text{ч}$) пропорциональна поперечному сечению F , м^2 , размещенной на ленте породы и скорости движения конвейерной ленты v , $\text{м}/\text{с}$:

$$Q_{\tau} = 3600 F v \eta_{\text{з}} K_{\text{п}} K_{\text{н}}, \quad (16.16)$$

где $\eta_{\text{з}}$ — коэффициент загрузки ленты; $K_{\text{п}}$ — коэффициент, учитывающий трудность транспортирования породы; $K_{\text{н}}$ — коэффициент, учитывающий неравномерность работы ($K_{\text{н}} = 0,85 \div 0,95$).

Форма поперечного сечения груза на ленте конвейера с роликовыми опорами определяется числом и углами наклона роликов (рис. 16.10). При плоской ленте F пропорциональна квадрату ширины b основания равнобедренного треугольника ($b = 0,9B - 0,05$, м, где B — ширина ленты, м). Аналогично для удобства расчетов при лотковых лентах формы поперечных сечений породы условно принимаются за равнобедренные треугольники с равновеликими действительным фигурам площади. Поэтому в общем виде (по А. О. Спиваковскому)

$$Q_{\tau} = K_{\text{пр}} (0,9B - 0,05)^2 v \eta_{\text{з}} K_{\text{п}}, \quad (16.17)$$

где $K_{\text{пр}}$ — коэффициент, величина которого определяется формой ленты, углами наклона боковых роликов и откоса насыпного груза (табл. 16.3).



Рис. 16.10. Формы поперечного сечения груза на ленточном конвейере:

а, б, в — соответственно при одно-, трех- и пятироликовых опорах

Для подъемных конвейеров величина коэффициента $K_{пр}$ уменьшается на 3—15 % в зависимости от угла наклона конвейера β ; чтобы определить этот коэффициент, необходимо величину $K_{пр}$, выбранную для горизонтального конвейера, умножить на значение $K_{под}$:

β , градус	12	14	16	18	20
$K_{под}$	0,97	0,95	0,92	0,89	0,85

При перемещении пород повышенной влажности или округлой формы (например, гравия) величина $K_{под}$ существенно уменьшается.

Коэффициент $K_{п}$ может быть определен по формуле

$$K_{п} = \sqrt{P_{т.п} / P_{т.}} \quad (16.18)$$

Значение показателя трудности транспортирования породы $P_{т.}$ определяется по формуле (12.1); величина паспортного показателя $P_{т.п}$ для конкретной модели конвейера приведена в табл. 16.4. Максимальная величина $K_{п} = 1$, что соответствует условию $P_{т.} \leq P_{т.п}$.

Производительность забойного конвейера должна превышать производительность выемочно-погрузочного оборудования

Т а б л и ц а 16.3. Параметры сечения груза на конвейерной ленте

Показатели	Плоская лента	Лотковая лента при опорах				
		трехроликовых			четырёх-роликовых	пятироликовых
Угол наклона боковых роликов, градус	—	20	30	36	18 и 54	18 и 54
Угол откоса насыпного груза на ленте, градус	15 20	15 20	15 20	15 20	15 20	15 20
$K_{пр}$	240 325	470 550	550 625	585 655	650 715	600 675

Таблица 16.4. Паспортный показатель трудности транспортирования пород при конвейерном транспорте

Конвейер	$P_{т.п}$ при ширине ленты B , мм				
	до 800	900—1100	1200—1600	1700—2000	2100—3000
Ленточный	0,8—1	1,1—1,2	1,3—1,5	1,6—1,9	2
Канатно-ленточный	—	1,4—1,5	1,6—1,9	2—2,2	2,3—2,5

Примечание. У специальных конвейеров, предназначенных для перемещения разрушенных пород, $P_{т.п} = 2,2-3$.

для обеспечения бесперебойной работы последнего и предотвращения перегрузки ленты (на 5—10 % при многоковшовых экскаваторах и на 10—15 % — при одноковшовых). По этому условию ширина ленты (м)

$$B = \sqrt{60EK_{н.к}n_{ф}f/(K_{пр}v)}, \quad (16.19)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м³; $K_{н.к}$ — коэффициент наполнения ковша; $n_{ф}$ — фактическое число разгрузок (ссыпок) ковша в минуту; f — коэффициент резерва ($f = 1 \div 1,1$ или $1,1 \div 1,15$); v — скорость движения ленты, м/с.

16.6. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ПРИ КОНВЕЙЕРНОМ ТРАНСПОРТЕ

Поперечное перемещение передвижных конвейеров на новую трассу включает само перемещение и подготовительно-заключительные работы. Применяют два способа поперечного перемещения: непрерывный (без разборки става на секции) и циклический (с разборкой става). По характеру перемещения несущей конструкции конвейеров различают непрерывная передвижка волочением, качением и шаганием.

Непрерывная передвижка волочением осуществляется с помощью турнодозеров, а также путепередвижателей непрерывного действия. Для передвижки турнодозерами установленные на шпалах секции конвейера или отдельные стойки с роlikоопорами связывают в единую систему (с помощью шарнирных креплений) один-двумя боковыми рельсами. Перемещение конвейерного става аналогично непрерывной передвижке железнодорожных путей турнодозерами.

Шаг передвижки при многократных проездах турнодозера вдоль конвейера в прямом и обратном направлениях принимается одинаковым. Величина его $b = 0,4 \div 1,5$ м. При $b = 1 \div 1,5$ м рабочая скорость движения турнодозера v ограничивается

1,4÷1,9 м/с для предотвращения деформации рельсо-шпальной решетки и несущих металлоконструкций конвейера. При $b=0,5\div 0,6$ м $v\leq 2,8\div 3,3$ м/с. Среднечасовая эксплуатационная производительность турнодозеров составляет 500—800 м²/ч, в благоприятных условиях при предварительно отделенных от почвы шпалах она достигает 1200—2000 м²/ч.

При непрерывной поперечной передвижке качением опорами секций конвейера являются самоходные или не приводные тележки на катках, колесном или гусеничном ходу. Самоходные тележки перемещаются тракторными тягачами. Такие ходовые устройства возможны и у расположенных на соединительных бормах передаточных конвейеров, передвигаемых вдоль продольной оси вслед за подвиганием фронта работ. При передвижке шаганием секции конвейера устанавливаются на ряд тележек с шагающим ходом.

Циклическая переукладка отдельных секций конвейера осуществляется с помощью автомобильных и тракторных кранов. Конвейерную ленту наматывают на самоходные или установленные на полозьях барабаны. Иногда отдельные секции на полозьях перемещают волочением тракторами, автомашинами или лебедками.

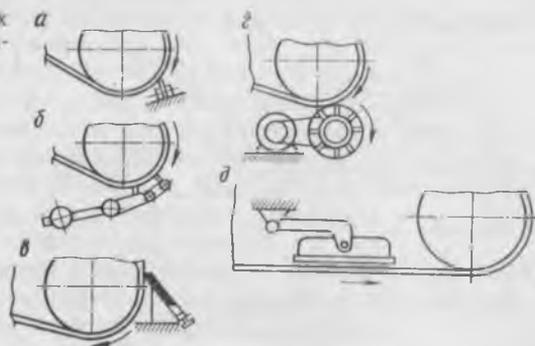
Приводные и хвостовые станции конвейеров устанавливают на металлические лыжи и перемещают тягачами, или они имеют рельсовый, гусеничный или шагающий ход. В последнем случае обеспечиваются значительно меньшая масса конструкции, чем при гусеничном ходе, и меньшая трудоемкость перемещения.

Подготовительные работы при непрерывной передвижке конвейеров включают подготовку новой трассы (планировку), настил рельсовых путей для перемещения приводной и хвостовой станций (при рельсовом ходе), установку ограничителя схода ленты, очистку рельсов от просыпей, отключение станций, снятие натяжения (ослабление) ленты, перегон загрузочного устройства в зону приводной станции или его демонтаж. При циклическом перемещении, кроме этого, производятся снятие ленты и демонтаж станины конвейера.

Заключительно-наладочные работы включают: монтаж рамы и навешивание ленты (при циклическом перемещении), рихтовку конвейерного става в горизонтальной и вертикальной плоскостях, установку и подключение станций, перегон (или монтаж) загрузочного устройства, натяжение ленты, опробование конвейера на холостом ходу и регулирование его, демонтаж рельсовых путей и др. Аналогичные работы выполняются при монтаже новых конвейерных линий.

Удлинение конвейеров при выемке в тупиковых заходках производится вслед за подвиганием забоя путем установки секций необходимой длины (автокранами, экскаваторами строительного типа, бульдозерами) и наращивания ленты. Когда став конвейера достигает предельной длины, устанавливают следующий конвейер.

Рис. 16.11. Схемы очистных устройств ленточных конвейеров



При навеске новой ленты, поступающей от заводов-поставщиков в виде отрезков длиной 70—115 м (иногда до 150—180 м) на деревянных барабанах, ее обычно укладывают на почву вдоль конвейерного става, вводят с помощью прикрепленного к концу каната (тяговое средство — трактор) на приводную станцию, пропускают через барабаны и нижние, а затем верхние ролики со стороны концевой станции и производят стыковку ленты у приводной станции.

При замене старой ленты на новую первую около приводной станции разрезают и к одному концу ее прикрепляют новую ленту, а к другому — канат, соединенный с трактором. Навеска новой ленты осуществляется с помощью конвейерного привода. Старая лента стягивается трактором со става, разрезается на куски и скатывается в бухты. Для ускорения навески применяют козловые и роликовые опоры для барабанов с новой лентой, прицепные тележки на пневмоколесном ходу или салазках с приводными бобинами для сматывания новой и наматывания старой ленты и телескопической стрелой с блоком и лебедкой для протягивания ленты по роликам.

Соединение концов прорезиненных многопрокладочных лент осуществляется холодной или горячей клеей, сшивкой, металлическими соединителями. Подтягивание и состыковка концов лент выполняются с помощью небольших лебедок, талей и стальных зажимов.

Очистка и предохранение конвейерной ленты от налипания и примерзания пород увеличивают срок ее службы, предотвращают пробуксовку, сбег ленты, просыпание породы. Используются механические очистители, очистка переворачиванием нижней ветки ленты, химическими веществами, обогревом, а также комбинация способов.

Рабочую поверхность ленты очищают скребками, вращающимися очистителями, вибро- и гидроочистителями и специальными роликами. Наиболее распространены скребки с рабочими элементами из резины или пластмассы, прижимаемые к ленте пружиной или контргрузом (рис. 16.11, а). Удельное давление скребка равно 1—1,5 Н на 1 см ширины ленты.

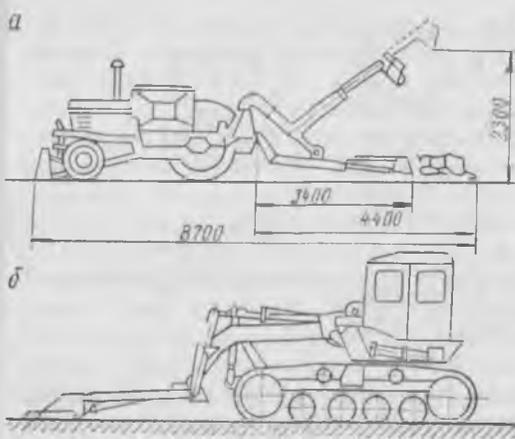


Рис. 16.12. Схемы самоходных подборщиков просыпей

Гладкие барабаны очищают стальными скребками (рис. 16.11, б), режущая кромка которых отстоит от поверхности барабана на 2—3 мм (под действием противовеса). У резовых очистителей (рис. 16.11, в) суппорт с одним или несколькими резцами совершает возвратно-поступательное движение. Для очистки барабанов от пород невысокой липкости предназначен роторный очиститель в виде беличьего колеса из вертикальных дисков и набора (четырёх-пяти) парных ножей; ротор не имеет привода и автоматически включается при появлении на барабане слоя породы. Эффективными средствами являются вращающиеся лопастные очистители (рис. 16.11, г) с приводом от разгрузочного барабана или дополнительного двигателя. Для отделения крупных налипших кусков применяют зубчатые резиновые щетки, спирально закрепленные по окружности барабана (для самоочистки вследствие их изгиба и пружинности), а для удаления остающегося загрязнения ленты — капроновые щетки с диаметром нитей 1—2 мм. Окружная частота вращения щеток должна в 3—6 раз превышать линейную скорость движения ленты и составляет до $8,3 \text{ с}^{-1}$.

Удаление породных кусков с холостой ветви ленты осуществляется плужковыми сбрасывателями (рис. 16.11, д). Налипшая порода отделяется от холостой ветви ленты нижними очистительными спиральными и дисковыми роликооперами (диаметр 16—19 мм, шаг спирали 50—120 мм).

Для предотвращения примерзания породы к ленте в отдельных случаях применяют орошение ленты раствором хлористого кальция (магния) и, обогрев ее, наносят слой силиконовой смазки. Для очистки ленты от примерзшей породы могут быть использованы специальные очистители. Удаление примерзшей породы происходит под ударным воздействием лопастей очистителя, вращающихся в направлении, противоположном движению ленты, или посредством плотного прижима к ленте (под

действием **цент** тростремительной силы) ролика с туго натянутым вдоль него **проволочным** кольцом.

Очистка конвейеров от просыпей (расштыбовка) затрудняется стесненностью пространства между почвой и нижней ветвью ленты, а также наличием рельсо-шпальной решетки под ставом конвейера. Механизируют очистку путем применения различных **самоходных** погрузчиков и специальных подборщиков на **колесном** (16.12, а) или **гусеничном** (16.12, б) ходу. Погрузчики **оснащаются** скребками с длинными тягами.

Механизация перемещения, раскладки и уборки электрических кабелей конвейеров осуществляется посредством применения **самоходных** или **прицепных** кабельных барабанов.

16.7. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ АВТОМАТИЗАЦИИ РАБОТЫ КОНВЕЙЕРОВ

Повышению производительности труда, **надежности** работы и **снижению** затрат на конвейерный транспорт способствует **диспетчерское** автоматическое управление им, которое должно обеспечить:

централизованный пуск конвейерной линии и в дальнейшем **автоматический** пуск отдельных конвейеров, контроль за их работой и **аварийное** отключение;

блокировку всех конвейеров линии между собой в определенной **последовательности**;

равенство интервала между пуском отдельных конвейеров **фактическому** времени разгона конвейера;

подачу перед каждым пуском конвейерной линии **звучающего** предупредительного сигнала (примерно за 15 с до пуска линии);

контроль за работой отдельных конвейеров в пункте управления конвейерной линией (сигнальными лампами и др.);

остановку всей конвейерной линии с пункта управления и каждого конвейера — с любой точки по его длине, а также при остановке **какого-либо** конвейера линии — автоматическое отключение **всех** конвейеров, подающих материал на остановившийся;

двустороннюю оперативную сигнализацию и связь вдоль конвейерной линии;

возможность включения каждого конвейера для опробования и **регулировки** при местном управлении (при снятии блокировочной зависимости с другими конвейерами линии), а также **пуск** части конвейерной линии при появлении неисправностей.

Обычно автоматический пуск последовательно расположенных конвейеров производится против потока (что предотвращает **подачу** груза на невключенный конвейер), а остановка — по потоку (для последующего пуска при незагруженной ленте). При большой длине конвейерной линии для сокращения вре-

мени пуска он производится по потоку с выдержкой времени (помимо случаев аварийной остановки линии).

Автоматически также должны осуществляться:

изменение скорости движения ленты в соответствии с изменяющейся производительностью экскаватора;

контроль исправности очищающих ленту устройств, нагрева подшипников, буксования ленты на приводных барабанах и их нагрева, обрыва ленты и др.;

поддержание натяжения сбегавшей ветви ленты конвейера для обеспечения работы привода без пробуксовки;

поддержание нормального хода ленты и ликвидация сдвижения ее в сторону;

ликвидация завала перегрузочного пункта с помощью средств вибротехники, а в случае невозможности — остановка конвейерной линии;

учет работы конвейеров (взвешивание груза).

Для обеспечения надежной работы автоматизированных конвейеров необходимы их модернизация и оснащение надежными устройствами и т. д.

Средства автоматизации конвейерных установок на карьерах должны отвечать особым требованиям, связанным с тяжелыми климатическими условиями работы (наличие атмосферных осадков, переменная влажность, низкие температуры), а также с большой протяженностью конвейерных линий и их высокой производительностью.

17. КОМБИНИРОВАННЫЙ И СПЕЦИАЛЬНЫЙ КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

17.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Транспортную цепь в карьере между погрузочными и разгрузочными пунктами можно разделить на три звена: а) транспортирование по рабочим горизонтам и соединительным бермам; б) подъем (спуск) по вскрывающим выработкам на уровень господствующей поверхности; в) транспортирование на поверхности. Отдельные транспортные звенья могут отсутствовать.

Транспорт первого звена непосредственно обслуживает выемочно-погрузочные машины и поэтому должен обеспечить доступ к ним, высокую производительность экскаваторов, полноту выемки и требуемое качество полезного ископаемого, выполнение плановых объемов работ на уступах и соответствовать геологическим и техническим условиям разработки, быть экономичным. Транспорт первого звена является сборочным, формирующим грузопоток.

Транспорт второго звена обычно обеспечивает преодоление значительной разности высотных отметок и требуемую пропускную способность коммуникаций. Особенности ра-

боты третьего транспортного звена зависят в основном от расстояния перевозок на поверхности до пункта разгрузки.

Комбинированный транспорт предполагает участие в одном грузопотоке от забоя до пункта конечной разгрузки (отвала, обогатительной фабрики, станции примыкания МПС) не менее двух видов карьерного транспорта (рис. 17.1). Каждый вид транспорта характеризуется своими техническими возможностями и экономическими показателями. Применение комбинированного транспорта позволяет снизить затраты на транспортирование горной массы, улучшить технико-экономические показатели смежных производственных процессов, перераспределить во времени объемы горных работ и т. д.

При этом необходима перегрузка горной массы из одних транспортных средств в другие, осуществляемая на перегрузочных пунктах. По месту расположения различаются перегрузочные пункты: устраиваемые на поверхности (рис. 17.1, а), борту карьера (рис. 17.1, б, в) и его дне (рис. 17.1, г). В последних двух случаях перегрузочные пункты являются полустационарными и периодически переносятся по мере понижения горных работ. Место расположения перегрузочных пунктов определяется технико-экономическими расчетами.

Чаще всего функции сборочного транспортного звена выполняет автотранспорт. Основной недостаток его — резкое (в 1,5—2 раза) уменьшение производительности при увеличении расстояния перевозок (рис. 17.2) с одновременным ростом затрат на транспортирование. Поэтому необходимо стремиться сократить длину откатки автосамосвалами до 0,7—1,5 км, а функции третьего или второго и третьего звеньев выполнять другими видами транспорта, которые обеспечивают меньшие затраты на перевозки при больших расстояниях или позволяют резко сократить длину подъема (спуска) горной массы из карьера на господствующую поверхность.

Уменьшение общих затрат на перевозки при расстоянии между перегрузочным и разгрузочным пунктами более 3—3,5 км может быть достигнуто комбинацией автомобильного и железнодорожного транспорта. Производительность второго при увеличении длины откатки от 5 до 10 км снижается лишь на 20—25%. Указанная комбинация используется также в случаях, когда железнодорожный транспорт невозможно применить по условиям вскрытия, интенсивности разработки, усреднения и другим факторам. При комбинированном использовании этих видов транспорта резко улучшаются условия эксплуатации железнодорожного транспорта, который в этом случае работает в основном на постоянных путях с большой скоростью движения: сокращаются объем путевых и вспомогательных работ, их трудоемкость и расходы на них, упрощается схема путевого развития карьера, сокращается количество подвижного состава. Время погрузки составов и обмена

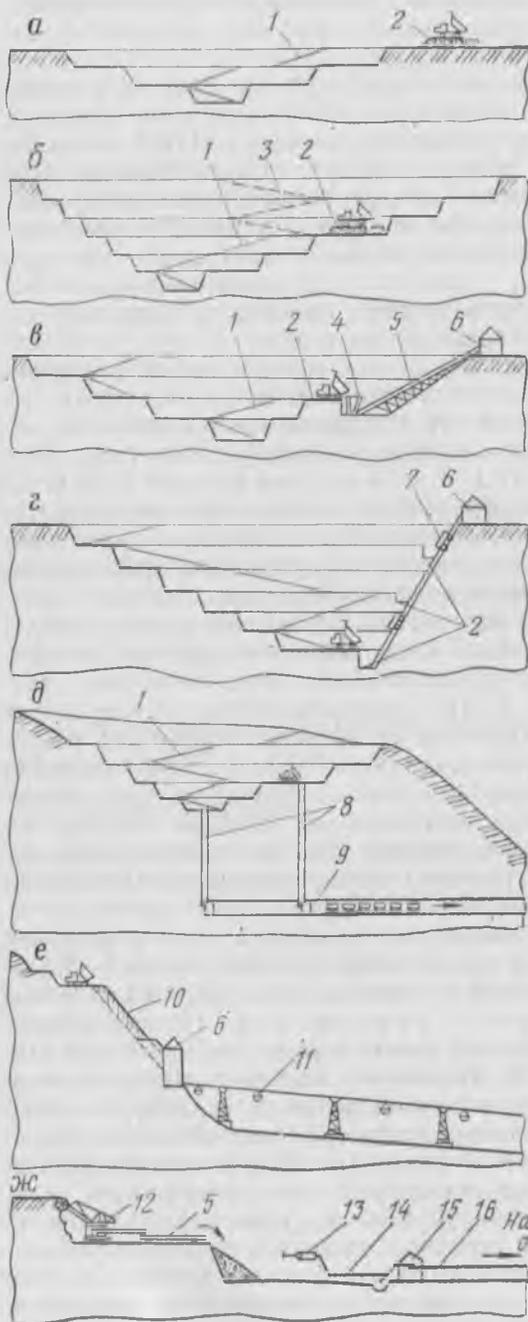


Рис. 17.1. Схемы комбинаций различных видов карьерного транспорта:

а, б — автомобильного и железнодорожного; в — автомобильного и конвейерного; г — автомобильного и канатного подъемника; д — автомобильного, гравитационного и железнодорожного; е — автомобильного, гравитационного и канатной подвесной дороги; ж — конвейерного и гидравлического; 1 — автосъезд; 2 — перегрузочные пункты; 3 — железнодорожный съезд; 4 — дробильная установка; 5 — конвейер; 6 — перегрузочный (разгрузочный) бункер; 7 — скиповый подъемник; 8 — рудоспуски; 9 — штольня; 10 — рудоскат; 11 — канатная подвесная дорога; 12 — роторный экскаватор; 13 — гидромонитор; 14 — водовод; 15 — землесос; 16 — пульповод

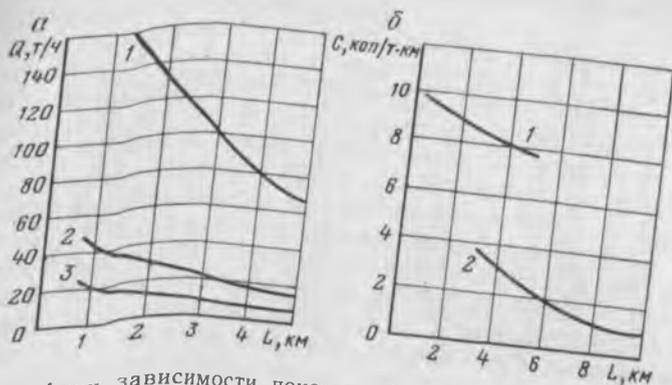


Рис. 17.2. Графики зависимости показателей работы транспорта от расстояния перевозок L :
 а — производительности автосамосвалов Q (1 — БелАЗ-540; 2 — КрАЗ-222; 3 — МАЗ-205);
 б — затрат на транспортирование C (1 — автотранспортом; 2 — железнодорожным транспортом)

поездов на перегрузочном пункте меньше, чем в забое, ввиду близкого расположения погрузочного и обменного пунктов. Стационарность путей, а следовательно, и возможность их усиления позволяют увеличить полезную массу поезда.

Сокращение длины подъема (спуска) горной массы из карьера достигается применением конвейеров или специальных видов транспорта: канатных подъемников или специальных гидравлического транспорта, канатно-подвесных дорог и др., выполняющих функции только второго или третьего звеньев (см. рис. 17.1).

Конвейерные подъемники, используемые в комбинации с автомобильным или железнодорожным транспортом для перемещения взорванных пород, отличаются от наклонных конвейеров, предназначенных для транспортирования таких пород, наличием перегрузочных пунктов.

Канатные подъемники имеют бесконечные или концевые тяговые канаты. Подъемники с концевыми канатами разделяются на скиповые, с вагонами-тягачами, с автомобилями и троллейвозами, клетевые.

При использовании в качестве забойно-сборочного транспортного звена ленточных конвейеров возможна комбинация их с железнодорожным (при расстоянии перевозок по поверхности более 3—5 км) или гидравлическим транспортом. Помимо расстояния перемещения в последнем случае большую роль играют свойства мягких пород: налипаемость, тиксотропность и др.

17.2. КАРЬЕРНЫЕ РУДОСПУСКИ

По местоположению относительно контура карьера различают *внутренние* и *внешние рудоспуски*. Они состоят из устья, ствола и выпускных устройств (рис. 17.3).

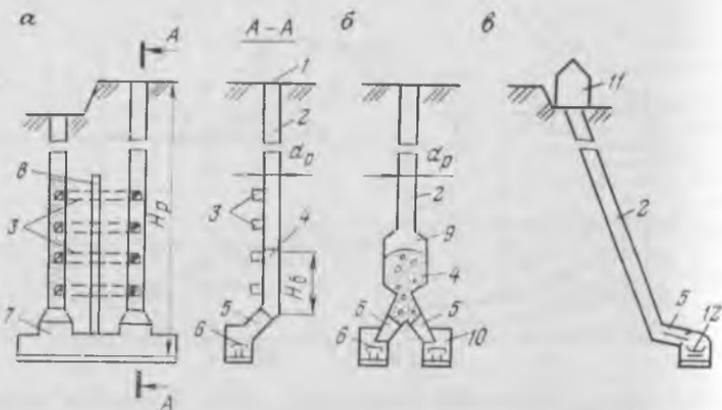


Рис. 17.3. Схемы карьерных рудоспусков:

а — внутренний вертикальный; *б* — то же, с аккумулялирующей камерой; *в* — внешний наклонный; 1 — устье; 2 — ствол; 3 — смотровые ходки; 4 — буферный столб; 5 — выпускные устройства; 6 — думпкар; 7 — штольня; 8 — контрольный восстающий; 9 — аккумулялирующая камера; 10 — погрузочная камера; 11 — перегрузочный пункт с дробилкой; 12 — конвейер

По мере отработки уступа верхнюю часть внутренних рудоспусков периодически погашают, а устье оборудуют на нижележащем горизонте. Перегрузочные пункты над устьями внешних рудоспусков иногда оборудуют щековыми дробилками.

Ствол рудоспуска — вертикальный (иногда наклонный), круглого (диаметра $d_p = 3 \div 6$ м), реже квадратного сечения. При этом $d_p \geq 3d_k$, где d_k — размер максимального куска. Как правило, рудоспуски не крепят. Для контроля за движением руды и ликвидации зависаний параллельно нижней части рудоспуска (рис. 17.4) проходят контрольный восстающий высотой 50 м и более, который через 10—12 м соединяют со стволом смотровыми ходками. Нижняя часть ствола служит аккумулялирующей емкостью для магазинирования руды (см. рис. 17.3, *а*, *б*), что увеличивает производительность рудоспуска и предотвращает разрушение выпускных устройств. Общая глубина рудоспусков H_p на карьерах изменяется в пределах 50—700 м.

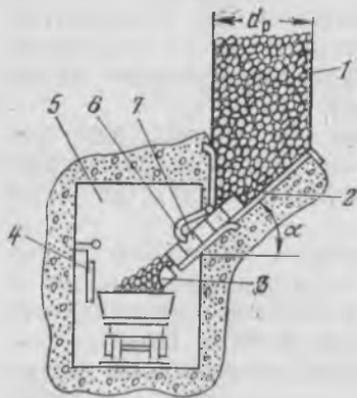


Рис. 17.4. Схема нижней части рудоспуска:

1 — ствол; 2 — днище ствола; 3 — лоток-заслонка; 4 — отбойный щит; 5 — погрузочная камера; 6 — пальцевый затвор; 7 — выпускное отверстие

Из нижней части ствола руда перегружается в железнодорожные

вагоны или на конвейер через люковые выпускные устройства, состоящие из днища и затворов.

Днище ствола — обычно плоская, армированная металлом односкатная или двухскатная поверхность с углом наклона α до 50° . Бесперебойность и интенсивность выпуска руды существенно зависят от формы и размеров выпускного отверстия рудоспуска. Минимальное сопротивление истечению связной рудной массы оказывает круглое выпускное отверстие, однако по условию проходимости крупных кусков более благоприятно прямоугольное сечение при соотношении сторон 1 : 1,5.

Выпуск руды регулируется с помощью пальцевых затворов (иногда цепных в комбинации с лотком-заслонкой). Для предотвращения слеживания, замерзания и заклинивания крупных кусков могут быть использованы вибровыпуск, а также обогрев люковых устройств. Погрузка на конвейер осуществляется через ленточные или пластинчатые питатели. Высокопроизводительные рудоспуски оборудуются двумя-четырьмя выпускными устройствами для одновременной загрузки нескольких вагонов в одной или двух штольнях (см. рис. 17.3, б).

Надежность эксплуатации рудоспусков определяется в первую очередь предотвращением сводообразования (зависания руды) и разрушения их стенок. Основная причина сводообразования — переуплотнение руды в нижней части рудоспусков под действием динамических и статических нагрузок, резко интенсифицирующееся при магазинировании заснеженной руды в зимний период, что ведет к смерзанию рудной массы. *Профилактические мероприятия* включают: уменьшение содержания снега в поступающей руде, понижение температуры замерзания рудной массы, предотвращение переуплотнения магазинированной руды и связанное с этим установление рационального режима работы рудоспуска, определяющего его производительность.

В зимний период заснеженность разгружаемой в рудоспуск горной массы не должна превышать 5 %, что достигается организацией снегозащиты карьера и его отдельных участков, своевременной очисткой от снега поверхности взрывааемых блоков и забоев. При небольшом объеме работ возможно орошение руды растворами солей NaCl или CaCl_2 . Сильно заснеженную руду вывозят на специальные рудные склады до лета.

Предотвращение переуплотнения руды в рудоспусках достигается использованием наклонного рудоспуска, заполнением рудой части рудоспуска по глубине (созданием буферного столба) с постоянным пополнением убывающего количества руды по мере выпуска, расширением нижней части рудоспуска с созданием аккумуляющей камеры, предварительным дроблением руды, комбинацией указанных способов.

Наклонные рудоспуски применяются редко из-за интенсивного истирания основания выработок, а также уменьшения площади их сечения и дополнительного сводообразования вследствие налипания влажной мелкокусковой руды.

Широко распространено поддержание буферного рудного столба (см. рис. 17.3, а), минимальная высота которого $H_{б. \text{min}} = 15 \div 30$ м. Расширение

нижней части рудоспуска в комбинации с буферным столбом (см. рис. 17,3, б) позволяет дополнительно уменьшить динамическое переуплотнение. На южных нагорных карьерах часто практикуется заполнение рудоспусков полностью (или большей их части) по глубине.

К основным параметрам режима эксплуатации рудоспусков относятся интенсивность загрузки и выгрузки руды из рудоспуска, а также оптимальный объем магазинированной руды.

Необходимая высота резервного столба магазинирования руды (м) для обеспечения непрерывной погрузки составов при одновременной загрузке рудоспуска

$$h_p = V_c (i_b - i_s) / (S_a i_b), \quad (17.1)$$

где V_c — вместимость состава, m^3 ; i_b , i_s — соответственно интенсивность выгрузки и загрузки, руды, $m^3/ч$; S_a — площадь поперечного сечения аккумулирующей части рудоспуска, m^2 .

Минимальная высота рудного столба в рудоспуске определяется большей из величин h_p и h_6 .

Производительность ($m^3/ч$) рудоспуска

$$Q_p = 60V_c / (t_n + t_o), \quad (17.2)$$

где t_n и t_o — соответственно время погрузки и обмена составов, мин;

$$t_n = V_c \eta / (mWk_o); \quad (17.3)$$

m — число одновременно действующих при погрузке выпускных люков; k_o — коэффициент одновременности (синхронности) работы люков ($k_o = 0,7 \div 0,8$); η — коэффициент, учитывающий затраты времени на передвижку думпкаров; W — пропускная способность люка, $m^3/мин$;

$$W = 60\lambda S_b k_c \eta_1; \quad (17.4)$$

λ — коэффициент, учитывающий конструкцию затвора (при секторном затворе $\lambda = 0,4 \div 0,6$, при пальцевых затворах $\lambda = 0,7 \div 0,8$); S_b — площадь выпускного отверстия, m^2 ; k_c — коэффициент сужения струи выпускаемой руды ($k_c = 0,3 \div 0,6$); v — скорость истечения руды, m/c ($v = 0,2 \div 2$ m/c); η_1 — коэффициент использования люка во времени ($\eta_1 = 0,7 \div 0,8$).

Допустимый перерыв в разгрузке руды t_6 зависит от климатических условий, влажности загружаемой руды, наличия водопритока в рудоспуск и связан с предотвращением замерзания руды и внезапных выбросов обводненной рудной массы в штольню при выгрузке. Например, в условиях Заполярья $t_6 \leq 1,5$ ч при температуре наружного воздуха $T > -15^\circ C$ и $t_6 \leq 0,5 \div 1$ ч при $T < -15^\circ C$ или при водопритоке $15 \div 20$ $m^3/ч$ в осенне-весенний период.

Производительность рудоспуска определяется в основном транспортными условиями его загрузки и погрузки поездов в штольню и при диаметре рудоспуска 6 м достигает $10 \div 12$ тыс. $m^3/сут$.

Зависания руды близ выпускных люков ликвидируются механическим способом (шуровкой или подачей сжатого воздуха). Основной способ ликвидации сводообразования — взрывание патронированных фугасных зарядов ВВ массой 2—4 кг около места зависания, куда они подводятся на шестах через выпускное отверстие. При расстоянии до свода более $10 \div 12$ м целесообразно использовать реактивные снаряды.

Срезку (погашение) рудоспусков производят с предварительным заполнением или без заполнения их рудой

(рис. 17.5). При первом способе срезаемый слой около рудоспуска обуривают скважинами, взрывают, а выемку производят экскаваторами. При втором способе взорванную породу сталкивают в рудоспуск бульдозером.

Достоинства карьерных рудоспусков: минимальное расстояние транспортирования (в 3—20 раз меньше, чем автосамосвалами), относительно небольшие капитальные вложения, низкие эксплуатационные расходы, небольшие трудоемкость и энергоемкость, гибкость связи между сборочным и внешним транспортом. Недостатки: зависимость от климатических условий и свойств руды, жесткие требования к режиму эксплуатации, значительный износ транспортных устройств и выработок, затруднения с разделением руд по сортаменту. Преимущественная область применения рудоспусков — нагорные карьеры, когда угол наклона косягора превышает 20° .

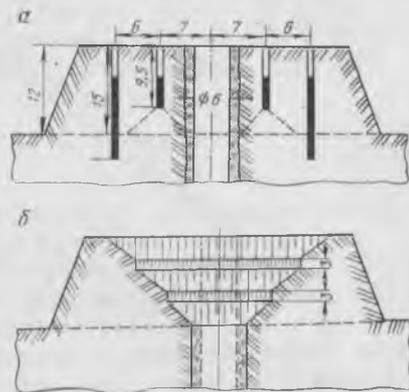


Рис. 17.5. Схемы погашения внутренних рудоспусков при наличии (а) и отсутствии (б) экскаваторной выемки

17.3. КАРЬЕРНЫЕ РУДОСКАТЫ

Рудоскаты, устраиваемые на естественных склонах нагорных карьеров, различаются по углу наклона (наклонные, крутые и весьма крутые соответственно при угле до 45° , $45 \div 60^\circ$, и $60 \div 80^\circ$); по форме в плане, профиле, поперечном сечении; по конструктивному устройству (типу покрытия и виду погрузочных устройств на нижней площадке).

Рудоскаты с бункерами и специальными погрузочными устройствами (рис. 17.6, а) целесообразно применять в южных районах либо при сезонном режиме работ, так как зимой горная масса в нижней закрытой части скатов замерзает и зависает. Высота таких рудоскатов ограничивается (до $60 \div 80$ м) для предотвращения разрушения погрузочных устройств.

Рудоскаты без погрузочных устройств надежны в любых климатических условиях и независимо от высоты перепада горной массы, просты по устройству, но обуславливают дополнительную переэкскавацию породы (рис. 17.6, б, в). Они состоят из верхней разгрузочной площадки, собственно ската и нижней приемной площадки, где работает экскавационное оборудование.

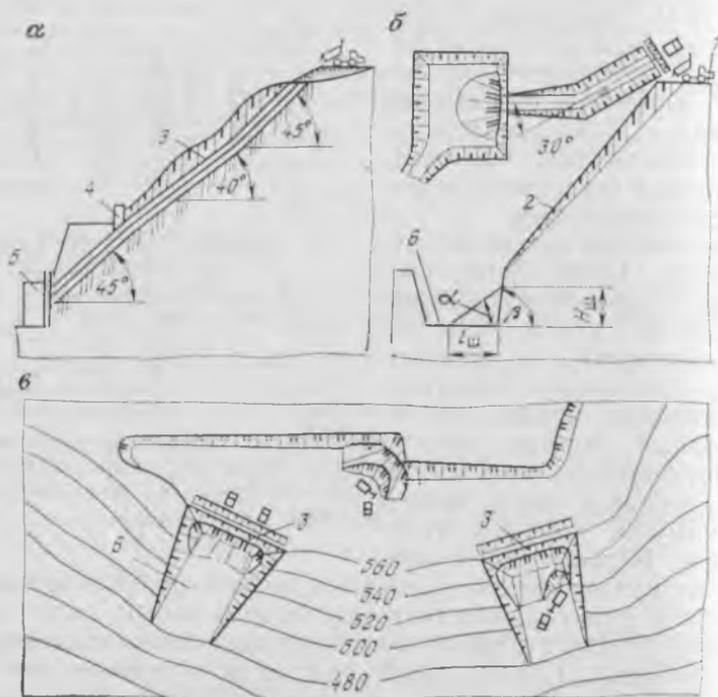


Рис. 17.6. Схемы карьерных рудоскатов:

1 — разгрузочная площадка; 2 — нефутерованный скат; 3 — футерованный скат; 4 — защитная стенка; 5 — бункер с погрузочными устройствами; 6 — приемная площадка

Основной параметр рудоската — угол его наклона β . При $\operatorname{tg}\beta > f$ происходит движение горной массы вниз по скату с постоянным ускорением (м/с^2)

$$a = g(\sin \beta - f \cos \beta), \quad (17.5)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с^2 ; f — коэффициент трения движения между транспортируемым материалом и поверхностью ската.

Траектория движения материала по рудоскату зависит не только от угла его наклона, но и от высоты H (м), а также значений начальной $v_{\text{н}}$ и конечной $v_{\text{к}}$ (м/с) скоростей движения.

При значительной высоте рудоскатов практикуется изменение углов их наклона в продольном профиле (см. рис. 17.6, а) или трассы рудоската в плане (см. рис. 17.6, б) для снижения конечной скорости и кинетической энергии крупных кусков. При угле поворота трассы ската на 10 — 90° скорость движения горной массы снижается от 3 до 100% . Повышение угла наклона β безбункерных рудоскатов, особенно в нижней части, позволяет уменьшить их износ, увеличить объем складываемой на приемной площадке горной массы.

Расширение нижней части рудоската до ширины приемной площадки (см. рис. 17.6, б) способствует увеличению его про-

пусковой способности. До этой величины иногда расширяются скаты и по всей высоте (см. рис. 17.6, в).

Ширина подошвы рудоската должна не менее чем в 3 раза превышать максимальный размер транспортируемого куска. Площадь поперечного сечения рудоската (m^2)

$$S_p = Q_p / (3600 v_n k_3), \quad (17.6)$$

где Q_p — производительность рудоската, $m^3/ч$; k_3 — коэффициент заполнения сечения (обычно $k_3 \approx 0,5$).

Параметры нижней приемной площадки безбункерных рудоскатов определяются размерами штабеля горной массы $H_{ш}$ и $l_{ш}$ и радиусом поворота подвижного состава.

Производительность безбункерных рудоскатов зависит в первую очередь от конструкции их нижних частей, а рудоскатов с перегрузочными устройствами — от вместимости бункеров и интервала подачи транспортных средств.

17.4. КАНАТНЫЙ ПОДЪЕМ

Основные элементы *скипового подъемника* (рис. 17.7): скиповый путь, скипы, подъемная машина, тяговый орган, перегрузочные устройства в карьере и на поверхности.

Скиповые пути располагают в крутой траншее с прямолинейным или ломаным продольным профилем (угол наклона $20—45^\circ$) на постоянно или временно нерабочем борту карьера. Применяют деревянные и железобетонные шпалы, укладываемые на слой балласта или стальное рамное основание пути (с железобетонным фундаментом), к которому крепят рельсы. Верхнее строение путей чаще обычное, а при скипах

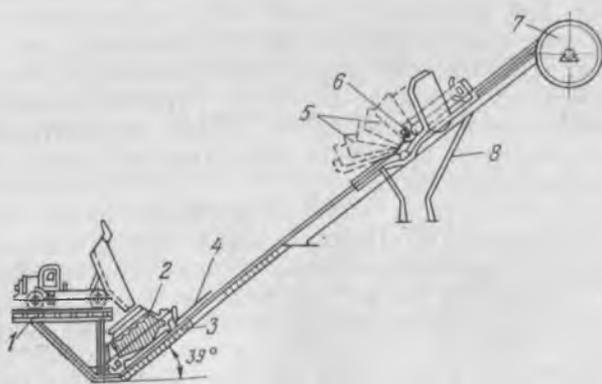


Рис. 17.7. Схемы скипового подъемника:

1 — перегрузочный пункт; 2 — скип; 3 — рельсовый путь; 4 — канат; 5 — положения скипа при разгрузке; 6 — задняя уравновешивающая ось; 7 — головной шкив; 8 — разгрузочный бункер

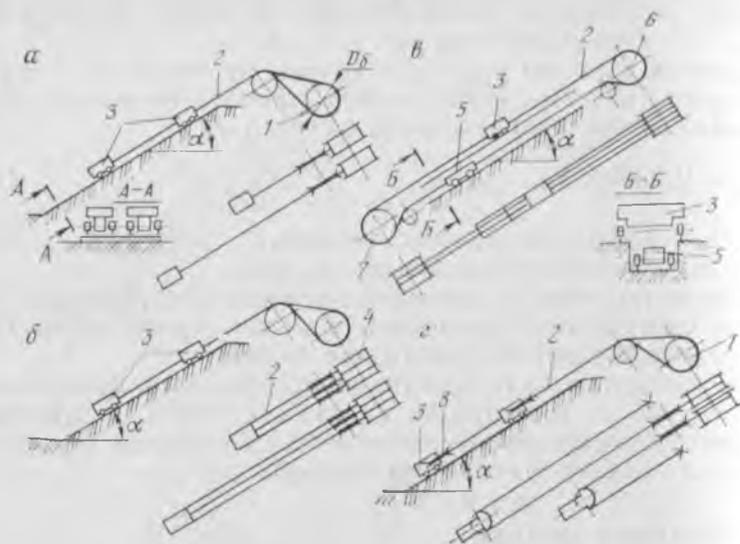


Рис 17.8. Схемы наклонных подъемных установок:

a — одноканатная; *б, в* — соответственно многоканатные с бобинами и шкивами трения; *г* — блоковая; 1 — барабан тяговой лебедки; 2 — тяговый канат; 3 — скипы; 4 — бобина; 5 — противовес; 6 — шкив трения; 7 — натяжной барабан; 8 — блок; D_b — диаметр барабана подъемной машины; α — угол наклона подъемника

грузоподъемностью 50—80 т для обеспечения их ходовой устойчивости ширина рельсовой колеи принимается равной 3—5 м.

Скип состоит из кузова, рамы, колесных пар с механизмом поддрессоривания и подвесного устройства для тягового органа — обычно каната. Устойчивость его движения достигается за счет большой ширины (2,5—4,5 м) подвески кузова к раме тележки в трех точках (две по оси в середине и одна сзади) и низкой посадки. Обычно для перемещения крупнокусковых пород применяют опрокидные скипы грузоподъемностью 20—80 т с коэффициентом тары 0,4—0,5. При эксплуатации скипов должна соблюдаться кратность вместимостей скипа, автосамосвала и ковша экскаватора.

Разгружаются скипы опрокидыванием кузова вперед или назад, иногда через дно. Поворот кузова производится при движении скипа в профилированных направляющих кривых (см. рис. 17.7). Возможно также опрокидывание кузова с помощью стационарного или установленного на раме скипа гидроопрокидывателя.

Наклонные подъемные установки (рис. 17.8) могут быть одноканатными или многоканатными. Канаты соединяются к подъемным сосудам (скипы и др.) жестко (простая схема подъема) или через закрепленные на сосудах блоки (блоковая схема подъема). Преимущественно распространены

одноканатные двухскиповые подъемники с двухбарабанными подъемными машинами; грузоподъемность скипов при этом не превышает 30—45 т. При грузоподъемности скипов $G=65\div 90$ т эффективны двухскиповые многоканатные бобиновые и блоковые подъемные установки, а при $G>200$ т (иногда более 100 т) — односкиповые многоканатные установки с противовесом.

Продолжительность цикла (мин) двухконцевого скипового подъема

$$T_{ц} = T_{дв} + T_{п}, \quad (17.7)$$

где $T_{дв}$ — продолжительность движения скипов ($T_{дв} = L_{п}/v$); v — средняя скорость подъема, мин; $L_{п}$ — наклонная длина подъемника, м; $T_{п}$ — пауза в подъеме ($T_{п} = 0,3\div 0,6$ мин).

Техническая производительность ($м^3/ч$) двухскиповых подъемников

$$Q_{т} = \frac{3600V_{с}K_{п}}{(v/a + L_{п}/v) + t_{р.о}}, \quad (17.8)$$

где $V_{с}$ — вместимость скипа, $м^3$; $K_{п}$ — коэффициент влияния породы; v — скорость движения скипа, м/с; a — ускорение при трогании, м/с²; $t_{р.о}$ — продолжительность разгрузочных операций, с.

Производительность скипового подъема ($м^3/ч$) должна соответствовать возможностям обслуживающего автотранспорта:

$$Q_{а} = k_{а}N_{а}n_{р}V_{а}K_{п}, \quad (17.9)$$

где $k_{а}$ — коэффициент неравномерности работы автосамосвалов ($k_{а} = 1,15\div 1,2$); $N_{а}$ — число автосамосвалов, обслуживающих подъемник; $n_{р}$ — число рейсов автосамосвалов в час; $V_{а}$ — вместимость кузова автосамосвала, $м^3$.

У существующих скиповых установок высота подъема составляет 60—240 м, скорость подъема 4—10,2 м/с, продолжительность цикла подъема 57—70 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, как следствие, кратчайшее расстояние перемещения, минимум капитальных работ по сооружению траншей, подъем крупнокусковых пород без предварительного дробления, простота конструкции, несложный ремонт, возможность полной автоматизации, малая энергоемкость, надежность работы в любых климатических условиях, возможность раздельного подъема вскрышных пород и различных типов и сортов полезного ископаемого. Недостатки: переподъем груза на поверхности, высокие трудоемкость и затраты на строительство подъемника и перенос перегрузочных пунктов, большая металлоемкость (0,6—1 т на 1000 т груза). Область рационального применения —

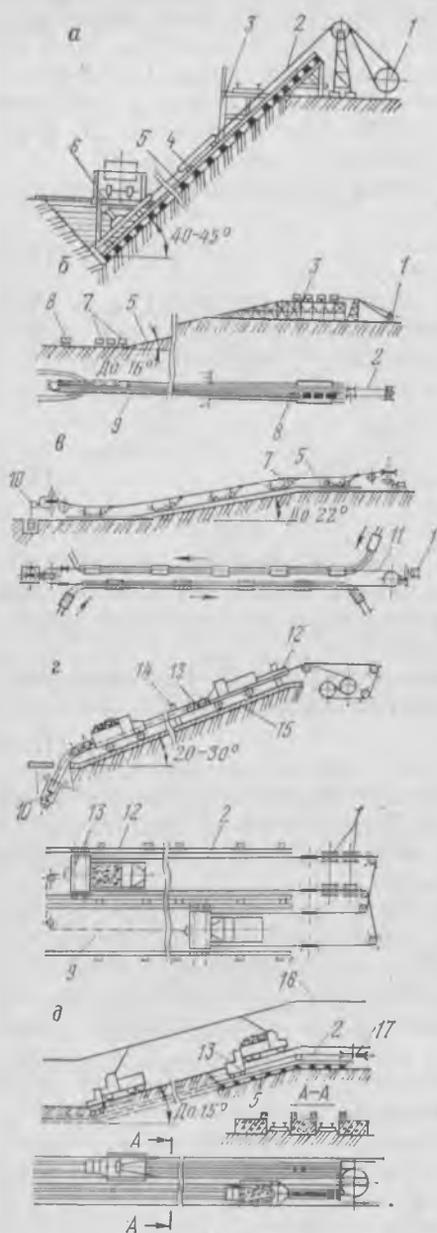


Рис. 17.9. Схемы канатных подъемников:

1 — припод; 2 — тяговый канат; 3 — приемная площадка (разгрузочная эстакада); 4 — противовес; 5 — рельсовый путь; 6 — клеть-платформа; 7 — железнодорожные вагоны (вагонетки); 8 — вагон-тягач; 9 — хвостовой канат; 10 — натяжная станция; 11 — бесконечный канат; 12 — направляющая тяговой тележки; 13 — тяговая тележка; 14 — железобетонный столб; 15 — железобетонная плита; 16 — контактный провод; 17 — шкив

карьеры глубиной более 150—200 м с ограниченными размерами в плане, разрабатывающие скальные породы и руды при устойчивых вмещающих породах.

Клетевые канатные подъемники предназначены для подъема и спуска в специальных клетях с платформами одиночных железнодорожных вагонов или автосамосвалов (рис. 17.9, а). Одноконцевые подъемники (с противовесом) сооружают с двусторонними приемными площадками, а двухконцевые — с одно- и двухсторонними. Подъем и спуск клетевыми подъемниками производится как с конечных станций, так и промежуточных горизонтов. Угол наклона пути до 40—45°, рациональная высота подъема 120—180 м, грузоподъемность до 50—60 т. Из-за сложной организации работ (особенно при расформировании поездов), громоздкости,

высокой металло- и энергоемкости при тяжелых клетях, больших капитальных затрат и трудоемкости, а также ввиду невысокой производительности подъема перспективы применения клетевых подъемников весьма ограничены.

У канатных подъемников с вагонами-тягачами (рис. 17.9, б)

тяговые канаты соединяются с тележкой-тягачом, толкающим при подъеме нерасформированный железнодорожный состав по рельсовому пути, а при спуске — удерживающим его. Скорость движения вагонов не превышает 1,5—2 м/с, максимальный подъем 16°. Одновременно можно поднимать пять-восемь вагонов грузоподъемностью 40—50 т при угле 7—11°. Серьезные недостатки такого подъема: малый угол наклона пути и большие объемы траншей; невозможность обслуживания нескольких горизонтов; ограниченные целесообразная высота подъема, пропускная способность и производительность; сложность маневров составов; большие капитальные затраты на сооружение киров и фундаментов. Рассматриваемые подъемники можно использовать лишь в карьерах ограниченной мощности глубиной до 100 м при больших расстояниях откатки на поверхности.

Канатно-локомотивные подъемники отличаются от предыдущего вида подъемом сопровождающих составы локомотивов. Условия применения ограничены.

Подъемники с бесконечным канатом (рис. 17.9, в) оборудуются вагонетками грузоподъемностью до 3 т. Расстояние между вагонетками 12—15 м, скорость движения 0,2—1 м/с, подъем не более 20—22°, наклонная длина подъема обычно не превышает 200—300 м. Из-за большой аварийности и малой производительности такие подъемники неперспективны.

Для подъема и спуска людей, а также оборудования и материалов могут применяться одно- и двухконцевые *платформенные подъемники-фуникулеры*: однопутные, однопутные с автоматическим разъездом посередине или двухпутные. Грузоподъемность платформ до 20—25 т (до 60—80 чел.), скорость движения 1—2 м/с, угол наклона до 30—40°. При более крутых углах наклона возможно использование вертикальных *лифтовых подъемников*, расположенных в стволах, имеющих сбойки с отдельными горизонтами карьера. Грузоподъемность лифтов составляет 1—2 т, скорость движения кабины 1—5 м/с.

Канатно-автомобильные подъемники (рис. 17.9, г), как и клетевые, обеспечивают подъем горной массы из карьера без перегрузки, они менее сложны и громоздки, чем клетевые, но допускают меньший подъем (обычно 20—30°), определяемый устойчивым углом откоса породы в кузове автосамосвала. Угол наклона можно увеличить на 5—7°, если для предотвращения просыпания породы приподнимать задний борт. Скорость подъема и спуска автосамосвала с водителями по условиям безопасности принимается не более 5 м/с.

У троллейвозных подъемников подъемная установка отсутствует, а груженный и порожний троллейвозы соединены (через тележки) проходящим через шкив канатом (рис. 17.9, д), что позволяет груженому троллейвозу использовать усилие, развиваемое двигателем порожнего троллейвоза.

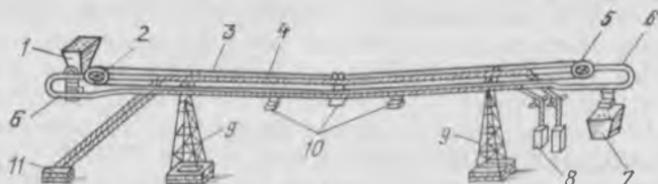


Рис. 17.10. Схема канатной подвесной дороги:

1 — присыпный бункер; 2 — концевой шкив; 3 и 4 — соответственно тяговый и несущий канаты; 5 — приводной шкив; 6 — рельсовые обгонные пути; 7 — разгрузочный бункер; 8 — натяжная станция; 9 — опоры; 10 — вагонетки; 11 — якорное устройство несущих канатов

Достоинства автомобильных подъемников: отсутствие разрыва грузопотока, сравнительно высокий подъем, относительно небольшие капитальные затраты. Недостатки: ограниченная производительность и сравнительно высокие эксплуатационные расходы. Область возможного применения — карьеры небольшой производственной мощности глубиной 100—200 м с ограниченными размерами в плане.

17.5. ДРУГИЕ ВИДЫ СПЕЦИАЛЬНОГО ТРАНСПОРТА

Канатные подвесные дороги состоят из погрузочной и разгрузочной станций (бункера, питатели, дозатор, рельсовые круговые обгонные пути, приводные механизмы или кольцевые шкивы тягового каната, механизмы присоединения и отсоединения вагонеток к тяговому канату), линейных опор для несущего и тягового канатов (двухканатные дороги) или несущего каната (одноканатные дороги), подвижного состава (вагонетки), приводных и натяжных устройств, промежуточных и угловых станций (рис. 17.10). Обычно применяются двухканатные подвесные дороги с кольцевым движением вагонеток.

Линейные металлические или бетонные опоры консольного типа с направляющими шкивами в верхней части имеют высоту 15—50 м (иногда 75 м). Расстояние между опорами 100—300 м, при резко пересеченном рельефе иногда достигает 500—1000 м. Уклон канатно-подвесных дорог составляет 50—60%. Диаметр тяговых канатов 25—40 мм, а несущих 30—80 мм. Длина канатных дорог изменяется в пределах 0,5—20 км.

Производительность подвесной канатной дороги (т/ч)

$$Q_{к. д} = 3600qv/a, \quad (17.10)$$

где q — грузоподъемность вагонетки, т ($q=1\div 2$ т); v — скорость движения вагонетки, м/с ($v=2\div 3$ м/с); a — расстояние между вагонетками, м ($a=40\div 200$ м).

Помимо условия (17.10), производительность канатных дорог может ограничиваться временем загрузки вагонеток. Действующие канатные дороги имеют $Q_{к. д}$ до 200—250 (400—500) т/ч. Для обеспечения требуемого грузооборота может сооружаться несколько параллельных линий. Целесообразно уве-

личение производительности одинарных канатных дорог до 500—1000 т/ч.

Достоинства канатных дорог при грузообороте до 5 млн. т/год: небольшая энерго- и металлоемкость (примерно в 2 раза меньше, чем при конвейерном, железнодорожном и автомобильном транспорте); высокий допустимый угол наклона (до 45°) и кратчайшая протяженность трассы в сложных топографических условиях; минимальные объемы горных работ при сооружении; практически одинаковые с другими видами транспорта капитальные затраты и в 2—3 раза меньшие эксплуатационные расходы. Недостатки: ограниченная производительность; недостаточная надежность ремонтных работ; необходимость предварительного дробления взорванных пород; относительно низкая производительность труда (в 1,5—2 раза меньше, чем при конвейерном транспорте). Основная область распространения — нагорные карьеры, где канатные дороги применяют в качестве соединительного звена транспорта между карьером и поверхностным комплексом при большом перепаде высоты между ними. Канатные подвесные дороги могут также применяться при перевозке людей в специальных пассажирских вагонах, состоящих из кузова, демпфера для гашения продольных колебаний кабины и колесной тележки; угол наклона дороги обычно не превышает 30—35°.

Ценное полезное ископаемое может перевозиться в специальных контейнерах *вертолетами*. Контейнеры загружают экскаватором при однопутном прицепном устройстве, а разгружают в приемный бункер. Основной показатель вертолетов — их полезная грузоподъемность, не превышающая 35—40 % взлетной массы. Для карьеров необходимы вертолеты с полезной грузоподъемностью не менее 5—7 т. Вертолеты могут применяться на труднодоступных нагорных карьерах малой мощности, а также иногда в карьерах глубинного типа (200 м и более) при выемке отдельных рудных тел, когда нецелесообразен разнос бортов для прокладки наземных транспортных коммуникаций. Вертолеты могут использоваться на вспомогательных работах (монтаж и демонтаж ЛЭП, перенос звеньев железнодорожных путей, ремонт оборудования и др.).

Для труднодоступных районов с суровыми климатическими условиями экономичнее вертолетов специализированные дирижабли, например, безбалластный термодирижабль. Посадочная система такого дирижабля грузоподъемностью 15 т не требует устройства причальных мачт или специальных якорей.

Перемещение породы реактивной струей воздуха осуществляется с помощью реактивной установки, на раме которой установлен загрузочный бункер с направляющей трубой в нижней части. Напротив трубы расположен турбореактивный двигатель. Порода загружается в бункер и мощной газовой струей выбрасывается из трубы на расстояние до 200 м. Производительность установки до 4000 м³/ч, масса 20 т, наибольший раз-

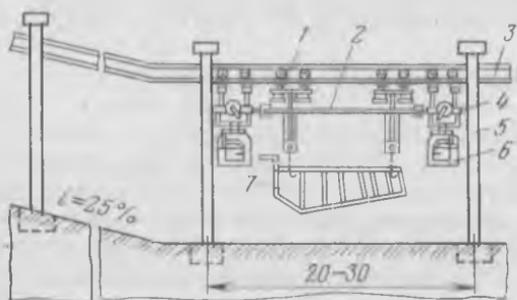


Рис. 17.11. Схема монорельсовой дороги:

1 — тележка; 2 — самоходный вагон; 3 — монорельс; 4 — тягач; 5 — опора; 6 — кабина; 7 — кузов автосамосвала

мер куска 200 мм. Возможная область применения реактивных метателей — отвалообразование мягких пород в местностях пустынного типа.

При монорельсовом транспорте подвижной состав перемещается по одному рельсу специальной конструкции (рис. 17.11). Горную массу вывозят из забоев карьера автосамосвалами по монорельсовой дороге, по которой поднимают на поверхность снятые с шасси машины кузова. Далее производится разгрузка их в приемные устройства или (после установки на шасси) дальнейшее движение машин. Комбинированный автомобильно-монорельсовый транспорт может быть эффективен на карьерах с годовой производственной мощностью до 5—6 млн. т при общем расстоянии перевозок до 3 км.

17.6. КАБЕЛЬНЫЕ КРАНЫ И ЭКСКАВАТОРЫ. КАНАТНЫЕ СКРЕПЕРЫ

Кабельные краны состоят из двух башен (рис. 17.12, а): машинной (головной) и хвостовой (контрбашни), между которыми натянута система несущих и тяговых канатов. С помощью последних по несущему канату перемещается тележка с блоками для подъемного каната. Несущий канат образует замкнутое кольцо, огибая блоки на хвостовой и машинной башнях и приводной шкив тяговой лебедки. Подъем и опускание груза производятся с помощью подъемных канатов и лебедки. Отдельные породные блоки захватывают крюками и стропами. Мелкокусковой материал перемещается в ковшах, грейферах, вагонетках и т. д.

Кабельные (башенные) экскаваторы (рис. 17.12, б) также имеют две башни с несущими и тяговыми канатами между ними. Тележка с ковшом достигает забоя при опускании всей системы канатов. Черпание осуществляется при натяжении тягового каната. Наполненный ковш поднимается посредством натяжения несущего и тягового канатов, а затем тележка с ковшом перемещается по несущим канатам аналогично кабельному крану.

У канатных скреперов (рис. 17.12, в), также имеющих две опоры, ковш перемещается волочением в обоих направлениях.

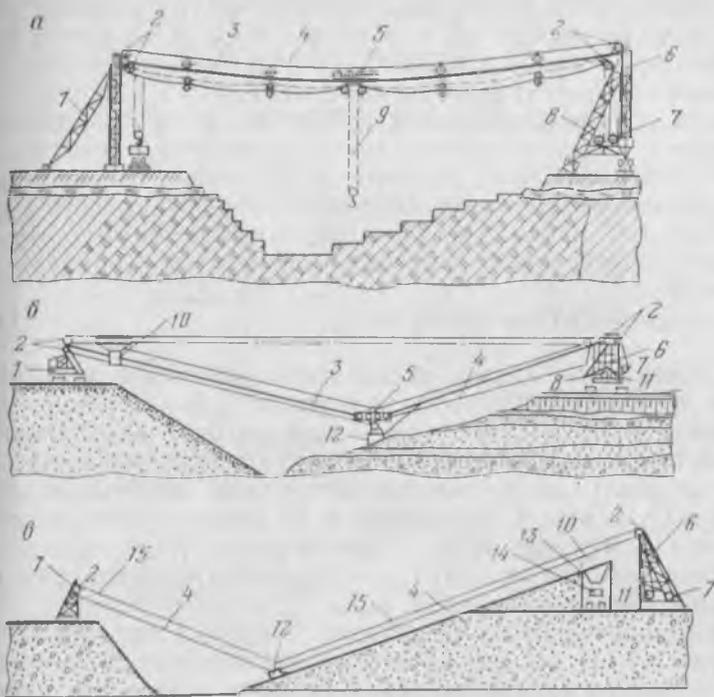


Рис. 17.12. Схемы разработки карьера с использованием кабельного крана, башенного экскаватора и канатного скрепера:

1 — хвостовая башня; 2 — блоки; 3, 4, 9 и 15 — соответственно несущий, тяговый, подъемный и хвостовой канаты; 5 — тележка; 6 — головная башня; 7, 8 и 11 — соответственно тяговая, подъемная и ездовая лебедки; 10 — положение ковша при разгрузке; 12 — ковш; 13 — разгрузочный полок; 14 — транспортный сосуд

Черпание и движение наполненного ковша осуществляются при натяжении тягового (головного) каната, а обратное движение ковша к забою обеспечивается натяжением хвостового каната при расторможенном барабане тяговой лебедки.

Опоры кранов, экскаваторов и скреперов выполняют стационарными, передвижными и самоходными (на рельсовом или гусеничном ходу) или головная опора является неподвижной, а хвостовая по мере выемки передвигается по кривой относительно нее. Нередко в качестве головной опоры используется гусеничный кран или драглайн, а хвостовой — бульдозер или, при разработке подводной залежи, понтон (баржа).

Канатные скреперы и башенные экскаваторы разгружают горную массу в штабель или через полок (часто совмещенный с бункером) в средства транспорта. У скрепера обычно ковш — подковообразной формы без дна. Ковш башенного экскаватора подобен ковшу драглайна. При выемке подводных залежей целесообразно применять ковши с пятью стенками.

Максимальный пролет (расстояние между башнями) у экскаваторов составляет 400 м, у кранов 1 км, у скреперов 300 м. Максимальная емкость ковша у экскаваторов достигает 14 м³, у скреперов 12 м³, грузоподъемность кранов 15 т, иногда более. Скорость перемещения ковша по забою при экскавации редко превышает 1 м/с, а скорость холостого движения скрепера достигает 3 м/с, скорость подъема и опускания ковша (груза) 0,25—1,5 м/с, скорость передвижения тележки по несущему канату 3—8 м/с, продолжительность разгрузки ковша 7—10 с.

$$Q_{к. э (к)} = 60E\eta / (l/v_1 + 2L/v_2 + t_{р. в}), \quad (17.11)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м³ (грузоподъемность крана, т); η — коэффициент экскавации (использования грузоподъемности) ($\eta = 0,7 \div 0,9$); l — длина забоя, обеспечивающая наполнение ковша (суммарное расстояние подъема и опускания груза за цикл), м; v_1 — скорость черпания (подъема и опускания груза), м/мин; L — расстояние от забоя (пункта погрузки) до места разгрузки, м; v_2 — транспортная (ездовая) скорость движения тележки, м/мин; $t_{р. в}$ — продолжительность разгрузки и вспомогательных операций, мин.

Производительность канатного скрепера определяется по формуле (17.11) без множителя 2 в знаменателе. В этом случае L — расстояние скреперования, м; v_1 и v_2 — скорости рабочего и холостого хода скрепера, м/мин. Производительность рассматриваемого оборудования резко снижается с увеличением L . Например, при изменении L от 20 до 300 м производительность башенного экскаватора уменьшается в 3 раза, а канатного скрепера — в 11 раз.

Башенные экскаваторы и канатные скреперы применяются при подводном способе выемки (до глубины 30 м), а также при разработке сильнообводненных и нарушенных залежей. Кабельные краны используют при добыче штучного камня (гранит, мрамор и др.), нерудных ископаемых и руд редких металлов в карьерах небольшой производственной мощности (300—500 тыс. м³/год).

17.7. ПЕРЕГРУЗОЧНЫЕ ПУНКТЫ

При комбинации автомобильного и железнодорожного транспорта перегрузка горной массы производится непосредственно из автосамосвалов в думпкары (гондолы) на эстакадных перегрузочных пунктах, иногда через бункерные устройства, или с промежуточным складированием и использованием выемочно-погрузочных средств.

Эстакадные перегрузочные пункты (ЭПП) при односторонней разгрузке и фронтальном выезде автосамосвалов обычно представляют собой широкие перегрузочные пло-

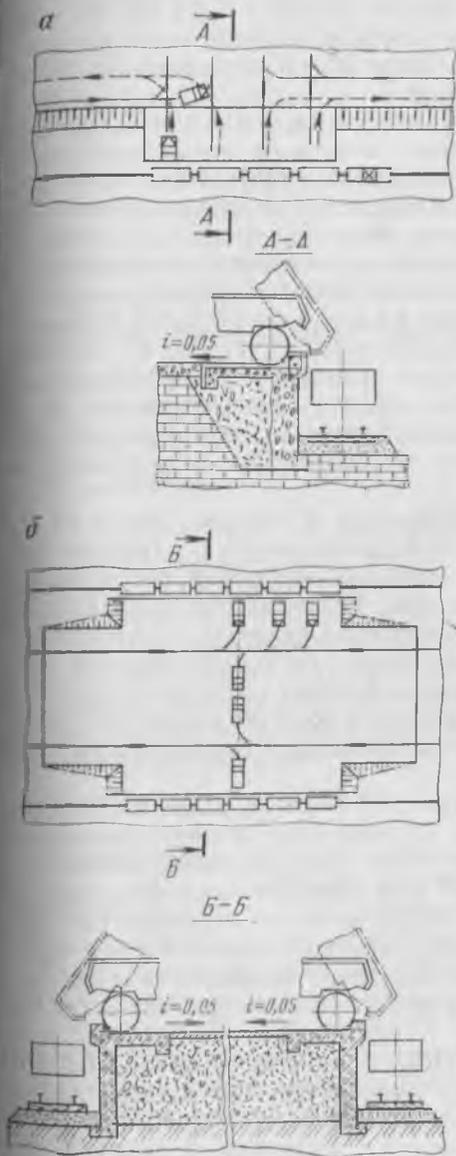


Рис. 17.13. Схемы эстакадного перегрузочного пункта при односторонней разгрузке и фронтальном въезде (а) и при фланговом въезде и двусторонней разгрузке (б)

щадки у откосов уступов или на полунасыпных, укрепленных подпорными стенками (рис. 17.13, а). При фланговом въезде и двусторонней разгрузке автосамосвалов эстакады устраивают в виде насыпей с двумя подпорными стенками или выполняют

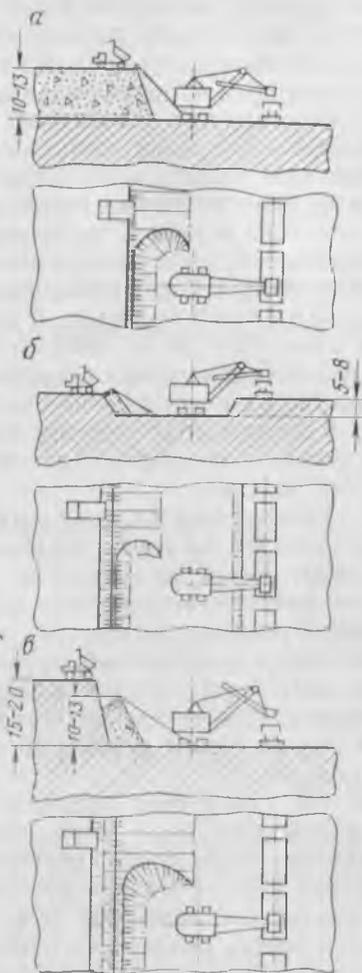


Рис. 17.14. Типовые схемы экскаваторных перегрузочных пунктов

из крупных железобетонных элементов (рис. 17.13, б). На перегрузочном пункте должен выдерживаться безопасный интервал между машинами (обычно не менее 20—25 м) и должно соблюдаться правостороннее движение.

Достоинства эстакадной перегрузки: высокая производительность, небольшие капитальные затраты и эксплуатационные расходы (1,2—2,5 коп/м³), небольшое требующееся пространство, благоприятные условия для автоматизации. Основные недостатки: жесткая связь между автомобильным и железнодорожным транспортом, наличие дополнительных сооружений и сложность их переноса, увеличение износа подвижного состава.

Перегрузочные бункерные устройства вместимостью 50—150 м³, оборудованные пластинчатыми питателями, целесообразны при стационарном расположении перегрузочного пункта на поверхности у борта карьера малой мощности, когда они играют роль аккумулялирующей емкости, ускоряют загрузку вагонов и сокращают простои автотранспорта в ожидании подачи поездов.

Перегрузка горной массы с промежуточным складированием обычно осуществляется с помощью мехлопата. Могут применяться также одноковшовые погрузчики и специальные погрузочные машины. Различаются экскаваторные перегрузочные пункты (промежуточные склады): с устройством насыпи складированной горной массы на горизонтальной площадке; с устройством приемного бункера (приямка) экскаватора и движением автомобильного и железнодорожного транспорта на одном уровне; со складированием горной массы у откоса уступа.

Склады в виде насыпей (рис. 17.14, а) с одно- или двусторонней погрузкой создаются на широких рабочих площадках или на поверхности карьера. При односторонней погрузке и длине насыпи более 150—200 м устраивают ряд фронтальных въездов с уклоном не более 5 % и шириной не менее 15—20 м со стороны нерабочего откоса; в других случаях въезды фланговые. Минимальная ширина верхней площадки насыпи при тупиковых маневрах автомашин 30—45 м, а при круговом или петлевом развороте 40—55 м.

Перегрузочные пункты (ПП) с приямком (рис. 17.14, б) представляют собой траншею длиной 30—100 м, шириной до 30—40 м и глубиной до 3,5—4 м. Параметры приямка определяются радиусом вращения кузова, радиусом и высотой разгрузки экскаватора. С одной стороны приямка укладывают путь, а с трех других сторон устраивают подъездные площадки размерами не менее 40×40 м.

Сооружение ПП со складированием горной массы под откос уступа (рис. 17.14, в) заключается в крутой его заоткоске и тщательной подборке подошвы. Минимальная ширина разгрузочной площадки при сквозном проезде автосамосвалов составляет 35—40 м. Такие склады, сооружаемые при узких площад-

ках на промежуточных горизонтах карьеров, имеют значительную протяженность (до 200—300 м).

Объемы, параметры и технология работы перегрузочных складов во многом зависят от их назначения. Рудные склады могут выполнять кроме приемо-погрузочных также регулировочные, резервные или раздаточные функции. Последние заключаются в усреднении или раздельном складировании и отгрузке отдельных сортов полезного ископаемого.

Технология валового складирования полезного ископаемого и вскрышных пород аналогична отвалообразованию при автотранспорте. Минимальная высота склада $H_{c, \text{min}} > \frac{2}{3} h_n$, где h_n — высота расположения напорного вала рукояти (4—6 м для экскаваторов ЭКГ-5 и ЭКГ-8И). $H_{c, \text{max}} = H_q + 1$ м, где H_q — высота черпания экскаватора. Общая вместимость склада (м^3)

$$V_{c, \text{об}} = f W_c m / n, \quad (17.12)$$

где f — коэффициент неравномерности добычи ($f = 1,05 \div 1,15$); W_c — объем поступающей на склад руды, $\text{м}^3/\text{год}$; m — число дней, на которое рассчитывается запас руды на складе (обычно до двух недель); n — число рабочих дней в году.

Активная вместимость склада $V_{c, \text{акт}} = k_o V_{c, \text{об}}$, где $k_o = 0,75 \div 0,8$ — коэффициент отгрузки складированной руды. Чтобы не требовалась переукладка погрузочного пути на складе, его активная емкость не должна превышать объема одной заходки складского экскаватора:

$$L_c A H_c \geq V_{c, \text{акт}}. \quad (17.13)$$

Из формулы (17.13) определяется необходимая длина склада L_c . Если требуемая протяженность склада невозможна по техническим условиям, необходима переукладка пути или переэкскавация руды из второй заходки.

Схемы путевого развития ПП предполагают устройство обменного пункта в виде разъезда с отцепкой или без отцепки локомотива (рис. 17.15, а, б) или обменного тупика (рис. 17.15, в). При двух экскаваторах на складе составы подаются по независимым путям или по одному пути пакетами (рис. 17.15, г, д). Минимальное время обмена (мин) достигается при схеме рис. 17.15, а:

$$t_o = (l_n + 20) / v + t_{o, \text{п}}, \quad (17.14)$$

где l_n — длина поезда, м; v — скорость движения локомотива, м/мин; $t_{o, \text{п}}$ — время отцепки локомотива от порожнего и прицепки к груженому составу, мин ($t_{o, \text{п}} = 2 \div 6$ мин).

На крупных карьерах при валовой перегрузке на складах работает до четырех-пяти экскаваторов ЭКГ-8И. Среднечасовая производительность экскаватора на складе на 18—20 % выше, чем в забое.

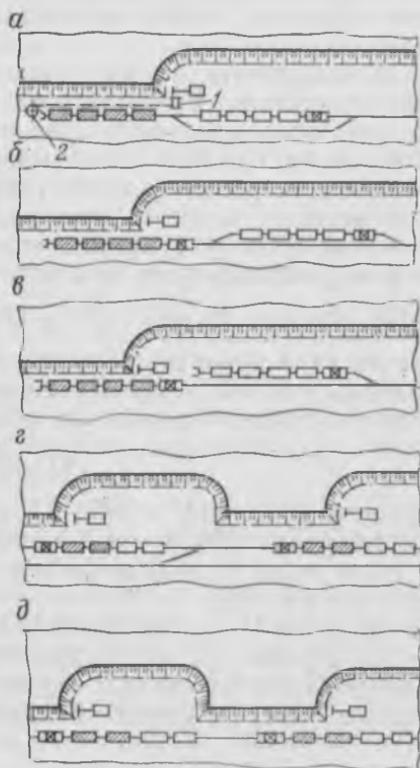
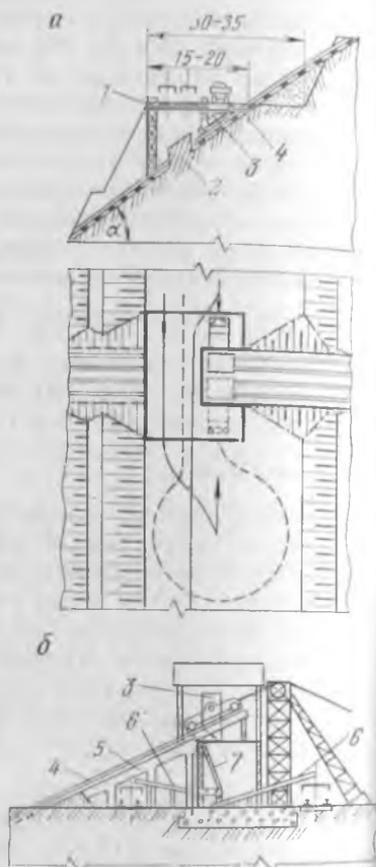


Рис. 17.15. Схемы путевого развития экскаваторных перегрузочных пунктов:

1 — лебедка; 2 — направляющий блок

Рис. 17.16. Схемы перегрузки горной массы из автосамосвалов в скипы и разгрузки скипов в бункер:

1 — мост; 2 — предохранительный целик; 3 — скип; 4 — рельсовый путь; 5 — наклонная эстакада; 6 — пластинчатые питатели; 7 — бункер



Достоинства экскаваторной перегрузки: большая производительность складов (до 30 млн. т/год), гибкость связи между автомобильным и железнодорожным транспортом, простота и короткий срок сооружения, возможность усреднения руд. Недостатки: необходимость использования дополнительного мощного оборудования, увеличение затрат на перегрузку, значительные размеры складских площадок.

При комбинации автомобильного транспорта со скиповым подъемом перегрузка горной массы в карьере из автосамосвалов в скипы (рис. 17.16, а) осуществляется непосредственно или через промежуточные бункера-дозаторы, вместимость которых кратна вместимости скипов и автосамосвалов.

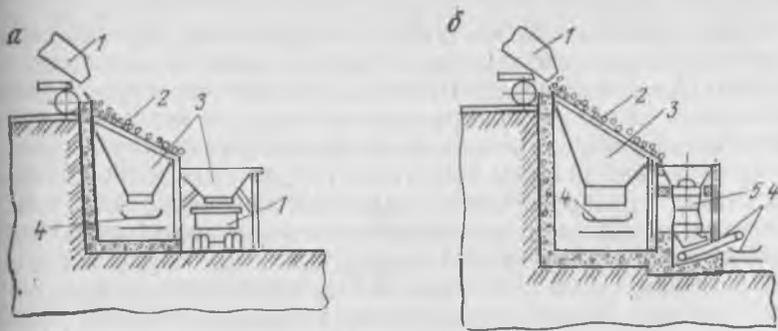


Рис. 17.17. Схемы перегрузочных пунктов:

а — грохотильного; б — грохотильно-дробильного; 1 — автосамосвал; 2 — стационарный колосниковый грохот; 3 — бункера; 4 — конвейеры; 5 — дробилка

При расположении ПП на промежуточном горизонте крутая траншея подъемника перекрывается сборным металлическим или железобетонным мостом для сквозного проезда автосамосвалов по транспортной берме. Автомашины разгружаются у края моста или на мосту, оборудованном поднимающимися лядями. Ширина моста должна обеспечить двухполосное движение автомашин, а ширина перегрузочной площадки — их свободный разворот (30—35 м). Для одного подъемника необходимо иметь два перегрузочных моста: один в работе, а другой в монтаже или демонтаже. Затраты на строительство перегрузочного пункта в карьере составляют 15—20 тыс. руб., расходы на перегрузку — 0,2—0,3 коп/т.

Скипы разгружаются в железобетонные бункера, вместимость которых не менее чем в 3—4 раза превышает вместимость скипа и обычно составляют 200—300 м³ и более (рис. 17.16, б). При совмещении ПП с корпусом крупного дробления руда из скипов разгружается в дробилки, а далее транспортируется конвейерами.

При комбинации автомобильного и конвейерного транспорта в зависимости от типа перемещаемых пород полустационарные и стационарные перегрузочные пункты оборудуются пересыпными воронками, бункерами с питателями, грохотильными и дробильными установками (рис. 17.17).

Пересыпные воронки, отличающиеся от бункеров меньшими размерами и отсутствием затворов, применяют при перегрузке мягких пород, доставляемых автосамосвалами грузоподъемностью до 5—7 т.

При перегрузке мелкоразрушенных полезных ископаемых (обычно угля) на поверхности и необходимости его аккумуляции сооружают заглубляемые в почву железобетонные бункера ячеечного или щелевого типа; из

бункеров горная масса поступает на конвейеры, расположенные в горизонтальных подземных и далее наклонных галереях, выходящих на поверхность. Возможна также перегрузка мелкокусковых пород на поверхности из средств колесного транспорта на конвейер с использованием полустационарных неглубоких бункеров траншейного типа, откуда, как и на абзетцерных отвалах, разгруженная горная масса экскавируется и перемещается на конвейер с помощью многоковшовых специализированных отвальных экскаваторов.

Грохотильные установки применяют, когда выход негабаритных кусков (по условиям транспортирования конвейерами) не превышает 10—15%. При содержании негабарита до 1—3% (иногда 5%) возможно использование колосниковых грохотов, а при выходе негабарита более 3—5% — приводных грохотов (вибрационных, валковых, качающихся и др.). Полезная длина колосникового грохота должна быть не менее 6 м, угол их наклона должен быть в пределах 28—35°, щели должны иметь расширение к нижней части грохота. При размере транспортальных фракций — 400 мм средняя ширина щели грохота 230—250 мм.

Перегрузочные пункты, помимо грохотильной установки, включают разгрузочную площадку или эстакаду с мостом для проезда автосамосвалов, бункера для подрешетного и надрешетного продуктов грохочения (последний может отсутствовать), а также питатели (обычно пластинчатые).

Дробильные установки перегрузочных пунктов оборудуются дробилками: щековыми, конусными или ударного действия. Щековые дробилки по сравнению с конусными конструктивно проще и меньше по размерам, но производительность их при одинаковой ширине разгрузочной щели меньше (примерно в 3 раза), больше расход электроэнергии (почти в 2 раза) и затраты на дробление. При использовании конусных дробилок кусковатость почти 15% дробленой руды превышает ширину разгрузочной щели b , а максимальный размер дробленых кусков $d_k = 2,1b$; степень измельчения конусными дробилками до 8, чаще 3—4.

Конусная дробилка ККД-1500/180 наиболее распространена на рудных карьерах. Щековые дробилки имеют приемные отверстия до 1500×2100 мм. Как правило, на перегрузочных пунктах устанавливают две щековые дробилки, заменяющие одну конусную.

Для дробления неабразивных горных пород (содержание кремнезема менее 10%) с пределом прочности на сжатие до 150 МПа целесообразно применять дробилки ударного действия (молотковые и роторные). Масса их при одинаковой производительности со щековыми дробилками в 5 раз меньше. Степень измельчения составляет 6—8 (максимальная до 20). Удельный расход электроэнергии соответственно ниже на 80 и 20%, чем у щековых и конусных дробилок, и равен 0,5—1,5 кВт·ч/т.

Дробилка выбирается по размеру наибольшего куска загружаемого материала и по требуемой производительности при заданной ширине разгрузочной щели. Отмечается тенденция к широкому использованию мобильных или полустационарных дробильных комплексов.

Установка грохотов на перегрузочном пункте перед щековыми дробилками экономически целесообразна, если в поступающей горной массе содержание транспортальных конвейерами фракций составляет не менее 30—40% (вибрационный грохот) или 20% (колосниковый грохот).

Типом применяемой дробилки, размерами бункера, наличием или отсутствием грохота и питателей определяются параметры перегрузочных пунктов. Капитальные затраты зависят от строительного объема здания и применяемого оборудования.

При комбинации автомобильного и гравитационного транспорта непосредственная разгрузка автосамосвалов в рудоскат (рудоскат) или в приемный бункер дробилки обычно осуществляется поочередно (один пункт разгрузки) или одновременно с двух-трех сторон приемного отверстия.

Перегрузка руды в вагонетки подвесной канатной дороги (ПКД) из узкоколейных вагонеток или автосамосвалов производится через промежуточный бункер. Вагонетки ПКД разгружаются также в бункер.

17.8. УСРЕДНЕНИЕ РУД И УСРЕДНИТЕЛЬНЫЕ СКЛАДЫ

Прикарьерные и внутрикарьерные склады отвального типа, расположенные соответственно на поверхности близ карьера или на борту его, чаще всего наряду с усреднением (рис. 17.18) выполняют и перегрузочные функции. Технология усреднения заключается в последовательной отсыпке тонких наклонных (иногда горизонтальных) слоев руд различных сортов и последующей выемке и отгрузке руды из штабеля в экскаваторной заходке, перпендикулярной к отсыпанным слоям (рис. 17.19, а). Перемешивание достигается за

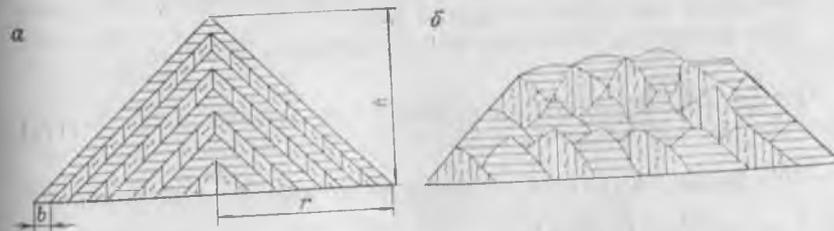


Рис. 17.18. Схемы усреднения полезного ископаемого в забое конусованием и штабелированием

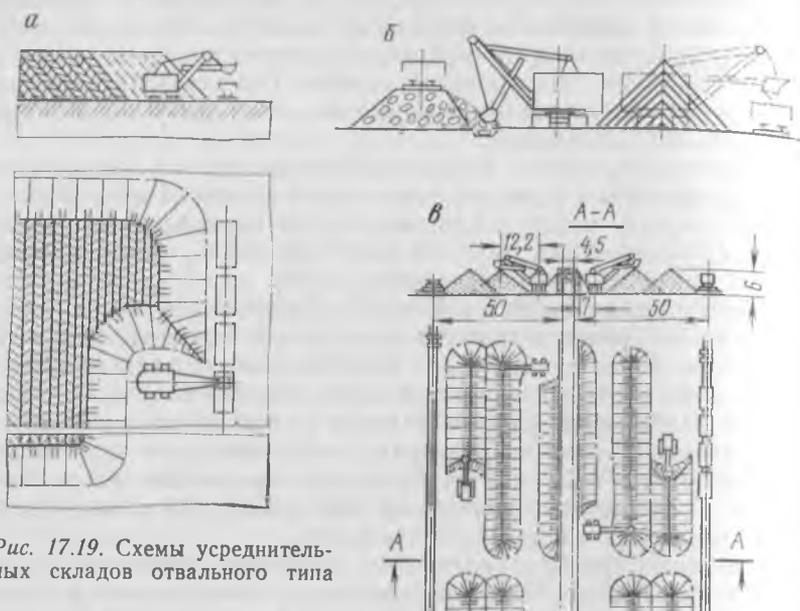


Рис. 17.19. Схемы усреднительных складов отвального типа

счет того, что при черпании ковш экскаватора пересекает разнокачественные слои рудной массы, число которых

$$n_c = \frac{H_c^2 b_a}{V_a} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta), \quad (17.15)$$

где H_c — высота склада (штабеля), м; b_a — ширина кузова автосамосвала, м; V_a — объем разрыхленной горной массы в кузове автосамосвала, м³; α — угол естественного откоса штабеля, градус; β — средний угол черпания экскаватора, градус.

Отсыпка штабеля полезного ископаемого обычно продольная (относительно экскаваторной заходки). При автотранспорте поперечное развитие фронта разгрузки почти не применяется из-за малой его длины L ; иногда используют диагональную отсыпку для уменьшения вместимости и размеров склада.

Активная вместимость склада (м³):

при разгрузке автосамосвалов под откос штабеля

$$V_{c, \text{акт}} = \frac{H_c^2 A}{2} (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta); \quad (17.16)$$

при разгрузке автосамосвалов на поверхности штабеля

$$V_{c, \text{акт}} = 2H_c A \sqrt{\operatorname{ctg} \alpha V_a}, \quad (17.17)$$

где A — ширина экскаваторной заходки, м.

Высота (м) складского штабеля, обеспечивающая достижение заданной величины коэффициента усреднения $K_{\text{уср}}$ в порции руды q (м³):

при разгрузке автосамосвалов под откос штабеля

$$H_c = \sqrt{\frac{2q}{A(\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)(1 - K_{\text{уср}})^2}}; \quad (17.18)$$

при разгрузке автосамосвалов на поверхности штабеля

$$H_c = \frac{q}{A(1 - K_{\text{уср}})^2 \sqrt[3]{24 \operatorname{ctg} \alpha V_a / \pi}}. \quad (17.19)$$

Дополнительная (технологическая) вместимость склада должна обеспечить беспрепятственную разгрузку автосамосвалов и определяется размерами площадки для разворота автомашин и въездов на поверхность штабеля.

При доставке руды из карьера железнодорожным транспортом ее разгружают в приямок вдоль насыпи, откуда руда переэкскавируется в штабель (рис. 17.19, б). Длина склада по его активной вместимости в этом случае должна согласовываться с длиной фронта разгрузки составов.

В некоторых случаях для лучшего усреднения производится дополнительное перемешивание рудной массы посредством кратной переэкскавации (рис. 17.19, в). Интенсификация разгрузки и погрузки достигается при размещении штабеля по обе стороны железнодорожного пути. При мелкокусоватом материале склады могут быть оборудованы помимо экскаваторов грейферными перегрузочными кранами.

При раздельном складировании отдельных типосортов полезного ископаемого склад по фронту разделяется на ряд штабелей. Для каждого типоразмера необходимо иметь не менее двух штабелей одинаковой емкости: один в стадии формирования, а другой — в стадии отгрузки. Минимальная длина каждого штабеля определяется как необходимым фронтом разгрузки автосамосвалов или поездов, так и возможностями раздельного складирования и погрузки и составляет не менее 50—60 м при автомобильном и 100—120 м при железнодорожном транспорте. Минимальная длина (м) склада при раздельном складировании руд

$$L_{p, c} = \mu \lambda L_{ф. p}, \quad (17.20)$$

где μ — число раздельно складировуемых типосортов руды; λ — число штабелей каждого типосорта; $L_{ф. p}$ — минимальная длина фронта разгрузки, м.

На практике длина усреднительных складов изменяется от 80 до 500 м, а вместимость — от 50 тыс. до 500 тыс. м³. Коэффициент усреднения качества на прикарьерных складах $K_{\text{уср}} = 2 \div 3,5$. Затраты на усреднение составляют 4—12 коп/т, достигая 5—8 % себестоимости добычных работ.

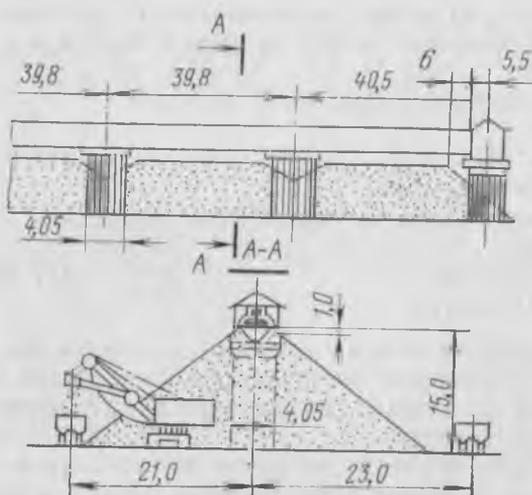


Рис. 17.20. Схема эстакадного усреднительного склада Магнитогорского железорудного карьера

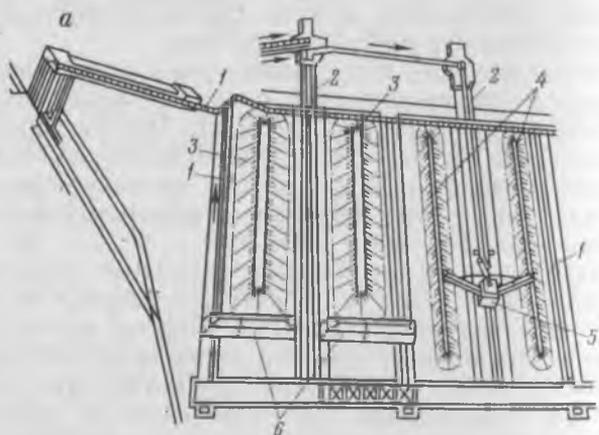


Рис. 17.21. Схемы безэстакадного усреднительного склада:

1 — конвейеры для перемещения усредненной руды; 2 — конвейеры для погрузки руды в штабеля; 3, 4 — соответственно заполненные и заполняемые штабеля; 5 — укладчик руды; 6 — погрузочные машины

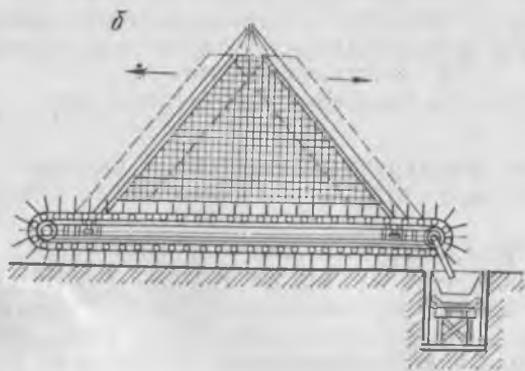
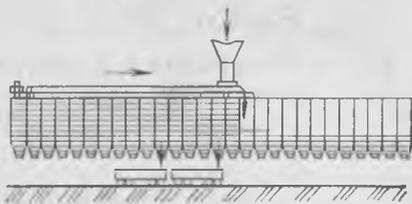


Рис. 17.22. Схема усреднительных бункеров



Эстакадные склады устраивают обычно в виде конвейерных галерей с пролетами 30—50 м (рис. 17.20). Посредством разгрузочной тележки с двусторонними течками, непрерывно движущейся вдоль ленточного конвейера (скорость 0,1—0,3 м/с), руда отсыпается тонкими наклонными слоями в штабель. Выемка производится вкрест отсыпанным слоям. Высота штабеля 10—20 м, вместимость его 10—40 тыс. м³, число слоев в штабеле 500—1200. Для снижения влияния концевых полуконов штабеля должно выдерживаться отношение его длины к ширине $L_{ш}/B_{ш} \geq 6$.

На безэстакадных складах (рис. 17.21, а) руда с конвейеров одно- или двухконсольными укладчиками (типа отвалообразователя) укладывается тонкими слоями в штабеля. Отгрузка производится тонкими поперечными слоями на скребковый конвейер с помощью шарнирно укрепленной на самоходной тележке бороны (реклаймера) — трапециевидной рамы с 400—500 зубьями, совершающей до 15—20 возвратно-поступательных движений в минуту. Схема отгрузки руды показана на рис. 17.21, б.

Усреднение в бункерах достигается загрузкой их тонкими горизонтальными слоями при помощи реверсивного конвейера и выпуском через разгрузочные люки в нижней части бункеров, в которых руда равномерно поступает, перемешиваясь, из всех слоев по высоте (рис. 17.22). Для каждого типа сорта поступающей руды необходимо иметь не менее двух бункеров: один — в стадии формирования, другой — разгрузки. Разгрузка бункера должна назначаться только после полного его заполнения и наоборот. Усреднение в бункерах достаточно эффективно. Например, на Криворожских ГОКах число повагонных анализов при этом способе усреднения, укладываемых в интервал колебаний $\pm 1,5\%$ среднесуточного, изменяется от 90 до 97%. Вместе с тем эффективность усреднения зависит от вместимости бункеров, обычно не превышающей на карьерах 500—600 т, а на фабриках составляющей несколько тысяч тонн, что связано со значительными капиталовложениями.

Раздел V

Разработка строительных горных пород

18. ПРОЦЕССЫ РАЗРАБОТКИ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

18.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОДУКЦИИ

Щебень, гравий и песок должны соответствовать определенным требованиям, устанавливаемым ГОСТами, регламентирующими размеры фракций готовой продукции, содержание слабых включений (в щебне и гравии), глинистых и пылевидных частиц, морозостойкость и форму зерен щебня и гравия.

Щебень для различных видов строительных работ выпускается фракциями 5—10, 10—20, 20—40 и 40—70 мм. Содержание слабых разностей пород ($\sigma_{сж}$ менее 20 МПа) не должно превышать 10 %, пылевидных и глинистых частиц — 2—3 %, зерен пластинчатой (лещадной) и игловатой форм — 15 % (по массе). Щебень характеризуется маркой (для бетона — по прочности), устанавливаемой по его дробимости при сжатии (раздавливании). По прочности щебень делится на семь марок: 1200, 1000, 800, 600, 400, 300, 200. По морозостойкости (Мрз) щебень подразделяется на выдерживающий 15, 25, 50, 100, 150, 200 и 300 циклов попеременного замораживания и оттаивания (Мрз 15, Мрз 25, Мрз 50 и т. д.).

Гравий, получаемый рассевом природных гравийно-песчаных смесей, характеризуется такими же, что и щебень, размерами и количеством фракций, содержанием зерен слабых разностей пород, формой, степенью морозостойкости. Количество глинистых, илистых и пылевидных частиц не должно превышать 1 % (по массе). Различают три марки гравия в зависимости от дробимости (Др) при сжатии: Др 8, Др 12, Др 16.

Песок подразделяют на природный и дробленый. В природном обогащенном песке допускается наличие зерен размером 5—10 мм — до 5 %, а крупнее 10 мм — до 0,5 % по массе, пылевидных, глинистых и илистых частиц — до 3 %, в том числе содержание глины — до 0,5 %. Не допускаются посторонние загрязняющие примеси в песке.

Дробленый песок из невыветрелых изверженных, метаморфических, плотных осадочных пород или из гравия выпускается двух фракций (—1,25 и —0,63 мм), а по прочности может быть двух марок (800 и 400). Содержание пылевидных и глинистых частиц не должно превышать 5 %, в том числе глины — 0,5 %.

Камни стеновые из известняков и туфов, применяемые для кладки стен (тип 1), перегородок и других частей зданий и сооружений (тип 2), выпускаются следующих марок: 4, 7, 10, 15, 25, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 200, 300 и 400. Номер марки соответствует пределу прочности при сжатии (в технической системе единиц). Так, 0,4—5 МПа имеют пористые известняки — ракушечники, 5—15 МПа — плотные мшанковые известняки, 5—40 МПа — туфы.

Стеновые камни получают из горных пород плотностью не более 2100 кг/м^3 , масса одного камня до 40 кг. Они не должны иметь прослоек глины, мергеля, видимых трещин, водопоглощение должно быть не более 30 % (по массе), коэффициент размягчения не менее 0,6, $M_{рз}$ 15 при потере не более 25 % прочности при сжатии. Отдельные стеновые камни имеют длину 390 и 490 мм, ширину 190 и 240 мм, высоту 188 и 288 мм. Определенные требования предъявляются к внешнему виду камней.

Блоки стеновые из природного камня должны иметь длину 500—3020 мм, ширину 820—1000 мм и высоту 300, 400, 500 мм. Допускаемые отклонения не превышают 10 мм.

Природными облицовочными камнями называют горные породы, имеющие красивую окраску и рисунок (декоративность), обладающие необходимой прочностью и погодостойкостью, а также монолитностью, обеспечивающей получение крупных блоков.

Блоки из природного камня, добываемые для распиливания на облицовочные изделия, разделяются на пассированные (тип I) и непассированные (тип II), а по объему — на крупные ($1,5\text{—}4,4 \text{ м}^3$), средние ($1,0\text{—}1,45 \text{ м}^3$) и мелкие ($0,45\text{—}0,95 \text{ м}^3$)*. Блоки типа I имеют длину 0,9—2,6 м, ширину 0,5—1,3 м и высоту 0,9—1,3 м; для блоков типа II рекомендуется один из размеров, который должен быть не менее 0,15 м и не более 0,4 м. Все они должны иметь правильную прямоугольную форму. Высота выступов и впадин не должна превышать 25 и 50 мм соответственно для пассированных и непассированных блоков.

Прочность пород, используемых в качестве блоков, должна быть: изверженных 60—90 МПа, метаморфических 30—50 МПа, осадочных (5—20) МПа. Водопоглощение W_v , $M_{рз}$ и коэффициент размягчения $K_{рм}$ для изверженных пород не нормируются. Для пород средней и малой прочности $M_{рз} \geq 25$, $K_{рм} \geq 0,7$ и 25 %.

Изделия, используемые для настила полов, должны иметь истираемость камня не более $2,2 \text{ г/см}^2$ при слабом движении и не более $0,48 \text{ г/см}^2$ при интенсивном движении людских потоков.

Применение взрывчатых веществ при добыче блоков не рекомендуется, так как это приводит к появлению трещиноватости массива и нарушению его сплошности.

* Объемы приведены для блоков типа I.

18.2. ПРОЦЕССЫ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ

Процессы производства щебня составляют общий технологический процесс добычи полезного ископаемого в забоях и транспортирования, его переработки, складирования и отгрузки готовой продукции потребителям.

Переработка строительных скальных пород на щебень представляет собой в общем случае совокупность технологических процессов дробления, грохочения (сортировки), обогащения и обезвоживания.

Дробление — важнейший и наиболее дорогостоящий процесс (40—60 % общих затрат на процессы переработки).

Грохочение (сортировка) осуществляется просеиванием перерабатываемого материала через одно или несколько сит (решет) на специальных установках — грохотах. При грохочении материал делится на надрешетный (верхний) продукт и прошедший через отверстия решета подрешетный (нижний) продукт. Наибольший и наименьший размеры кусков соответственно подрешетного и надрешетного продуктов считают условно равными величине отверстий данных решет. Материал, прошедший через предыдущее решето и оставшийся на последующем решете, называется классом или фракцией (например, фракция 5—10 мм или класс 5—10 мм). Материал, поступающий на переработку, называют исходным.

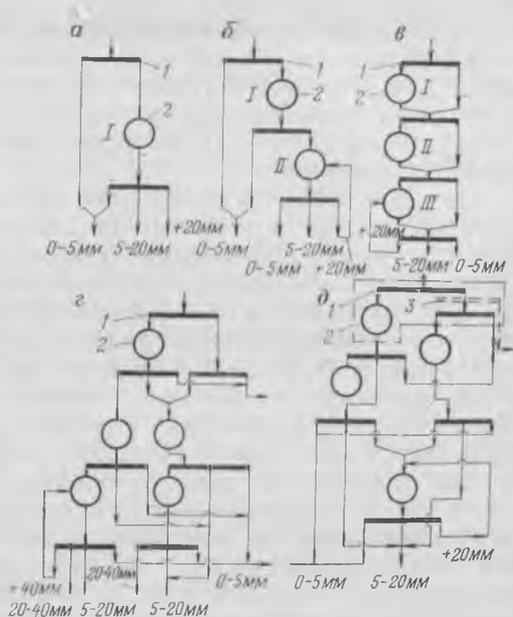
Щебень, используемый в качестве заполнителя для бетона (железобетона), обычно очищается от загрязняющих примесей (включений глинистых, илистых и других частиц) в процессе *обогащения*.

Обезвоживание снижает смерзаемость мелких фракций после их промывки и улучшает условия транспортирования материала ленточными конвейерами.

Путь перемещения перерабатываемого материала в последовательных процессах переработки принято называть технологической схемой переработки.

Дробление пород оценивается степенью дробления i — отношением размеров кусков D исходного материала к размеру зерен d дробленного продукта ($i = D : d$), — которая показывает кратность уменьшения кусковатости материала после дробления. Требуемая степень дробления исходного материала при производстве высококачественного щебня в общем случае достигается последовательно в несколько стадий дробления на отдельных дробильных установках. В каждой стадии дробления обеспечивается получение продукта определенной (максимальной) степени кусковатости. Число стадий дробления определяется прежде всего характером полезного ископаемого, поступающего на первичное дробление, и требованиями к конечному продукту переработки. От правильно выбранного числа стадий дробления зависят количество и размер фракций производимого щебня.

Рис. 18.1. Технологические схемы переработки при производстве щебня: а — одностадийная с открытым циклом; б, в — двух- и трехстадийные с замкнутым циклом; г — двухпоточная; д — комбинированная; I, II, III — стадии дробления; 1 — грохочение; 2 — облобье; 3 — глиноотделение



Технология процессов переработки при производстве щебня позволяет после каждой стадии дробления либо получать готовую продукцию (полностью или частично), либо направлять весь получаемый продукт на грохочение или соответствующие обогатительные установки для разделения его по фракциям или прочности. Поэтому на практике иногда встречается одностадийная схема дробления (рис. 18.1, а). Однако более распространены двух- и трехстадийные схемы (рис. 18.1, б, в), реже применяются четырехстадийные.

Первая (первичная) стадия, или стадия крупного дробления, предусматривает обычно дробление исходного материала (поступающего из забоев карьера) до крупности 100—350 мм. Вторая (вторичная) стадия, или стадия среднего дробления, обеспечивает получение материала крупностью 40—100 мм, а третья стадия — мелкого дробления — крупностью 5—30 мм. При четырехстадийной схеме две первые стадии могут считаться стадиями крупного дробления, а две последующие — соответственно стадиями среднего и мелкого дробления.

Во всех вариантах, как правило, используют схемы с замкнутым циклом дробления (рис. 18.1, б, в, г, д). В этом случае материал возвращается частично в агрегат для повторного дробления. После каждой последовательной стадии дробления материал подвергается грохочению, в процессе которого происходит его разделение по крупности.

При одностадийной схеме (см. рис. 18.1, а) материал проходит одну стадию дробления и грохочения, чаще с откры-

тым (но иногда и с замкнутым) циклом, после чего он поступает в виде готовой продукции на пункты приема (склады, бункера) для отгрузки потребителям. Такая схема используется обычно на карьерах малой производственной мощности (до 50 тыс. м³ щебня в год), например притрассового типа (для дорожного строительства).

При двухстадийной схеме (см. рис. 18.1, б) надRESHETный продукт первичного дробления направляется в дробилки вторичного дробления. Данная схема используется в основном на карьерах производственной мощностью до 200—400 тыс. м³ щебня в год, она обеспечивает производство щебня до четырех, преимущественно крупных, фракций.

На карьерах средней и большой производственной мощности и для производства щебня преимущественно мелких фракций применяют трех- или четырехстадийное дробление. При этих схемах заключительная стадия дробления осуществляется в замкнутом цикле с грохотом (см. рис. 18.1, в), ячейки решета которого обеспечивают заданную крупность щебня.

В зависимости от качества разрабатываемых в карьере пород технологическая схема переработки может быть одно-двухпоточной или комбинированной. Каждый поток включает замкнутый цикл технологических процессов переработки.

При однопоточной технологической схеме вся поступающая из карьера порода проходит через последовательные операции переработки в одном технологическом потоке (см. рис. 18.1, а, б, в). Такая схема используется при разработке месторождений однородных изверженных, метаморфических и осадочных карбонатных пород повышенной прочности при минимальном содержании или отсутствии слабых и глинистых включений.

При двухпоточной технологической схеме (см. рис. 18.1, г) переработка горных пород осуществляется в двух самостоятельных потоках с аналогичными процессами, операциями и обычно аналогичным оборудованием. Эта схема обеспечивает повышение производительности предприятия и надежности его работы, а также применяется при разработке разнопрочных карбонатных пород, когда в одном из потоков можно выделять более прочные компоненты для производства щебня повышенной прочности.

При разработке сложноструктурных месторождений разнопрочных пород с повышенным содержанием слабых и глинистых включений часто применяют комбинированную технологическую схему (см. рис. 18.1, д). Эта схема, характеризующаяся наличием двух самостоятельных потоков в промежуточной части технологического процесса переработки, позволяет выпускать качественный щебень одного сорта.

18.3. МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ

Доставляемое из карьера полезное ископаемое разгружается в приемный бункер (железобетонный или металлический), откуда механическим питателем (обычно пластинчатого типа) подается непрерывно и равномерными порциями в первичную дробилку или на грохот (предварительное грохочение).

При доставке полезного ископаемого комбинированным транспортом с использованием конвейеров (например, при автомобильно-конвейерном транспорте) необходим вынос узла первой стадии дробления непосредственно в карьер. Такие узлы могут быть полустационарными (на концентрационном горизонте) или передвижными. Во всех других случаях узел первой стадии дробления размещают в стационарных целях. При одностадийной схеме продукт первой стадии дробления является готовой продукцией, а при многостадийных схемах продукт крупного дробления подвергается последующей переработке (повторное дробление, сортировка и т. д.). На карьерах, разрабатывающих прочные однородные изверженные и метаморфические породы ($\sigma_{сж} > 80$ МПа) или осадочные породы ($\sigma_{сж} > 50$ МПа), в малой степени загрязненные легкопромывистой глиной и песком (до 4—6 %) при содержании слабых разностей до 12 %, полезное ископаемое подается непосредственно на первичную головную дробилку.

При разработке сложноструктурных карбонатных месторождений узел крупного дробления может включать две операции грохочения: предварительное (или вспомогательное) и подготовительное. Кроме того, на подобных предприятиях целесообразно включать в узел первой стадии дробления операцию выделения глинистых примесей между первой и второй операциями грохочения (см. рис. 18.1, д). В этом случае полезное ископаемое со значительным содержанием глинистых и слабых включений направляется на первую (вспомогательную) операцию грохочения, выполняемую на неподвижном колосниковом грохоте с размером щелей около 150 мм. Здесь полезное ископаемое разделяется на две части: надрешетный продукт (крупностью свыше 150—250 мм) поступает в первичную дробилку, а подрешетный продукт после выделения глины — на вторую (подготовительную) операцию грохочения, при которой продукция разделяется на отходы (фракции 0—40 мм, содержащие до 80 % слабых и загрязняющих включений), удаляемые в отвал, и полезный продукт (фракции 40—200 мм).

Таким образом, полезная продукция первой стадии дробления разделяется далее на два потока материала различной прочности (прошедшего первичное дробление и отсеянного только при помощи грохочения). Обычно стремятся сохранить эти потоки для раздельной переработки на последующей, второй стадии дробления. При этом используется комбинированная технологическая схема.

Дробилку первой стадии выбирают прежде всего по размеру ее зева, который должен обеспечить прием максимальных кусков полезного ископаемого. После этого проверяют соответствие производительности дробилки поступающему из карьера грузопотоку.

Первая стадия дробления при производстве щебня из пород прочностью до 300—350 МПа осуществляется, как правило, в щековых дробилках, которые широко применяются ввиду простоты их конструкции. Малые их модели используют также и на второй стадии дробления. Увеличение производительности дробления достигается установкой двух параллельных дробилок. При большем числе щековых дробилок резко усложняется транспортная схема узла вторичного дробления и поэтому целесообразнее их замена конусной дробилкой среднего дробления. Размеры разгрузочных отверстий серийно выпускаемых щековых дробилок позволяют подавать в них куски породы размером от 200 до 1200 мм, а изменение ширины выпускной щели — менять их производительность и зерновой состав раздробленного материала.

Выбор дробилок второй и последующих стадий дробления зависит от характера разрабатываемых пород. При прочих абразивных породах широко применяют конусные дробилки. Основное отличие конусной дробилки от щековой — непрерывность операций дробления и разгрузки, значительно увеличивающая производительность машины, а также равномерность дробления.

Выпускают конусные дробилки для крупного, среднего и мелкого дробления. Дробилки первого типа высокопроизводительны, но весьма сложны, вследствие чего на предприятиях по производству щебня они используются редко. Наибольшее распространение получили конусные дробилки среднего дробления типа КСД, применяемые обычно на второй его стадии.

Третья и четвертая стадии дробления при получении мелких заполнителей для бетона осуществляются с использованием конусных дробилок мелкого дробления типа КМД. При четырехстадийном дроблении на второй стадии для вторичного крупного дробления применяют обычно щековые или роторные дробилки (при карбонатных породах). Дробление неабразивных карбонатных пород (при $\sigma_{сж}$ до 120 МПа) осуществляется в роторных или молотковых дробилках. При породах средней и ниже средней прочности с загрязняющими примесями (в первую очередь глинами) применяют молотковые или валковые дробилки.

В процессе переработки используют три вида грохочения (см. рис. 18.1): предварительное, промежуточное и окончательное.

Предварительное грохочение (выделение отдельных фракций перед дроблением) может осуществляться при всех стадиях дробления. В результате образуются два потока, направляемые

на последующие стадии переработки: надрешетный продукт (крупные фракции) и подрешетный продукт.

Предварительное грохочение перед первой стадией дробления целесообразно при переработке любых строительных пород, содержащих более 20 % кусков, размер которых меньше ширины выпускной щели первичной дробилки, а также при наличии включений глинистых и слабых пород. При этом часто используют неподвижные колосниковые грохоты, а в отдельных случаях (для повышения эффективности грохочения) — вибрационные колосниковые грохоты.

Предварительное грохочение перед второй и последующими стадиями дробления, осуществляемое на вибрационных и эксцентриковых грохотах и называемое *промежуточным грохочением*, применяют практически всегда для повышения производительности дробилок и снижения объема переизмельченной породы.

Окончательное грохочение заключается в разделении раздробленного материала на фракции заданной крупности (получение готовой фракции).

Для получения продукции высокого качества, особенно при содержащем загрязняющие примеси исходном сырье, используют различные методы *обогащения*. Наиболее простым, но громоздким и недостаточно экономичным методом очистки щебня, гравия и песка от глинистых, пылеватых или илистых частиц является промывка. При производстве высококачественных заполнителей для бетона промывке подлежат и прочные изверженные метаморфические и осадочные породы без включений глины. В этом случае промывка производится при окончательной сортировке продукции по заданным фракциям, например на плоских грохотах; при этом вода под давлением до 0,3 МПа подается на всю поверхность верхнего сита грохота или по перфорированным трубам. Наибольшее распространение для промывки материала крупностью до 80 мм получили корытные мойки. Промывка дробленых пород крупностью 350 мм, содержащих включения глины с коэффициентом пластичности $K_{п} \leq 10 \div 15$ в количестве не более 5 %, может производиться в барабанных грохотах. Для труднопромываемых пород крупностью до 150 мм, содержащих включения тяжелой вязкой глины при $K_{п} > 10 \div 15$ в количестве свыше 10 %, используются специальные машины (скрубберы). Промывка гравия и песка производится в вибро- или корытных мойках, песка — в пескомойках и классификаторах, где он одновременно разделяется по классам.

Перспективными являются специальные методы обогащения, обеспечивающие повышение качества выпускаемой продукции при разработке месторождений строительных горных пород с большим содержанием глины: методы, основанные на различии в плотности прочных и слабых зерен обогащаемого материала (например, обогащение в тяжелых средах); обога-

Бункерные склады состоят из погрузочных бункеров (рис. 18.2, з). В зависимости от конструкции днища и выпускных устройств различают бункера односкатные и двускатные, с боковой и центральной разгрузкой. Доставка готовой продукции в бункера и распределение ее по длине бункера производятся стационарными конвейерами. При бункерных складах обеспечивается высокая производительность погрузки, они удобны в эксплуатации, в них лучше сохраняется качество материала, чем в открытых складах. Однако такие склады применяются лишь на предприятиях средней и большой производственной мощности (0,5—1 млн. м³ щебня в год и более) для высокомарочного щебня мелких фракций. В последнее время бункерные склады (типа силосных) стали использовать для хранения известняковой сельскохозяйственной муки, производимой при комплексном использовании сырья на карьерах.

Полубункерные склады (рис. 18.2, д) представляют собой комбинацию открытого и закрытого складов. Их применяют при складировании щебня мелких фракций.

При выборе типа склада учитывают его необходимую емкость, режим работы предприятия, характер готовой продукции, климатические условия и другие факторы. Целесообразная вместимость склада на предприятии, выпускающем четыре-шесть фракций готовой продукции при круглогодичном режиме работ, составляет:

производственная мощность предприятия по готовой продукции, тыс. м ³ /год	вместимость склада, тыс. м ³ (суток работы)
200	10—11 (15—17)
400	14—16 (10—12)
600	14—16 (6—7)
1200	25 (7)

Отгрузка готовой продукции на современных складах производится с помощью конвейеров, экскаваторов, погрузчиков, из бункеров.

Конвейерная отгрузка (рис. 18.2, е) наиболее экономична, обеспечивает возможность усреднения качества и может быть использована при любых фракциях щебня (гравия) и круглогодичном режиме работы предприятия.

Экскаваторная отгрузка применяется в случаях, когда сооружение дорогостоящих подштабельных галерей нецелесообразно (например, при сезонном режиме работы предприятия) либо невозможно (при неблагоприятных гидрогеологических, климатических и других условиях). Недостатками погрузки экскаватором или погрузчиком являются измельчение и загрязнение готовой продукции.

Бункерная отгрузка осуществляется обычно одновременно через несколько течек, оборудованных разгрузочными механизмами (лотковыми затворами или вибропитателями)

Продолжительность бункерной отгрузки зависит от характера готовой продукции, формы бункера, размера и числа выпускных отверстий. Например, продолжительность загрузки полувагона грузоподъемностью 60 т через четыре тетки составляет 3—5 мин.

18.5. ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ДОБЫВАНИЯ КАМНЯ

Месторождения естественного камня, как правило, залегают в благоприятных горно-геологических условиях, на небольшой глубине от поверхности. Вместе с тем разработка таких месторождений характеризуется специфическими особенностями.

1. Наличие определенных закономерностей в строении добываемого камня, изменении его прочности в различных направлениях и в расположении трещин обуславливает выбор технологических схем и параметров процессов применительно к элементам залегания и направлению облегченного раскола или распила камня.

2. Сохранение физико-механических свойств и декоративности разрабатываемых горных пород, а также достижение определенных размеров и формы камня возможно при использовании специальных методов и средств направленного разрушения породы, обеспечивающих концентрацию критических напряжений строго в необходимых плоскостях раскола или среза.

3. Отбойка наиболее ценных блоков крупных размеров и большой массы (10 т и выше) требует проведения подготовительных, выемочных, погрузочных и транспортно-складских процессов с тяжелыми неделимыми грузами.

4. Относительно небольшая мощность карьеров, малая высота уступов и часто нерегламентированные отметки горизонтов обуславливают специфику всех производственных процессов, начиная от подготовки к выемке и кончая транспортированием.

5. Получение из массива наряду с блоками или штучным камнем попутной горной массы (отходов), объем которой часто превышает в несколько раз количество добываемой основной продукции, требует организации работ по погрузке и транспортированию отходов и решения вопроса об их использовании; часто это имеет решающее значение для рентабельной работы карьера.

6. Малые допуски к размерам добываемых блоков требуют строгого соблюдения размеров и направлений выемки в пространстве.

7. Разнообразие возможных специальных методов и средств направленного отделения (отбойка) камня от массива и большая трудоемкость этих работ требуют тщательного выбора наи-

Таблица 18.1. Производственные процессы и оборудование при разработке месторождений камня

Характеристика работы	Тип применяемого оборудования, инструмента и материала
Подготовка горных пород к выемке	
Направленное отделение блоков или штучного камня от массива	Камнерезные машины с цепными барами, дисковыми пилами, кольцевыми фрезами, алмазными отрезными кругами; агрегаты; канатные пилы; ударно-врубные машины; установки с гидроклиньями; терморезаки кислородные и бензовоздушные; колонковые и ручные бурильные станки, электросверла, многоперфораторные агрегаты; станки вращательного и ударно-вращательного бурения; пороха и другие ВВ, средства взрывания
Выемка и погрузка	
Выемка и погрузка штучного камня и блоков	Стреловые (автомобильные, пневмоколесные, гусеничные) краны; деррик-краны (чаще с перемещением); вилочные, скребковые и шнековые породопогрузочные машины и агрегаты
Транспортирование	
Перемещение горной массы в плане и профиле карьерного поля	Автосамосвалы; бортовые автомашины; тракторы с прицепами и полуприцепами; наклонные подъемники: с канатной тягой, платформенные, с клетевым и скиповым подъемом, лебедки и т. д.
Образование	
кладирование	Бульдозеры; мехлопаты
Обработка облицовочного камня	
обработка блоков распиливанием	Станки распиловочные рамные; станки, оснащенные дисковыми, канатными или ленточными пилами; фрезерно-окантовочные станки; шлифовально-полировальные линии, станки и механизмы, сверлильные станки и машины
дарная обработка блоков	Камнераскальвающие станки; бурильные станки; отбойные молотки; станки и механизмы с термоотбойниками; другие виды оборудования для раскалывания и тески камня; инструменты: буры, коронки, клинья, щетки, бучарды, закольники, скарпели, шпунты, киянки, пазовики, троянки
перработка отходов на щебень, ошку, муку, сырье для производства цемента, флюзов, моющих плит и другой продук-	Дробилки, грохоты различных типов; классификаторы, смесители и другое оборудование

Характеристика работы	Тип применяемого оборудования, инструмента и материала
Вспомогательные работы	
Строительство и содержание автотород, рельсовых путей	Бульдозеры, скреперы, грейдеры; навесные и прицепные тракторные рыхлители; стреловые краны и другое землеройное и подъемное оборудование
Складские работы	Погрузочно-разгрузочные и транспортные машины и механизмы различных типов и конструкций
Энергоснабжение, водоотлив	Оборудование, применяемое при открытой разработке других полезных ископаемых

более рационального способа отбойки для данных конкретных условий, что резко уменьшает и объем некондиционной продукции.

В зависимости от вида горных пород, их физико-механических свойств, минералогического и химического составов и от показателей, характеризующих условия залегания месторождений, определяют технологию работ по подготовке горных пород к выемке, выемке, погрузке и транспортированию горной массы, а также варианты обеспечения горных работ средствами механизации и методы направленного отделения блоков от массива (табл. 18.1).

Технологические схемы добычи блоков стенового и облицовочного камня подразделяются на одностадийные, при которых блоки требуемой величины отделяют непосредственно от массива, и двухстадийные, при которых от массива отделяют крупные монолиты камня, которые затем разделяют на товарные блоки.

Одностадийные технологические схемы используют при подготовке к выемке стенового камня или облицовочных блоков камнерезными машинами, когда высота уступов составляет 0,4—3 м.

Двухстадийные схемы используют при подготовке к выемке блоков известняка, мрамора и гранита канатными пилами, буроклиновым способом, ченнеллерами, терморезаками и бурогидроклиновым методом направленного отделения камня от массива. Высота уступа при этом составляет до 5 м (иногда более) и определяется чаще всего расположением горизонтальных трещин отдельности.

18.6. МЕХАНИЗАЦИЯ ВЫЕМКИ, ПОГРУЗКИ И ПЕРЕМЕЩЕНИЯ КАМНЯ

Процессы выемки, погрузки и перемещения завершаются выдачей блоков или штучного камня на перегрузочный пункт промплощадки карьера или в камнераспиловочный цех, некондиционных блоков, бутового камня, щебня и штыба — на дробильно-сортировочную фабрику (ДСФ) карьера, а мягких вскрышных пород — в отвал.

На карьерах природного камня получили наибольшее распространение следующие *технологические схемы погрузочно-транспортных работ*:

с нижней погрузкой — стреловыми кранами и деррик-кранами в средства автотранспорта;

с верхней погрузкой — кабельными, мостовыми кранами и деррик-кранами на промплощадку карьера или кратная погрузка стреловыми кранами или деррик-кранами и наклонными подъемниками на промплощадку;

комбинированная — с верхней и нижней погрузкой кранами в средства автотранспорта.

На карьерах стенового и облицовочного камня используют автомобильные краны К-51 и К-32, стреловые самоходные краны на пневматическом ходу К-103, К-104 и К-252, экскаватор-краны на пневмоколесном ходу Э-255, на гусеничном ходу Э-605, Э-10001А, Э-2508А (грузоподъемность до 20 т) и др. При ширине транспортной площадки 14 м и ширине рабочих площадок подступов 7 м кран может обслуживать до пяти подступов.

Производительность автомобильных, гусеничных и пневмоколесных стреловых кранов изменяется от 30 до 60 м³/смену, а затраты на выемку, погрузку и перемещение горной массы комплексами из стреловых кранов и средств автотранспорта составляют 2—4 руб/м³. Применение стреловых кранов целесообразно при глубине карьера до 25 м.

При разработке месторождений облицовочного камня в ряде случаев эффективно используются мачтово-стреловые краны (деррик-краны) грузоподъемностью до 25 т с длиной стрелы до 40 м. С увеличением глубины карьера до 40 м производительность деррик-кранов изменяется от 50 до 30 м³/смену, а затраты на выемку и перемещение горной массы возрастают с 1,3 до 3,2 руб/м³.

Достоинства деррик-кранов в рассматриваемых условиях: снижение затрат на выемочные и погрузочно-транспортные работы в 1,5 раза по сравнению с соответствующими затратами при использовании стреловых кранов;

простота организации работы и обслуживания кранов, использование одного вида оборудования для механизации двух производственных процессов — выемочно-погрузочных работ и транспортирования;

незначительное увеличение приведенных затрат с увеличением глубины карьера, что особенно важно в связи с тем, что в глубоких карьерах возрастает выход и улучшается качество камня;

возможность автоматизации процесса выемки, погрузки и транспортирования горной массы.

Деррик-краны целесообразно использовать при различной глубине разработки и ширине рабочей зоны карьера в пределах двух радиусов их действия.

Рациональная область применения кабельных кранов: карьеры малой мощности при глубине разработки свыше 15 м; карьеры средней мощности при глубине разработки 30 м и более; мощные карьеры при глубине разработки свыше 30 м и совместной работе на верхних горизонтах стреловых кранов с автотранспортом. Область применения кабельных кранов расширяется на месторождениях со сложными горно-геологическими условиями.

18.7. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ОБРАБОТКИ КАМНЯ

Обработка камня заключается в разделении добытых блоков на архитектурно-строительные детали или придании им заданных формы и размеров, а лицевым поверхностям — необходимой фактуры. Наиболее распространена следующая технология обработки: распиливание блоков на плиты или заготовки требуемой толщины; окантовка полуфабриката по заданной длине и ширине; фактурная отделка лицевой поверхности (при прочных горных породах этот процесс является вторым).

По характеру приложения нагрузки обработка камня может осуществляться скалыванием или резанием (абразивная обработка).

Технология обработки камня скалыванием включает следующие операции: раскалывание блоков на бруски и заготовки заданных размеров, окалывание полуфабрикатов, точную и фактурную обработку лицевой поверхности.

Раскалывание блоков, выполняемое с учетом текстуры, структуры и трещиноватости камня, производится бурклиновым способом. Расстояние между шпурами 100—150 мм.

Окалывание, точная и фактурная обработка полуфабрикатов осуществляются с помощью твердосплавных инструментов: скампелей, шпунтов, закольников, буфард, киянок, пазовок, троянок, термоотбойников, фрез.

Приближенная абразивная обработка камня производится на распиловочных рамных, дисковых, канатных или ленточных станках.

Наиболее распространены рамные станки. Распиливание камня осуществляется с помощью штрипсов — полос из мягкой стали и непрерывно подаваемого в пропи́л абразива (кварцевого песка или стальной дроби) или штрипсов, армиро-

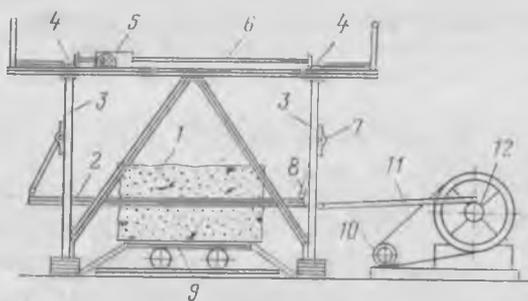


Рис. 18.3. Схема камнераспиловочного станка с криволинейным движением рамы:

1 — блок; 2 — рама; 3 — винтовые стойки; 4 — конические шестерни; 5 — механизм подачи; 6 — вал; 7 — опора; 8 — подвеска; 9 — тележка; 10 — электродвигатель; 11 — дышло; 12 — кривошипно-шатунный механизм

ванных алмазными сегментами. По характеру траектории движения рамы станки могут быть: с криволинейным движением рамы (рис. 18.3), с прямолинейным горизонтальным движением рамы, с вертикально расположенной рамой и подачей блока на рабочий орган.

На станках с маятниковым движением рамы может устанавливаться до 100 штрипсов. Эксплуатационная производительность их 4—6 м²/ч на мраморе и 1—1,5 м²/ч на граните. Основной недостаток станков этого типа — ограниченная длина контакта между пилой и камнем, достоинство — простота конструкции и обслуживания.

У станков с прямолинейным горизонтальным движением рамы рабочая часть штрипсов находится в постоянном контакте с горной породой. Недостатком этого типа станков является уменьшенное число рабочих штрипсов (не более 50). Эксплуатационная производительность их на мраморе достигает 15—20 м²/ч, а на граните — 4—6 м²/ч.

Станки с прямолинейным вертикальным движением рамы имеют небольшое число штрипсов (до 10—12). Применяют эти станки в основном для распиловки мраморных блоков объемом до 2 м³ при подаче штрипсов на блок со скоростью 150—200 см/ч. Максимальная производительность станков достигает 15 м²/ч.

Достоинства всех типов рамных станков: возможность распиловки блоков больших объемов и установки большого числа штрипсов, высокая жесткость и надежность работы рабочего органа, возможность получения крупногабаритных изделий, относительно высокий коэффициент использования во времени, малая энергоемкость резания. Недостатки: возвратно-поступательный характер движения рабочего органа и поэтому невысокая скорость резания, повышенная металлоемкость, относительная сложность конструкции, большие габариты.

В качестве рабочего органа дисковых распиловочных станков (рис. 18.4) используются отрезные алмазные круги диаметром 800—3000 мм. Эти станки просты по конструкции, имеют малую металлоемкость (в 4—5 раз меньше, чем у рамных распиловочных станков). Недостатками являются не-

Рис. 18.4. Распиловочный станок с алмазным отрезным кругом



полное использование диаметра диска и значительные удельные энергозатраты. Поэтому дисковые станки чаще всего применяют для опиливания — пассивки блоков мрамора, известняка, туфа; для резки блоков из тех же горных пород на крупные архитектурно-строительные детали или на первичные бруски — заготовки, которые затем режут на тонкие плиты на многодисковых распиловочных станках.

На канатных станках резание осуществляется абразивом — кварцевым песком или канатом, армированным алмазными режущими элементами (коническими втулками, ромбиками). Производительность станков на мраморе составляет 0,5—5 м²/ч, на известняке и туфе — до 2,5 м²/ч.

Ленточные пилы имеют рабочий орган в виде бесконечной стальной ленты толщиной 1,5—3 мм. Достоинствами станков с гибким рабочим органом являются простота конструкции, возможность резки блоков большого объема, относительно высокая скорость и малая энергоемкость резания. Недостатки: малая жесткость рабочего органа, невысокая стойкость инструмента, невозможность одновременной установки большого числа пил.

Точная абразивная обработка изделий — обрезка плит по заданным размерам, прорезка пазов, выборка профиля в деталях, снятие фасок и выполнение ряда других операций — осуществляется на многопозиционных фрезерно-окантовочных станках. По конструктивным особенностям и расположению рабочего органа фрезерно-окантовочные станки разделяются на порталные, мостовые и консольные. Наиболее универсальны порталные станки, с помощью которых можно создавать архитектурно-строительные изделия различного профиля. Эксплуатационная производительность станков на граните 1—1,5 м²/ч, на мраморе 4—6 м²/ч, на известняке до 10 м²/ч.

Портальные и мостовые станки используют только для обрезки плит толщиной до 100 мм. Для обрезки плит толщиной

до 30—50 мм применяют наиболее простые малогабаритные консольные фрезерно-окантовочные станки.

Рабочим органом дисковых распиловочных и фрезерно-окантовочных станков являются алмазные отрезные сегментные круги. В настоящее время при камнеобработке для резания камня применяют в основном синтетические алмазы: высокопрочные АСК, высокой абразивной способности АСВ, повышенной абразивной способности АСП, которые рекомендуется использовать соответственно на горных породах прочных, средней прочности и мягких. Применение вместо карборундовых кругов алмазного инструмента позволило в десятки раз повысить стойкость рабочих органов станков и увеличить производительность труда рабочих в 2—3 раза.

Шлифование и полирование изделий производится на станках циклического действия (портальных, мостовых, консольных, роторных) и на конвейерных линиях при непосредственном перемещении плит по рольгангам или ленточным конвейерам.

19. ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ И ОРГАНИЗАЦИОННАЯ СВЯЗ РАБОТЫ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

19.1. КОМПЛЕКСЫ КАРЬЕРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Выполнение основных процессов горных работ на карьерах приурочено к *грузопотокам*, которые характеризуются видом груза, его объемом в единицу времени и направлением перемещения. Каждый грузопоток организационно и технологически связывает воедино комплекс обслуживающих его машин и механизмов от забоев до отвалов или складов. Карьерные грузопотоки формируются в забоях и далее развиваются в зависимости от вида и количества грузов, пунктов назначения техники и организации их перемещения. В соответствии с грузопотоками определяются число и положение транспортных коммуникаций на уступах, в траншеях и на поверхности.

Главным отличительным признаком самостоятельного карьерного грузопотока является общность и неразрывность транспортных коммуникаций от забоев до пунктов разгрузки.

Все виды грузопотоков образуют из элементарных грузопотоков, под которыми понимаются потоки однородных грузов, следующих из одного забоя в один пункт разгрузки.

На рис. 19.1 показан элементарный грузопоток от забоя роторного экскаватора на гор. +350 м до отдельного погоризонтного отвала, а на рис. 19.2 — от забоя экскаватора на гор. +200 м до общего отвала № 1 или № 2.

Группа соединяющихся элементарных грузопотоков образует сходящийся грузопоток (рис. 19.3, а). Один грузопоток (из одного забоя), разделяющийся на частные грузопотоки к различным пунктам разгрузки, называется расходящимся грузопотоком (рис. 19.3, б). Общий грузопоток, в своем начале сходящийся, а далее расходящийся, называют сложным грузопотоком (рис. 19.3, в). В тех случаях, когда грузопоток обслуживается различными видами транспорта и имеет перегрузочные и сортировочные пункты по ходу следования грузов, его называют комбинированным (рис. 19.3, г).

По виду грузов, входящих в грузопотоки, они называются однородными (один вид пород) и разнородными (два и более видов пород, следующие в различные пункты приема).

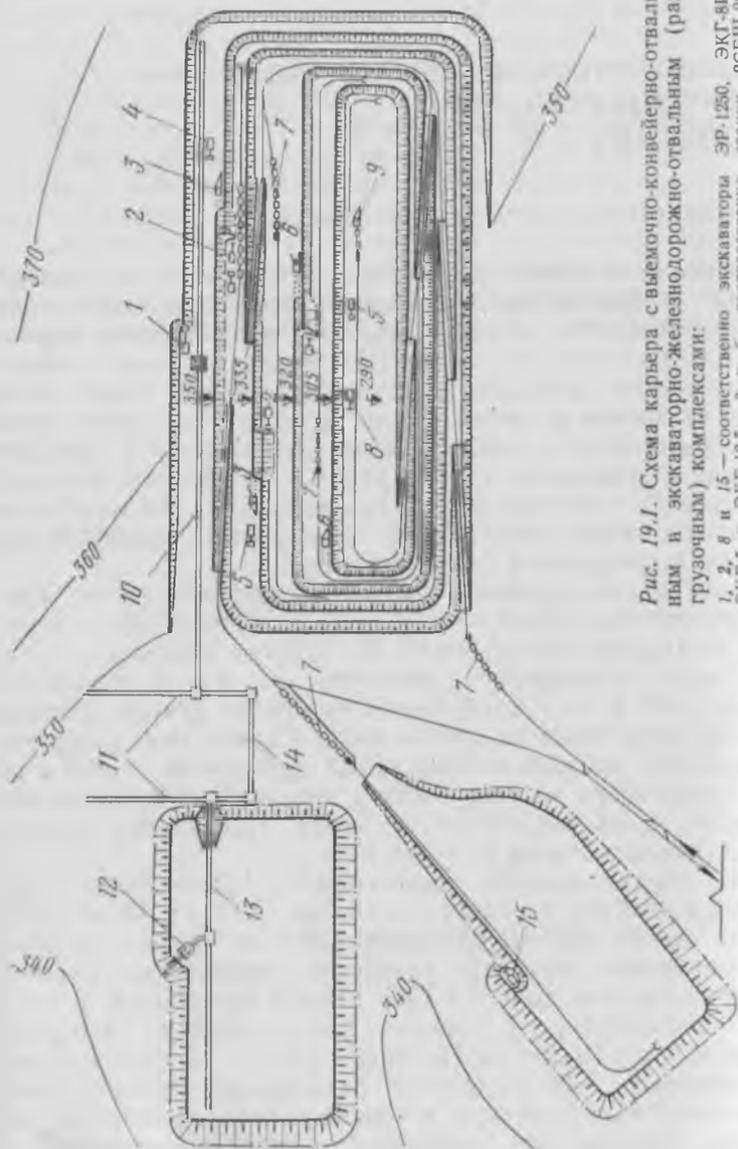


Рис. 19.1. Схема карьера с выемочно-конвейерно-отвальным и экскаваторно-железнодорожно-отвальным (разгрузочным) комплексами:

1, 2, 8 и 15 — соответственно экскаваторы ЭР-1250, ЭКГ-84, ЭКГ-5 и ЭКГ-12,5; 3 и 6 — соответственно станки СБР-160; 4 — турлоазер П-10; 5 — бульдозеры Д-522; 7 — локомotiveостатки; 9 — кран ПЖ-25; 10, 11, 13 и 14 — соответственно конвейеры КЛЗ-800, КЛЗ-400, КЛЮ-800 и КЛМ-259; 12 — отвалообразователь ОШ-1500/105

На станции "Узильская"

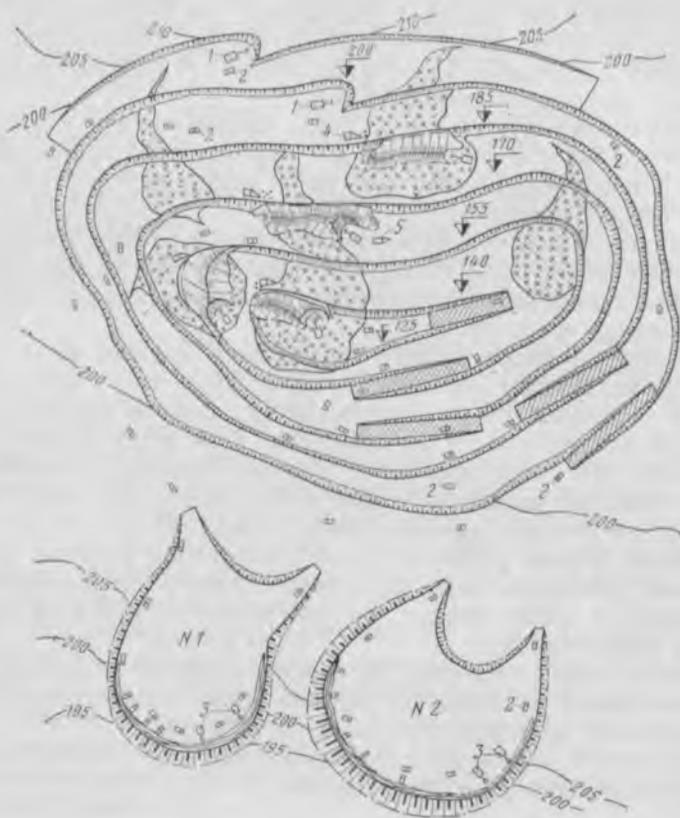


Рис. 19.2. Схема карьера с экскаваторно-автомобильно-отвальным (разгрузочным) комплексом:

1 — экскаваторы ЭКГ-4,6; 2 — автосамосвалы БелАЗ-540; 3 — бульдозеры Д-572; 4 — буровые станки СБШ-250 МН; 5 — бутобой

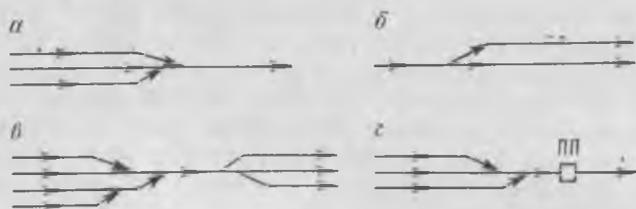


Рис. 19.3. Типовые схемы грузопотоков

На карьерах обычно функционируют несколько грузопотоков (прежде всего полезного ископаемого и вскрышных пород), которые могут быть:

независимыми, когда работа комплекса оборудования, обслуживающего данный грузопоток, не зависит от других грузопотоков;

зависимыми, когда периодически необходимо частичное перераспределение оборудования по двум грузопотокам для улучшения использования оборудования; это перераспределение производится диспетчерской службой;

жестко зависимыми, когда диспетчерская служба постоянно изменяет в соответствии с графиком загрузку оборудования и перераспределяет его (в первую очередь транспорт) между грузопотоками.

Буровое, выемочно-погрузочное, транспортное, отвальное и вспомогательное оборудование, технологически и организационно объединяемое одним грузопотоком, составляет *комплекс оборудования грузопотока*.

В комплекс оборудования грузопотока должны входить машины и механизмы, соответствующие друг другу по техническим и технологическим возможностям, характеристикам часовой производительности и мощности. При этом должно быть обеспечено их использование в степени, близкой к паспортной характеристике машин. Именно это гарантирует возможность достижения высокой экономической эффективности работы оборудования. Объем работ и сроки выполнения каждой вспомогательной операции должны соответствовать производительности ведущего оборудования, что определяет комплектность набора оборудования.

Общая действительная производительность отдельных машин, входящих в комплекс, должна точно соответствовать общей плановой производительности грузопотока.

При всех комплексах обязательно должно иметься необходимое вспомогательное оборудование.

19.2. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТЫ КОМПЛЕКСА ОБОРУДОВАНИЯ

Основные особенности работы ведущего и вспомогательного оборудования в комплексе связаны с частичной независимостью мощностей буровзрывных и экскаваторных работ и жесткой связью последних с работой транспорта. На современном крупном карьере одновременно могут работать 30—40 буровых станков, 20—30 экскаваторов, десятки локомотивосоставов или сотни автомашин. Отдельные грузопотоки, экскаваторные блоки и забои связаны между собой. Поэтому для эффективного выполнения процессов необходимы специальные организационные мероприятия и средства.

Общая цель организации работы комплекса состоит в обеспечении максимального использования технических возможностей оборудования при условии выполнения требований технологии, техники безопасности, в обеспечении качества продукции и планового объема работ.

Главная задача организации работы комплекса заключается в согласовании и увязке комплекса горных и вспомогательных работ с порядком использования и расстановкой оборудования.

Решение этой задачи сводится к установлению оптимальной последовательности выполнения во времени и пространстве всех буровых, взрывных, экскаваторных, транспортных, отвальных и связанных с ними вспомогательных работ.

Буровзрывные работы. Бурение может осуществляться как с закреплением, так и без закрепления (открытый цикл) буровых станков за экскаваторными блоками. При жестком закреплении сокращаются перегоны станков, упрощается организация работ на уступе благодаря непрерывной последовательности их выполнения. Однако необходима строгая взаимная увязка производительности буровых станков и экскаваторов.

При открытом цикле возможны более гибкая организация работ и повышение производительности бурового и выемочно-погрузочного оборудования. Однако чаще производятся перегоны станков с уступа на уступ, отключения и подключения к электросети и другие непроизводительные работы, что снижает степень использования станков и вызывает дополнительную потребность в бульдозерах и тягачах. Комбинированная организация обуривания целесообразна, если производительность одного или группы станков значительно отличается от требуемой.

По открытому циклу обуриваются экскаваторные блоки, если производительность закрепляемых станков недостаточна или, если производительность станка существенно больше производительности экскаватора. В остальных случаях целесообразно закреплять буровые станки за отдельными экскаваторами при рациональном выборе бурового, погрузочного и транспортного оборудования.

Внедрение надежных высокопроизводительных станков позволило в настоящее время на многих карьерах перевести бурение на двусменный суточный или прерывный (с одним или двумя общими выходными днями) недельный режим работы. Бурение скважин ведут в дневную и вечернюю смены, чаще с перерывом между сменами 1—2 ч. Наличие свободной смены позволяет в отдельные периоды (например, при переходе от летнего сезона к зимнему) быстро наращивать объемы бурения, обеспечивая гибкость организации горных работ за счет резерва пород, подготовленных к выемке.

При разработке скальных и полускальных пород экскаваторные блоки обычно разделяют на отдельные *рабочие блоки*, в каждом из которых последовательно выполняют отдельные процессы. Каждый рабочий блок длиной 120—250 м находится в одном из следующих состояний: ожидания работ (в резерве); подготовки к бурению (планировка площадки и др.); собственно бурению; подготовки к взрыву (зарядка скважин) и взрыванию; экскавации породы. Эффективное использование оборудования зависит в первую очередь от порядка ведения в блоках буровых и взрывных работ. На графе смены состояний рабо-

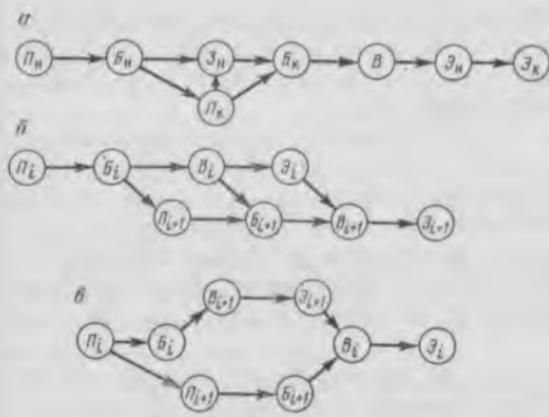


Рис. 19.4. Графы смены состояний рабочих блоков на уступе:

a — одного рабочего блока; *б* и *в* — смежных блоков соответственно при бурении без опережения и с опережением на один блок; П, Б, В, Э — состояния блока: соответственно подготовка, бурение, зарядание, взрывание, экскавация; индексы «и», «к» означают начало и конец соответствующих работ

чего блока (рис. 19.4) переходы от одного события к другому означают выполнение определенных работ в блоке.

При последовательном обуривании и взрывании рабочих блоков бурение очередного блока начинают только после взрывания предыдущего (рис. 19.4, *a*). Данную схему применяют при отсутствии достаточного запаса взорванной породы, а также при ограниченном фронте работ (узкие рабочие площадки, проведение траншей). Недостатки схемы: необходимость отгона станков при взрывании (примерно на 150 м) и жесткая связь между бурением и экскавацией. При отставании буровых работ взрывают не полностью обуренный блок; при этом блок начинают обуривать от границы с взорванным ранее блоком, что вызывает дополнительные потери времени (ожидание очистки торца блока и разбивки скважин, тережды при разбуривании). При достаточной надежности буровых работ обуривание блока ведут в обратном порядке — к границе со взрывом, что сокращает простои в начале бурения блока и позволяет совместить обратный перегон станка перед следующим взрывом с разбуриванием скважин (рис. 19.4, *б*).

При бурении с опережением на один блок (рис. 19.4, *в*) наличие промежуточного обуренного блока (между обуриваемым и взорванным) позволяет увеличить запас взорванной породы, ликвидировать перегоны станков при взрывании, простои их при вторичном взрывании и др. Использование станков улучшается (на 10—15%), облегчается подготовка взрыва. Для предотвращения разрушения скважин у границы обуренного блока с взрываемым между ними оставляют целик длиной 12—16 м. Вторая схема при достаточном резерве фронта работ эффективнее, особенно в зимнее время. В весенний период, в основном в северных районах, стремятся свести к минимуму запас пробуренных скважин. Выбор схемы определяется также требуемым переходящим запасом взорванной породы и сопоставлением потерь времени и средств от допол-

нительных перегонов и простоев буровых станков, а также от повторного бурения скважин.

Порядок выполнения буровзрывных работ определяется условиями разработки не только данного, но и смежных уступов. Значительные трудности возникают на карьерах с узкими рабочими площадками, где взрыв одного блока ведет к остановке работы на соседних уступах. В этих условиях практикуют каскадные взрывы с расположением обуриваемых и взрывааемых рабочих блоков на нескольких (обычно трех-четырех) уступах на общем участке фронта в плане. Такой порядок буровзрывных работ обеспечивает определенные преимущества в использовании горного оборудования, особенно в весенне-осенний периоды в Заполярье. Однако концентрация буровых, экскаваторных и транспортных работ в одной зоне карьера увеличивает их взаимосвязь и возникающие при этом недостатки. Поэтому целесообразность каскадных взрывов требует экономического обоснования для конкретных условий.

Выемочно-погрузочные, транспортные и разгрузочные работы. Технологически и организационно экскаваторы входят в комплексы, обслуживающие грузопотоки. Экскаваторы одного комплекса в течение смены обслуживаются определенным числом локомотивосоставов или автомашин. Фактически работа экскаваторов и подвижного состава образует единый погрузочно - транспортно - разгрузочный процесс, требующий большой четкости выполнения и постоянного взаимного согласования всех операций. Организационно работа подвижного состава комплекса осуществляется по открытому или закрытому циклу.

При закрытом цикле за каждым экскаватором в течение смены закрепляется определенное число поездов или автомашин. При изменении производственной ситуации (длительной остановке экскаватора, необходимости перевозок полезного ископаемого определенного качества и др.) подвижной состав перераспределяется горным мастером или диспетчером по другим забоям, а при выполнении вспомогательных работ подвижной состав может простаивать. Длительность каждого простоя обычно невелика (5—10 мин), но суммарное время простоев достигает 10—15 % общего времени смены. Из-за неравномерного движения транспорта часто простаивают экскаваторы или подвижной состав (40—60 % простоев экскаваторов возникает из-за отсутствия подвижного состава). Поэтому закрытый цикл при железнодорожном транспорте применяют редко: для обслуживания небольшого числа экскаваторов, при погоризонтных отвалах.

При открытом цикле поезда и машины закреплены в течение смены за несколькими или всеми экскаваторами комплекса в зависимости от их расстановки, схемы путей и дорог. При подходе к карьере транспортные средства направляются к тому забою, где их погрузка может быть произведена с наи-

меньшими потерями времени. За счет снижения организационных простоев повышается коэффициент использования и производительность экскаваторов, уменьшается число одновременно находящихся на линии машин, возможно регулирование загрузки экскаваторов.

Календарный режим работы транспорта должен сочетаться с режимом работы экскаваторов и приемных пунктов (обогачительных фабрик, складов и т. д.) и может быть одно-, двух- или трехсменным.

При трехсменной работе экскаваторов режим работы подвижного состава железнодорожного транспорта также принимается трехсменным.

Односменный режим работы автотранспорта обуславливает весьма низкое использование машинного парка. При трехсменном режиме работы в первоначальный период эксплуатации машин (1—2 года) достигаются максимальное использование календарного времени и наибольшая производительность. Однако в дальнейшем вследствие интенсивного износа машин наблюдаются быстрое ежегодное снижение их производительности и большая неравномерность выхода машин на линию.

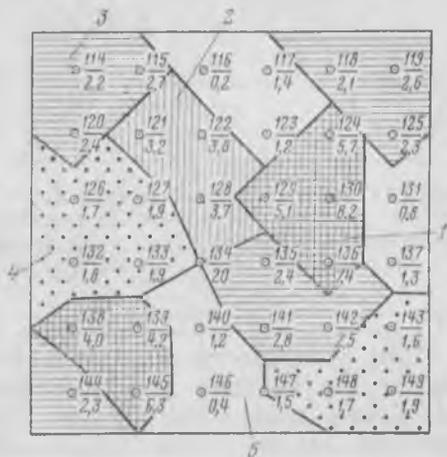
Наиболее рационален и экономичен двухсменный режим работы автомашин грузоподъемностью 27—75 т, позволяющий увеличить срок их службы, улучшить организацию технического обслуживания и ремонта и снизить время на их проведение в 1,6—2 раза по сравнению с трехсменным режимом, уменьшить неравномерность выхода машин на линию (в 1,3—1,6 раза), увеличить коэффициент использования рабочего времени и производительность экскаваторов, уменьшить расходы на транспортирование. Увеличение капитальных затрат на подвижной состав такой грузоподъемности при двухсменном режиме сравнительно невелико, особенно с учетом необходимости повышенного резерва машин при трехсменном режиме. Трехсменный режим рационален, как правило, при эксплуатации мощных автосамосвалов грузоподъемностью 110—180 т, и наличии надежной ремонтной базы.

19.3. ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

Важной составной частью системы организации и планирования горных работ, в частности, обеспечения качества добытого полезного ископаемого и своевременного выполнения плана работ является геолого-маркшейдерское обслуживание горных работ, которое включает: опробование полезного ископаемого (и вскрышных пород), производство инструментальных съемок и расчетов при ведении буровзрывных, экскаваторных, транспортных и дренажных работ, составление геолого-маркшейдерских документов текущих планов горных работ карьера; другие мероприятия по обеспечению и контролю требуемого качества

Рис. 19.5. Сортовой план горизонта с указанием номера скважины (числитель) и среднего содержания полезного компонента (знаменатель):

1, 2, 3 и 4 — соответственно богатые, рядовые, бедные и забалансовые руды; 5 — пустые породы



добытого полезного ископаемого; учет добычи полезных ископаемых и движения их запасов, учет объемов выполненных вскрышных работ в забоях, на перевалке, складах и отвалах.

К наиболее трудоемким, систематически выполняемым геолого-маркшейдерским работам относятся: оконтуривание горных работ по состоянию на начало и конец отчетного и планового периодов; подсчет в фиксированных контурах количества полезного ископаемого по видам (металла в руде), потерь и разубоживания, а также объемов вскрышных пород по видам; расчет объемов работ по бурению, взрыванию, экскавации, транспортированию, отвалообразованию; учет движения запасов полезных ископаемых.

Задачами геолого-маркшейдерского обеспечения буровзрывных работ являются съемка обуриваемого блока, подготовка графического материала для составления технического проекта буровзрывных работ, вынесение на уступ пикетов взрывных скважин, установление в процессе бурения категорий пород по буримости и взрываемости, производство замеров глубины пробуренных скважин, определение объема взорванной горной массы по каждому блоку.

Особое значение имеет геологическое опробование эксплуатационных, разведочных и взрывных скважин, проводимое с использованием химического и петрографического анализа, изучение зернистости, цвета, глинистости, степени окисленности и других свойств полезных ископаемых.

На основе опробования горной массы выделяются зоны балансового и забалансового полезного ископаемого, а также пустых пород и составляются сортавые планы горизонтов (рис. 19.5). На планах наносятся разведочные выработки (скважины) и контуры блоков полезных ископаемых, разграниченных по сортам.

ПК-0 ^{св} ₅₇		ПК-0 ^{св} ₅₇	ПК-1	ПК-1	ПК-2	ПК-0 ^{св} ₇₀	ПК-1	ПК-0 ^{св} ₇₀	ПК-0 ^{св} ₇₁
105м		22м	12м	15м	30м	28м	38м		45м
$\frac{0,70 \cdot 85}{96}$	Пустая порода	$\frac{0,50 \cdot 85}{96}$	Пустая порода	$\frac{0,55 \cdot 85}{95}$	$\frac{0,42 \cdot 84}{95}$	$\frac{0,32 \cdot 84}{95}$	$\frac{0,39 \cdot 85}{96}$		

Рис. 19.6. Паспорт развала (в пределах экскаваторной заходки) с указанием по его участкам, %: общего содержания металла в руде и ожидаемого извлечения металла из руды в концентрат (последовательно в числителе) и относительного содержания металла в сульфидной форме (знаменатель)

При производстве выемочно-погрузочных работ в сложных забоях для каждого взрывного блока устанавливают контуры различных типов пород и руд в развале, ведут зарисовку и описание забоев в специальном журнале. Сортовой план развала пород после взрыва передается бригаде экскаватора для руководства с целью раздельной выемки (рис. 19.6).

Кроме того, маркшейдерская служба производит трассирование горных выработок, съемку и подсчет объемов работ, выполненных экскаваторами.

Задачи геолого-маркшейдерского обеспечения решаются ежедневно (первичная обработка данных) и на всех этапах выполнения горных работ (декада, месяц, квартал, год). Можно выделить четыре основные стадии геолого-маркшейдерского обеспечения (рис. 19.7): маркшейдерскую съемку на уступах карьера и первичную обработку ее данных; оконтуривание блоков полезных ископаемых по данным опробования скважин эксплуатационной разведки и взрывных работ; расчет геологических и извлекаемых эксплуатационных запасов при планировании горных работ, потерь и разубоживания; учет движения запасов полезных ископаемых.

На первой стадии производят обратные и прямые засечки, обработку данных тахеометрической съемки по пикетам и скважинам и вычисляют их координаты. Исходные данные в виде координат устьев скважин и точек контуров отработанных участков на горизонтах заносят в соответствующие документы. По результатам анализа проб для каждой скважины указывается содержание компонентов полезного ископаемого по каждому отработываемому слою (табл. 19.1).

На второй стадии по данным эксплуатационных разведочных, взрывных, а также ранее пробуренных скважин производят расчет контуров балансовых и забалансовых сортов полезного ископаемого по блокам и вычисляют их запасы в этих блоках. В результате создается база данных по скважинам и оконтуренным блокам полезного ископаемого, отображаемая на планшетах каждого горизонта.

На третьей стадии на основе информации по скважинам и оконтуренным блокам производят расчет геологических и

Рис. 19.7. Структура задач геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ

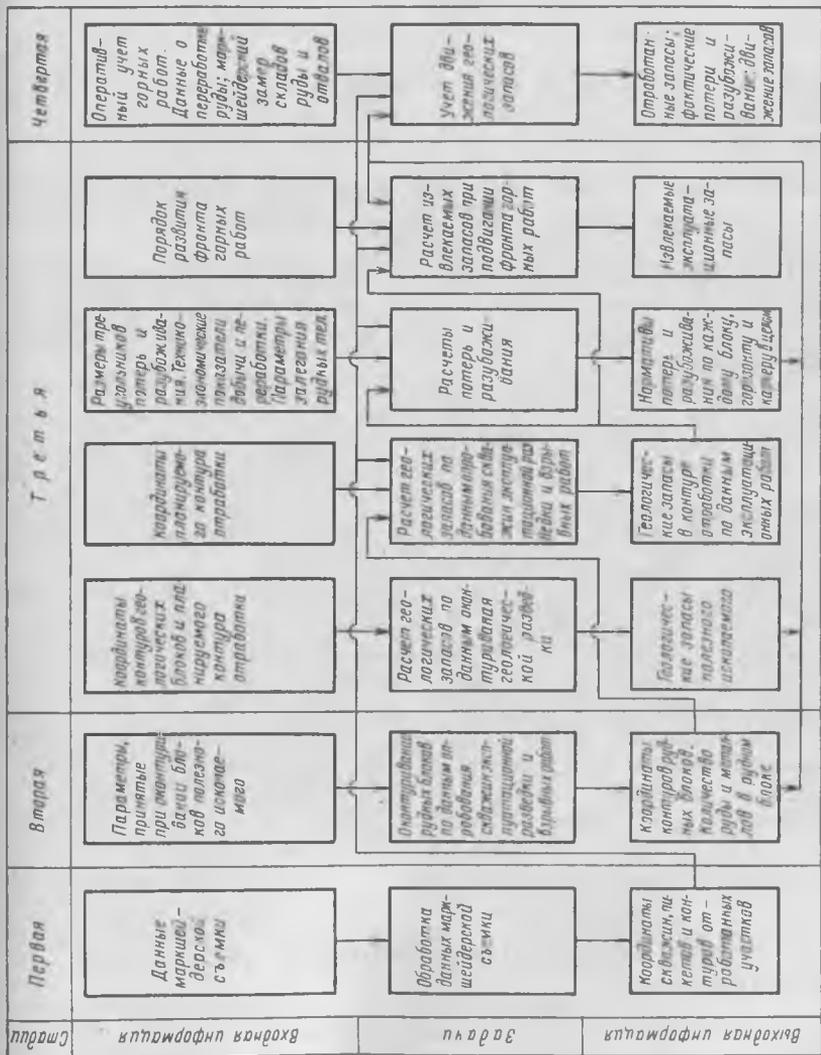


Таблица 19.1. Требуемая информация по эксплуатационным разведочным и взрывным скважинам на уступе

№ Номер скважины	Категория скважин	Координаты устья скважины		Данные опробования, %			
				Слой 1		Слой 2	
		x	y	Cu	Mo	Cu	Mo
114	I	1600,25	0240,00	0,45	0,0065	0,37	—
115	I	1607,49	0240,36	0,77	0,0054	0,44	0,0067
116	I	1616,02	0239,64	0,68	0,0067	0,23	—
117	I	1625,07	0242,27	0,56	—	0,42	0,0058
...
190	I	1597,42	0284,21	0,31	—	0,65	0,0049
191	I	1606,21	0285,4	0,39	0,0049	0,64	0,0064

извлекаемых эксплуатационных запасов в контурах, намечаемых планами горных работ. Расчет производится по блокам, уступам, зонам и карьеру в целом.

При перспективном планировании используют геологические разрезы и погоризонтные планы, составленные в период разведки месторождения и подсчета запасов с целью промышленной их оценки.

Одной из важных задач, решаемых на данной стадии, является расчет потерь и разубоживания. Для этого выполняются технико-экономические расчеты по каждому блоку полезного ископаемого и обрабатываемому участку горизонта и устанавливаются рациональные выемочные контуры. Кроме вышеуказанной используется также информация о месячных и декадных планах горных работ на каждый экскаватор.

На четвертой стадии рассчитывают движение запасов полезных ископаемых. В соответствии с информацией об участках горизонтов, обработанных каждым экскаватором за отчетный период (по данным маркшейдерских замеров и оперативного учета) и о положении фронта уступов на начало месяца определяют объемы горных работ, выполненные каждым экскаватором, обработанные запасы полезного ископаемого по каждому блоку, потери и разубоживание полезного ископаемого. Для учета движения запасов вычисляют также процент неподтверждения запасов, количество вскрытых и готовых к выемке запасов.

1. ОБЕСПЕЧЕНИЕ КАЧЕСТВА В ПРОЦЕССАХ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Качество добытого полезного ископаемого формируется при различных процессах добычных работ. Технология добычных работ должна быть более гибкой по сравнению с однотипными процес-

сами вскрышных работ, так как обуславливается сложными условиями залегания, резкой изменчивостью форм залежей, варьированием в широких пределах качественных характеристик ископаемого. Существенное значение имеют требования потребителей, а также технические возможности оборудования и их сочетание, технология и организация отдельных процессов и совокупности их. При необходимости должны изменяться как параметры отдельных процессов (величина зарядов ВВ и сетка их размещения, параметры экскаваторных забоев, блоков и т. д.), так и порядок разработки забоев, блоков, уступов. Необходимо предусматривать изменение числа рабочих забоев, блоков и уступов и нагрузок на эти объекты, а также резервные забои и блоки.

Для обеспечения качественных показателей добытого ископаемого производится *раздельная (селективная) добыча (разработка)* — комплекс мероприятий по подготовке к выемке, определению порядка выемки и погрузки полезного ископаемого в разнородных (сложных) блоках и забоях.

В мягких и плотных породах определяющим является способ выемки. При валовой выемке качество и динамика качества ископаемого прямо зависят от геологической структуры его в забое. С переходом на раздельную выемку (с простой или сложной сортировкой) качество добытого ископаемого повышается, ослабляется влияние на него сложной структуры залежей. Существенно влияет на качество глубина селекции сложной залежи, характеризуемая минимальной мощностью раздельно экскавируемого пласта (рудного тела) и показателями кондиционного качества ископаемого в недрах.

При определении глубины селекции угольных пластов учитывают технические возможности экскаватора и возможности его машиниста, среднюю зольность разрабатываемого пласта с учетом потерь и разубоживания, затраты на выемку и перемещение угля потребителю и породы в отвал. Оптимальная глубина селекции (с учетом технических ограничений) соответствует минимуму себестоимости конечного продукта (в данном случае 1 кВт·ч электроэнергии), определяемой как функции глубины селекции и перечисленных выше затрат.

При раздельной переработке месторождений скальных и полускальных ископаемых способ выемки в значительной мере определяется способом подготовки.

Способ подготовки (взрывания)

Рядовое (валовое) взрывание

Раздельное взрывание горизонтальными, наклонными или крутыми слоями

Взрыворазделение компонентов

Способ выемки

Сложная сортировка

Валовая в пределах каждого слоя или простая сортировка

Простая сортировка

Методы и приемы раздельной подготовки и выемки изложены в разделах 2 и 3.

В зависимости от вида сортировки изменяется возможная производительность экскаваторов. Валовое взрывание в сложноструктурных блоках ведет к перемешиванию ископаемого с пустыми породами, что обуславливает снижение производительности выемочно-погрузочного оборудования, большие потери и разубоживание.

Наиболее легко раздельная добыча достигается при автотранспорте как за счет погрузки разнокачественной горной массы в разные автосамосвалы непосредственно из забоя, так и благодаря легкости изменения параметров экскаваторных забоев и заходов, а также взрывааемых блоков. При железнодорожном транспорте раздельная добыча часто связана с дополнительным штабелированием горной массы по типам и сортам в призабойном пространстве, увеличением времени погрузки составов однотипной массой, расформированием составов или сокращением их полезной массы. Конвейерный транспорт обычно не обеспечивает раздельного перемещения разнородной массы, допуская выборку пустой породы с ленты только при скорости ее движения $v \leq 0,5-0,6$ м/с, что резко снижает производительность конвейеров.

Коэффициент снижения сменной эксплуатационной производительности при раздельной выемке $K_{p.v}$ приближенно может приниматься в пределах: при автотранспорте $K_{p.v} = 0,75 \div 0,8$, при железнодорожном транспорте $K_{p.v} = 0,6 \div 0,7$.

Стабилизация качества добытого полезного ископаемого достигается проведением комплекса мероприятий, называемого *усреднением*. Усреднение качества производится в карьере, на рудоподготовительных фабриках и перерабатывающих предприятиях.

В процессе текущего усреднения в карьере выравнивается качество ископаемого, загружаемого в отдельные транспортные сосуды, а также отгружаемого за определенный промежуток времени T_y . Этот промежуток зависит от типа и вместимости усреднительных комплексов угле- и рудоподготовительных фабрик и перерабатывающих предприятий. Процессы усреднения качества различных ископаемых специфичны ввиду различных условий природного размещения компонентов и разных требований к качеству.

Степень стабилизации качественных показателей полезного ископаемого оценивается коэффициентами усреднения:

$$K_{уср} = \sigma_1 / \sigma_2; \quad K_{уср} = v_1 / v_2, \quad (19.1)$$

где σ_1 и σ_2 — среднеквадратичные отклонения показателей качества от среднего значения \bar{x} соответственно до и после усреднения; $\sigma_{1(2)} = \sqrt{\sum \sigma_2 / (n-1)}$; n — число рассчитываемых отклонений; v_1 и v_2 — коэффициенты вариации (изменчивости) качественных показателей соответственно до и после усреднения [$v_{1(2)} = (\sigma_{1(2)} / \bar{x}) 100$ %].

Забойное усреднение качества полезного ископаемого осуществляется в основном при обработке добычных забоев со сложным залеганием полезных ископаемых путем применения специальных методов рыхления и экскаваторной сортировки. Валовое взрывание, хотя и ведет к усреднению, обуславливает смешивание разных типосортов ископаемого и ухудшение его качества.

При выемке одноковшовыми экскаваторами усреднение осуществляется:

регулированием толщины и длины стружек (до высоты забоя); при этом рабочий орган экскаватора захватывает одновременно несколько разнородных пропластков и $K_{\text{уср}} = 1,5 \div 2$.

попеременной выемкой и погрузкой ископаемого разного качества из отдельных участков забоя (сложная сортировка с усреднением);

промежуточным конусованием (см. 17.8) или штабелированием ископаемого перед погрузкой в транспортные сосуды; средняя толщина b слоя руды (угля) при разгрузке одного ковша емкостью E невелика ($b = 3E / (\pi hr)$) и позволяет тщательно перемешать руды разного состава при поочередной выемке их из различных участков забоя.

Стабилизация качества ископаемых в забоях роторных экскаваторов происходит более интенсивно при выемке вертикальными стружками.

Усреднение качества в карьерном рудном потоке заключается в поддержании постоянного качества общего потока руды при различном качестве руды, поступающей в транспортных сосудах из отдельных забоев.

Условия погрузки руды (угля) определяют различный объем ее усреднения. Поэтому виды и типоразмеры выемочно-погрузочного оборудования и внутрикарьерного транспорта влияют на изменение качества ископаемого как в отдельных транспортных единицах, так и в общем транспортном потоке ископаемого.

При выемке мощными экскаваторами в результате захвата большого числа различных по качеству пропластков коэффициент усреднения ископаемого выше в транспортном сосуде. Однако при использовании экскаваторов малых моделей обычно увеличивается число рабочих добычных забоев и повышается коэффициент усреднения качества в транспортном потоке.

Аналогично влияет на усреднение и вместимость транспортных средств. При железнодорожном и автомобильном транспорте вагоны (машины) загружаются в одном забое, а при конвейерном транспорте ископаемое поступает на сборочный конвейер одновременно из нескольких забоев. Однако при колесном транспорте, особенно автомобильном, легче регулируется интенсивность транспортных потоков из отдельных забоев.

При заданном выемочно-погрузочном и транспортном оборудовании среднее качество руды в потоке

$$q_{cp} = (q_1\lambda_1 + q_2\lambda_2 + \dots + q_n\lambda_n) / (\lambda_1 + \lambda_2 + \dots + \lambda_n), \quad (19.2)$$

где q_1, q_2, \dots, q_n — показатели качества соответственно в первом, втором и т. д. рудных забоях; $\lambda_1, \lambda_2, \dots, \lambda_n$ — интенсивности потока транспортных единиц равной вместимости соответственно из первого, второго и т. д. забоев за время T_y .

Время T_y , в течение которого качество общего рудного потока должно быть постоянным, зависит от производственной мощности карьера по руде, числа и удаленности перерабатывающих предприятий, вместимости приемных бункеров и складов на них, наличия усреднительных складов и рудоподготовительных фабрик при карьере. Значение T_y изменяется от 0,5 ч до 1—2 сут. Объемы выемки в отдельных добычных блоках и забоях различных сортов ископаемого и их доставки в определенных соотношениях на усреднительные склады или перерабатывающие предприятия устанавливаются при оперативном планировании, а выполнение намеченных объемов работ обеспечивается оперативным управлением горными работами. При этом производительность отдельных добычных экскаваторов определяется в первую очередь необходимым объемом руды для получения общего требуемого качества ее и, как правило, значительно ниже возможной эксплуатационной производительности экскаватора. Коэффициент снижения эксплуатационной производительности добычных экскаваторов при межзабойном усреднении полезного ископаемого зависит от числа экскаваторов и приближенно может приниматься равным:

при двух экскаваторах — 0,5; при трех — 0,65; при четырех — 0,75; при пяти и более экскаваторах — 0,8.

Формирование качества продолжается на усреднительных складах и в бункерах, предназначенных для разделения разнотипного и усреднения однотипного ископаемого, а также для его накопления, хранения и перегрузки из одного вида транспорта в другой.

Усреднительные склады бывают эстакадного, безэстакадного и отвального типов. Первые два типа, как и бункера, применяют в основном на угле- и рудоподготовительных фабриках для усреднения дробленой руды и мягких ископаемых без дробления (угля, марганцевой руды и др.).

Основой для выбора способов формирования регламентированного качества добытого полезного ископаемого q_p являются качественные планы уступов и отдельных блоков. Для каждого блока или отдельных его частей устанавливаются средние показатели качества:

$$q_{cp} = (\sum m_{н.к} q_{н.к} + \sum m_{к} q_{к}) / (\sum m_{н.к} + \sum m_{к}), \quad (19.3)$$

где $m_{н.к}$ и $m_{к}$ — соответственно мощности некондиционных пробоев и кондиционного полезного ископаемого, м; $q_{н.к}$ и $q_{к}$ —

показатели качества соответственно прослоев и полезного ископаемого.

В зависимости от соотношения показателей $q_{ср}$ и q_p может быть выбран способ раздельной или валовой добычи с одновременным решением вопроса о способах подготовки и выемки. Но такой выбор может оказаться неправильным, так как производится он изолированно, без учета одновременной работы ряда забоев, где качество может быть выше или ниже требуемого, технических возможностей и экономической эффективности последующих процессов добычных работ.

Поэтому необходимо предварительное прогнозирование качества добытого ископаемого с учетом положения и возможного числа добычных работ. Прогнозирование качества выполняется на всех стадиях проектирования и планирования горных работ. На основании экономической оценки результатов прогнозирования выбирают совокупность способов формирования качества полезного ископаемого и отдельные технологические и организационные решения по текущему его обеспечению.

20. ПРОЕКТИРОВАНИЕ БУРОВЫХ И ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

20.1. ОПТИМАЛЬНАЯ КУСКОВАТОСТЬ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД

Начальный процесс — разрушение горных пород в массиве — во многом предопределяет результативность последующих производственных процессов.

Возможности и способы удовлетворения ряда требований, в том числе и противоречивых, предъявляемых к взрывным работам, определяются прежде всего взрываемостью горных пород и структурой забоев. В первую очередь необходимо выполнить требования к качеству сырья, кусковатости и степени разрыхления пород посредством выбора комплекса технических и организационных решений: метода взрывания и объемов взрывов; рациональных параметров взрывных скважин (диаметра, глубины, направления и угла наклона, перебура); параметров расположения скважин на уступах; конструкции и массы зарядов ВВ; порядка и схем взрывания; организации взрывных работ.

Перечисленные решения существенно влияют одно на другое (часто в противоположных направлениях) и не могут выбираться независимо. Вследствие многообразия природных условий и сложности взаимосвязи после выбора метода взрывания расчетные параметры взрывных работ в конкретных условиях уточняют опытным путем, имея в виду эффективность последующих производственных процессов и технологии в целом.

При отказе от буровзрывных работ и замене их иным процессом (например, использование механических рыхлителей или выемочных машин с повышенными усилиями копания при раз-

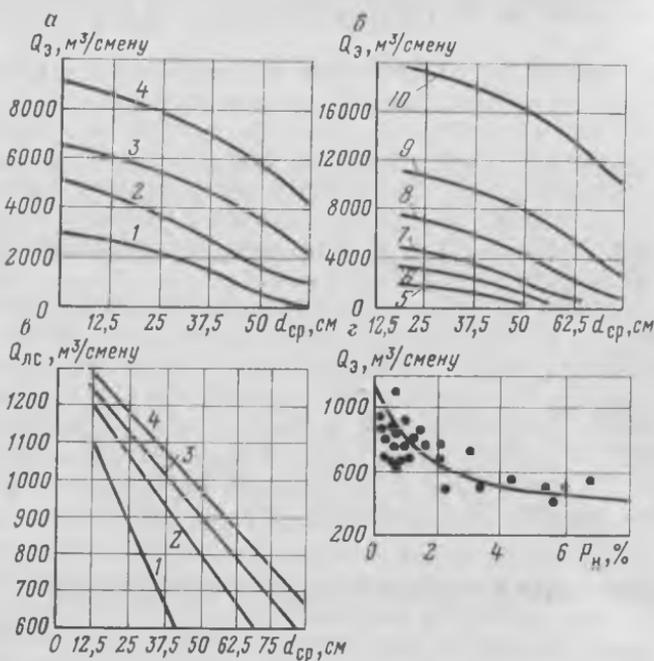


Рис. 20.1. Графики зависимости производительности карьерного оборудования Q от кусковатости взорванных пород d_{cp} и выхода негабарита P_n :
 а — мехлопат; б — драглайнов; в — локомотивосоставов; г — мехлопаты ЭКГ-4,6; 1 — ЭКГ-4,6; 2 — ЭКГ-8И; 3 — ЭКГ-12,5; 4 — ЭКГ-20; 5 — ЭШ-5/45; 6 — ЭШ-10/70; 7 — ЭШ-15/90; 8 — ЭШ-25/100; 9 — ЭШ-40/85; 10 — ЭШ-80/100

работке полускальных пород) рассчитывают и сопоставляют потребные затраты не только на буровзрывные и заменяющие их работы, но и на весь цикл последующих основных и вспомогательных процессов. Изменять параметры взрывов для уменьшения затрат на бурение и взрывание имеет смысл только в случаях улучшения конечного результата горных работ — добычи полезного ископаемого нужного качества и сортности с минимальными затратами труда и средств.

Для такой оценки эффективности буровзрывных работ определяют общие приведенные затраты на добычу и первичную переработку полезного ископаемого (руб/т):

$$C_{об} = C_б + C_{вз.п} + C_{вз.в} + C_{в.п} + C_{д.п} + C_T + C_{вКп} + C_{н.р} + C_{м.д} \quad (20.1)$$

где $C_б$, $C_{вз.п}$, $C_{вз.в}$ — приведенные затраты соответственно на бурение, первичное и вторичное взрывание при собственно добыче полезного ископаемого, руб/т; $C_{в.п}$, $C_{д.п}$, C_T — приведенные затраты соответственно на выемочно-погрузочные, дорожно-путевые работы и непосредственно на транспортирование,

руб/т; K_n — плановый коэффициент вскрыши, м³/т; $C_{н.р}$ и $C_{м.д}$ — соответственно накладные расходы и приведенные затраты на первичное механическое дробление полезного ископаемого, руб/т; C_b — приведенные затраты на вскрышные работы, которые, в свою очередь, составляют (руб/м³)

$$C_b = C_b + C_{вз.п} + C_{вз.в} + C_{н.п} + C_{д.п} + C_t + C_o, \quad (20.2)$$

C_o — приведенные затраты на отвалообразование 1 м³ вскрышных пород.

Входящие в формулы (20.1) и (20.2) приведенные затраты по всем процессам включают как эксплуатационные, так и часть капитальных затрат*.

Кусковатость взорванных пород исходя из производительности процессов экскавации, транспортирования и последующего механического дробления должна быть минимальной (рис. 20.1). Вместе с тем переизмельчение пород резко повышает затраты на буровые и взрывные работы и увеличивает себестоимость продукции; возможно при этом ухудшение качества полезного ископаемого (строительные горные породы, железные мартеновские и фосфоритовые руды, полудрагоценные камни и др.).

Область оптимальной кусковатости взорванных пород и результаты взрыва оцениваются размерами максимально допустимого (кондиционного) d_k и среднего $d_{ср}$ кусков взорванной породы, при которых сумма приведенных затрат по законченному циклу производственных процессов будет минимальной (рис. 20.2).

Величина d_k определяется видом и мощностью горного и транспортного оборудования. Практический опыт и научные исследования показывают, что при использовании карьерных механических лопат с ковшом емкостью $E = 4 \div 8$ м³ в комплексе с автосамосвалами грузоподъемностью 27—75 т или железнодорожным транспортом при думпкарах грузоподъемностью 100—145 т для легко- и средневзрываемых пород оптимальный размер куска взорванной породы (м)

$$d_{ср.о} \approx (0,10 \div 0,2) \sqrt[3]{E}. \quad (20.3)$$

Для механических лопат с ковшом емкостью 4—5 м³ при взрывании вскрышных пород $d_{ср.о} = 0,3 \div 0,35$ м; для руд $d_{ср.о}$ меньше (0,2—0,25 м), так как они в дальнейшем всегда подвергаются механическому дроблению. Для трудновзрываемых пород optimum кусковатости увеличивается по сравнению с приведенными величинами вследствие относительного роста затрат на буровзрывные работы.

Оптимальному размеру куска соответствует оптимальный удельный расход ВВ (рис. 20.3). Последний растет с увеличе-

* Порядок определения приведенных затрат разъясняется в курсах «Экономика горного производства» и «Проектирование карьеров».

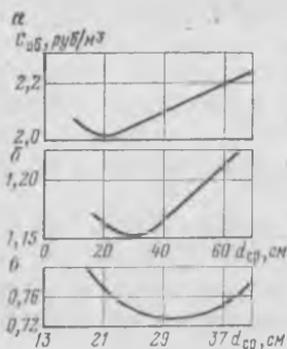


Рис. 20.2. Графики зависимости общих затрат $C_{об}$ от кусковатости взорванной горной массы $d_{ср}$:

a и *б* — на добычу руды соответственно на Качканарском и Гайском карьерах; *в* — на вскрышные работы на Ждановском карьере

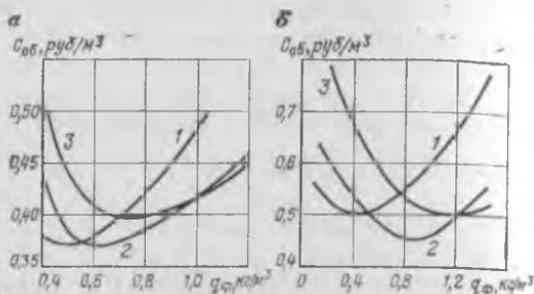


Рис. 20.3. Графики зависимости общих затрат $C_{об}$ от удельного расхода ВВ при разработке пород средней взрываемости и буримости мехлопаты ЭЖГ-8И (*a*) и трудновзрываемых пород средней буримости драглайном ЭШ-15/90 (*б*):

1 — при диаметре скважин $d_c = 100$ мм; 2 — при $d_c = 200$ мм; 3 — при $d_c = 300$ мм

нием трудности взрывания пород и уменьшается с ростом мощности экскаваторов.

Равномерное и достаточно мелкое (менее 300 мм) взрывное дробление пород позволяет в нужных случаях применить и при разработке скальных пород оборудование непрерывного действия; часть экономии средств от использования такой техники может быть направлена дополнительно на буровые и взрывные работы.

Наличие в забоях негабаритных кусков осложняет и удорожает все последующие процессы независимо от размеров среднего куска, поэтому расчет взрыва должен быть произведен из условия полного отсутствия негабаритных кусков. Желание избежать перерасхода бурения и ВВ, а также отсутствие учета влияния дополнительных факторов ведут к тому, что выход негабаритных кусков составляет около 1—3% объема взорванной массы; большой выход негабарита свидетельствует о несовершенстве принятого проекта взрывных работ.

Для условий конкретного карьера оптимальная кусковатость взорванных пород устанавливается на основе детальных расчетов затрат согласно формуле (20.1) с использованием зависимостей отдельных затрат от величины $d_{ср}$.

20.2. РАЦИОНАЛЬНЫЕ ДИАМЕТРЫ СКВАЖИН

Рациональный диаметр скважин d_c определяется с учетом: влияния величины d_c на степень дробления пород различной взрываемости;

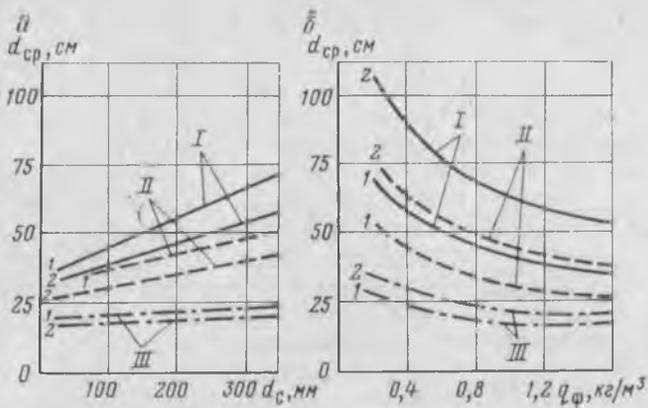


Рис. 20.4. Графики зависимости кусковатости d_{cp} горных пород (при $H_y = 15$ м):

a — от диаметра скважин d_c (1, 2 — при удельном расходе ВВ соответственно 0,6 и 1 кг/м³); *б* — от удельного расхода ВВ $q_{ф}$ (1, 2 — при диаметре скважин соответственно 132 и 270 мм); I, II и III — соответственно трудно-, средне- и легко взрываеваемые породы

целесообразной степени дробления пород соответственно видам и средствам транспорта и выемочно-погрузочных работ (см. выше);

возможности регулирования степени дробления изменением удельного расхода ВВ (рис. 20.4);

влияния d_c на величину заряда и параметры сетки скважин; влияния величины d_c на выбор способа бурения и модели станка, которые, в свою очередь, зависят от буримости породы; масштаба и организации горных работ.

Задача выбора диаметра скважин сводится к комплексной оценке влияния величины d_c на качество взрывных работ в конкретных условиях и на возможное к применению в этих условиях буровое оборудование, с тем чтобы обеспечить минимальные затраты и трудоемкость и максимальную производительность комплекса горного и транспортного оборудования на карьере.

Практически диаметр скважин на крупных карьерах принимается в зависимости от сочетания буримости и трещиноватости породы в массиве. Пределами таких сочетаний являются породы:

легкобуримые, сильно трещиноватые; легкобуримые, малотрещиноватые; легкобуримые, сильно трещиноватые; труднобуримые, малотрещиноватые.

В породах IV и V категорий трещиноватости в массиве при постоянном удельном расходе ВВ с уменьшением d_c и сгущением сетки скважин кусковатость взорванной породы существенно уменьшается; в породах I и II категорий изменение диа-

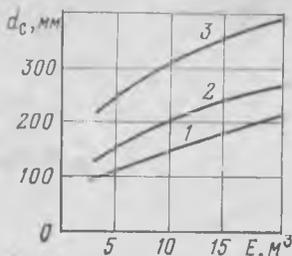


Рис. 20.5. График зависимости рационального диаметра скважин d_c от емкости ковша карьерных мехлопат для угольных карьеров Кузбасса:

1, 2 и 3 — соответственно трудно-, средне-, и легко-взрываемые породы

метра заряда практически не сопровождается изменением степени дробления (см. рис. 20.4). Поэтому в сильнотрещиноватых породах, независимо от их буримости, целесообразно применять скважины большого диаметра.

В настоящее время производительность буровых станков различного диаметра (105—320 мм) в труднобуримых породах ($P_6 > 10$) практически одинакова и составляет 25—45 м/смену. Так как выход взорванной горной массы с 1 м скважины при диаметрах ее $d_{c.1}$ и $d_{c.2}$ пропорционален отношению $(d_1/d_2)^4$, то в такой же степени возрастает и производительность буровых станков по обуренной массе с увеличением диаметра скважин. Удельные затраты на бурение

скважин с увеличением их диаметра также уменьшаются. Экономия средств на вторичном дроблении, экскавации и транспорте, получаемая с уменьшением d_c , при труднобуримых породах часто перекрывается удорожанием буровых работ. Поэтому целесообразность применения скважин малого диаметра в крупноблочных породах с $P_6 > 10$ должна обязательно обосновываться технико-экономическими расчетами и опытными взрывами. При этом должны учитываться необходимая степень дробления пород, трудность проработки подошвы уступа, необходимость раздельной разработки, производительность бурового, выемочно-погрузочного, транспортного оборудования и затраты на переработку полезного ископаемого.

Уменьшение диаметра скважин целесообразно, как правило, в средне- и крупноблочных породах с $P_6 < 8-10$. В этом случае неизбежное увеличение объема буровых работ и дополнительных затрат на них перекрывается экономией на других процессах. Последнее положение характерно для угольных карьеров. Доказана эффективность расположения зарядов в наклонных скважинах малого диаметра для равномерного дробления крупноблочных песчаников Кузбасса.

Выбор диаметра скважин зависит также от масштаба горных работ и связанной с ним мощности применяемого горного и транспортного оборудования. Более мощному выемочно-погрузочному оборудованию соответствуют больший размер оптимального куска, увеличенный диаметр скважин и более мощные буровые станки (рис. 20.5).

Для мощных рудных карьеров в зависимости от взрываемости пород рекомендуются следующие диаметры взрывных скважин: для пород I—III класса по взрываемости — 250—320 мм и более; IV класса — 200—250 мм; V класса — 100—200 мм.

20.3. ПОРЯДОК ПРОЕКТИРОВАНИЯ ВЗРЫВОВ

В соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и «Инструкцией по производству массовых взрывов» взрывные работы на карьерах должны производиться по типовым проектам; на крупных предприятиях составляются также инструкции по ведению взрывных работ. Типовой проект определяет технику, технологию и организацию буровзрывных работ на карьере. Он содержит исходные данные по взрываемости пород (в соответствии с их местной классификацией) и типовые параметры, являющиеся основой расчета взрывов. Метод и порядок взрывных работ, принятые типовым проектом, должны обеспечить стабильные заданные результаты при принятой технологии горных работ. Так как взрывы на карьерах часто повторяются, расчетные параметры их корректируются с учетом результатов предыдущих промышленных взрывов.

Карьерное поле необходимо районировать по буримости и взрываемости горных пород посредством выделения вдоль фронта работ по всем уступам однородных по буримости и взрываемости блоков и участков пород. Четкое оконтуривание районов и блоков является основой качественного взрывания; оно завершается составлением карт, на которых фиксируются участки с одинаковой буримостью и взрываемостью пород.

Интенсивность уменьшения трещиноватости и соответственно возрастания блочности горных пород с увеличением глубины карьера по данным инженерно-геологического районирования можно характеризовать градиентом трещиноватости массива u . При глубине карьера H_k и среднем размере породного блока на горизонте l_{cp}

$$u = 100l_{cp}/H_k. \quad (20.4)$$

Градиент u используется при прогнозировании и планировании результатов и технико-экономических показателей буровзрывных работ.

Местные классификации, составленные на основе проектного расхода ВВ, содержат краткое описание пород, данные о расходе ВВ и указания о выходе негабаритных кусков.

В соответствии с типовым проектом на каждый отдельный массовый взрыв составляется технический проект (паспорт, расчет), учитывающий конкретные задачи и условия производства данного взрыва. Паспорт утверждается главным инженером карьера.

На крупных карьерах буровзрывные работы проектирует группа проектировщиков, составляющих ежемесячно задание на обуривание уступов (места и объемы обуриваемых блоков), контролирующую бурение скважин и прием обуренных блоков, производящих корректировочный расчет зарядов ВВ. Все скважины наносят на постоянно пополняемый погоризонтный план.

Полностью обуренный блок принимают по акту комиссией в составе начальников бурового и взрывного цехов, маркшейдера и др.

Буровые и взрывные работы проводят в тех технологических условиях и обстановке (размеры рабочих и нерабочих площадок, высота уступа, длина и ширина взрываемого блока, место и последовательность взрывов по фронту и глубине карьера и т. п.), которые предписываются планом развития горных работ и расстановкой горного и транспортного оборудования; эти условия являются отправными для проектирования взрыва.

Технологическим заданием для проектирования взрыва являются: план и профиль горных работ по участку взрыва в границах возможного разлета породных кусков; объем $V_{в.б}$, высота $H_{в.б}$, ширина $Ш_{в.б}$ и длина $L_{в.б}$ взрываемого участка (блока) массива; допустимая ширина развала B и его высота $р$; максимальный (кондиционный) d_k и средний $d_{ср}$ линейные размеры кусков взорванной породы; допустимый по условиям безопасности угол откоса уступа в массиве α после взрыва; необходимая степень проработки подошвы уступа; желаемые формы развала и порядок размещения в нем разнотипных пород; очередность взрывов ряда уступных блоков.

Проект взрыва базируется также на физико-технических параметрах горных пород конкретного блока: плотности породы γ , т/м³; показателях сопротивления породы в образце сжатию $\sigma_{сж}$, растяжению $\sigma_{раст}$, сдвигу $\sigma_{сдв}$ и вычисленных по ним показателях трудности бурения и взрывания данных пород; максимальном l_{max} и среднем $l_{ср}$, м, размерах естественных блоков, агающих породный массив; углах наклона к горизонту систем трещин $\alpha_{тр}'$ и угле встречи $\alpha_{тр}''$ их с откосом уступа; пористости породы в области ϵ , %, и влажности в массиве W_m , %; при этом указывается обводненность скважин.

Процесс проектирования взрыва заключается в том, чтобы, исходя из типового проекта взрывных работ и опираясь на указанные исходные данные, с учетом свойств намечаемых к использованию ВВ, выбранных порядка и схемы взрывания и конструкции заряда ВВ произвести расчет главных параметров взрыва, к которым относятся: проектный расход ВВ $q_{п}$, кг/м³; расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин a и b , м; величина СПП W , м; перебур $l_{п}$ и длина забойки скважин, м; масса скважинного заряда ВВ Q_z , кг, и другие параметры.

Начальным и главным при расчете массового взрыва является определение проектного удельного расхода ВВ.

Таким образом, проект массового взрыва включает: величину зарядов в каждой скважине с разделением по сортам ВВ; конкретную схему взрывания; план расположения скважин и зарядов в масштабе 1 : 500 и выкопировку из плана горных работ в масштабе 1 : 2000 или 1 : 5000 с нанесением взрывных блоков, границ опасной зоны и постов оцепления; пере-

чень организационных мероприятий по проведению взрыва; акт приема-сдачи обуренного блока; перечень мероприятий по обеспечению безопасности взрыва; список ответственных лиц и подразделений, подлежащих оповещанию, и другие документы.

20.4. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ КУСКОВАТОСТИ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД

При составлении технических проектов взрывов неизбежны ошибки в определении удельного расхода ВВ, размеров сетки скважин и других параметров взрывания. Эти ошибки обусловлены: неравномерным действием взрыва вследствие неоднородного строения и анизотропии самих пород; отличием фактических условий взрывания от типовых из-за неоднородности массива горных пород в пределах взрываемого блока, неодинаковых отметок площадки уступа, углов его откоса и криволинейности последнего в плане; нарушениями массива, особенно на участках первого ряда скважин, действием предыдущих взрывов; недостаточно совершенной методикой выполнения самого проекта взрыва; невысокой точностью выноса проекта на местность, т. е. отклонениями от заданных отметок бурения скважин, их глубины, направления и т. д.; обычно возникают затруднения в соблюдении заданного направления бурения наклонных скважин.

Влияние указанных ошибок меньше сказывается на результатах взрывов в легко взрываемых породах. Степень дробления трудновзрываемых пород при современной технологии ведения буровых и взрывных работ, как правило, ниже предусмотренной расчетами.

Это объясняется: повышенным влиянием рассмотренных ошибок, так как единичный объем трудновзрываемых пород содержит большее число крупных естественных отдельностей, требующих дробления при взрыве; неравномерным размещением ВВ в массиве, что увеличивает выход крупных кусков из зоны сотрясения и требует повышенного расхода энергии для дробления прочных отдельностей в зоне трещинообразования; уменьшением фактического удельного расхода ВВ по сравнению с проектным по ряду конкретных технологических и организационных условий (ширина развала, разлет отдельных кусков, требуемая загрузка отдельных экскаваторов во времени и т. д.).

Влияние указанных факторов при трудновзрываемых породах на практике следует учитывать уже в типовом проекте, предусматривая в местных классификациях пород по взрываемости повышенный выход крупных фракций или негабаритных кусков.

В тех случаях, когда основные параметры взрывных работ (расход ВВ, диаметр скважин, сетка скважин и др.) уже заданы, решается задача прогнозирования кусковатости взорванных пород.

Для пород III—V классов по взрываемости на рудных карьерах при диаметре скважин 200 мм и более ожидаемый размер среднего куска $d_{ср}$ (м) при фактическом удельном расходе ВВ ($q_{ф}$) приближенно можно определить по формуле (по В. К. Рубцову)

$$d_{ср} \approx d_{п} (q_{п}/q_{ф}), \quad (20.5)$$

где $d_{п}$ — заданный (проектный) средний размер куска взорванной породы, м, при проектном удельном расходе ВВ $q_{п}$.

При взрывании пород легкоразрушаемых и средней трудности разрушения на угольных карьерах ожидаемый размер куска (м) может быть определен по эмпирической формуле (КузПИ)

$$d_{ср} \approx \frac{0,6}{[1/l_{ср} + (300 + H_y)/(100 + d_c) q_{ф}]}, \quad (20.6)$$

где $l_{ср}$ и H_y выражены в м; d_c — в мм; $q_{ср}$ — в кг/м³.

Между средним размером куска взорванной породы и выходом негабаритных кусков существует корреляционная зависимость вида (по В. К. Рубцову)

$$d_{ср}/d_e \approx \frac{0,25}{(1 - V_{н}/V_e)^3}, \quad (20.7)$$

где $V_{н}$ — фактический выход негабарита при взрывании, %; V_e — содержание в массиве естественных отдельностей размером более d_e , % (определяется в зависимости от категории трещиноватости породного массива по табл. 2.1).

Формула (20.7) справедлива для пород II—V категорий трещиноватости; для пород I категории, характеризующихся наличием естественной мелочи, ошибка расчета более 10 %. При выходе негабаритных кусков до 2—3 % в большинстве случаев $d_{ср} \approx 0,25d_e$. Например, при выходе 3 % фракции +500 мм средний размер кусков взорванной породы приближенно равен 125 мм.

Дальнейшее регулирование степени дробления пород по сравнению с типовым проектом возможно за счет изменения схемы взрывания и интервала замедления, числа рядов скважин, конструкции заряда, типа применяемого ВВ, метода взрывания скважинных зарядов (в зажатой среде и др.).

20.5. ОРГАНИЗАЦИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

На карьерах взрывные работы осуществляются специальным взрывным участком (цехом), реже — горными участками. На крупных карьерах часто вторичное взрывание, а также затоска бортов производятся специализированными участками. На карьерах, разрабатывающих строительные горные породы, взрывные работы ведет трест «Союзвзрывпром», в транспортном

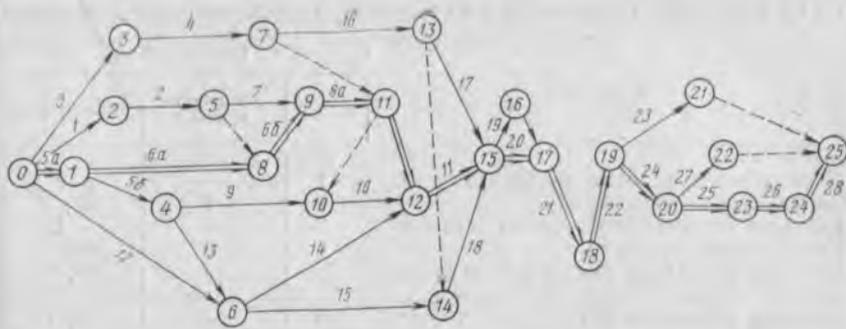


Рис. 20.6. Сетевой график массового взрыва

строительстве — трест «Трансвзрывпром», на карьерах и объектах гидротехнического строительства — трест «Гидроспецстрой», в Криворожском бассейне и на карьерах КМА — специализированные предприятия «Кривбассвзрывпром», «КМАвзрывпром» и др.

Время и порядок заряжания скважин взрываемого блока зависят от его объема и конкретных условий. При большом объеме взрыва, неустойчивых стенках скважин, а также отсутствии средств механизации заряжание может производиться вслед за бурением скважин. В условиях Крайнего Севера такой порядок применяется повсеместно в весенне-летний период, когда таяние многовековой мерзлоты приводит к образованию в скважинах ледяных пробок.

Взрывные работы на карьерах выполняют в основное рабочее время, без выделения специальных смен и перерывов, или в специальные междусменные перерывы длительностью от 1 до 3 ч.

Сам взрыв занимает относительно немного времени (до 1—1,5 ч), но связанные с ним дополнительные работы по удалению и возвращению оборудования и людей, демонтажу и монтажу коммуникаций и т. д. требуют значительных затрат времени и средств, участия большого числа исполнителей из различных подразделений карьера (экскаваторный, буровой и взрывной цехи, энергослужба, служба пути и др.).

Эффективным средством проведения в сжатые сроки большого и сложного комплекса работ, связанных с взрывом, с четкой взаимоувязкой действий всех исполнителей во времени и пространстве является сетевой график. Частая повторяемость взрывов позволяет разрабатывать и применять типовые сетевые графики для различных условий.

В табл. 20.1 и на рис. 20.6 приведены примерный перечень работ и общий вид сетевого графика массового взрыва на уступе, где для перевозки разрабатываемых пород применяется

Т а б л и ц а 20.1. Перечень работ по подготовке и проведению массового взрыва

Работа	Номер работы		
	данной	предшест- вующей	последующей
Маркшейдерская съемка обуренного блока	1	—	2
Составление проекта взрыва	1	1	6б; 7
Контроль глубины пробуренных скважин	3	—	4
Разбуривание скважин	4	3	8б; 16
Доставка ВВ на блок первым рейсом автома- шин	5а	—	5б; 6а
Доставка остального ВВ	5б	5а	9; 17
Разнос ВВ по блоку:			
по приближенному расчету	6а	5а	6б
по окончательному расчету	6б	2; 6а	8а
Доставка на блок СИ*	7	2	8а
Заряжание скважин:			
до окончания разбуривания	8а	6б; 7	8б; 10
после окончания разбуривания	8б	4; 8а	11
Доставка забоечного материала	9	5б	10
Забойка скважин	10	8а; 9	11
Проверка готовности зарядов начальником зрыва	11	8б; 10; 14	19; 20
Подготовка негабаритных кусков к взрыву экскаватором)	12	—	14; 15
Доставка ВВ к негабаритным кускам	13	5б	14
Заряжание шпуров в негабаритных кусках	14	13	11
Отгон экскаватора	15	12	18
Отгон бурового станка	16	4	17; 18
Ремонт трансформаторного киоска	17	16	19; 20
Ремонт линии ВВС**	18	15; 16	19; 20
Инструтаж и выставление оцепления	19	11; 17; 18	21
Монтаж взрывной сети	20	11; 17; 18	21
Выполнение взрыва	21	19; 20	22
Снятие оцепления	22	21	23; 24
Отстройка подъездов к блоку	23	22	—
Смотр и восстановление линии ВВС	24	22	25
Монтаж «отпайки» ЛЭП и подключение эк- скаваторов	25	24	26
Отгон экскаватора к блоку	26	25	28
Монтаж осветительной сети	27	24	—
Подготовка забоя к работе	28	26	—

* СИ — средства инициирования.

** ВВС — высоковольтная сеть.

этого транспорта. График четко делится на три периода: подготовка взрыва (события 0—17), взрыв (работа 21) и восстановление рабочего состояния уступа (события 19—24). Если даны моменты осуществления взрыва T_{17} и T_{18} , то при известных объемах и длительности всех работ можно определить моменты начала и окончания каждой работы (моменты каждого события) и резерв времени каждой работы, т. е. максимальный срок, на который можно перенести начало работы

или увеличить ее продолжительность, не изменяя продолжительности критического пути графика:

$$R_{i-j} = T_{i-j}^* - T_{i-j}, \quad (20.8)$$

где T_{i-j}''' — ранний срок окончания работы между событиями i и j , ч.

$$T_{i-j}^* = T_{i-j}''' + t_{i-j}, \quad (20.9)$$

T_{i-j}''' — возможно ранний срок начала работы $i-j$, ч; t_{i-j} — длительность работы $i-j$, ч; T_{i-j}^* — поздний срок окончания работы $i-j$, определяемый директивным сроком окончания работ и максимальной длиной пути от события j до окончания комплекса работ, ч.

Для рассматриваемого случая

$$T_{i-j}^* = T_{17} - \max \left[\sum_{n=1}^{N_l} t_{i_n} \right], \quad (20.10)$$

где $l=1, 2, \dots, L$ — число путей от события j до события 17; N_l — число работ длительностью t_{i_n} ($n=1, 2, \dots, N$) на пути l .

Временные оценки работ с достаточной точностью могут быть получены на основе статистических данных, собранных на карьере за определенный период времени (до года).

20.6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Основными технико-экономическими показателями процессов бурения и взрывания являются производительность буровых станков, выход взорванной породы на 1 м скважины, затраты на бурение 1 м скважины и обустройство 1 м³ взорванной породы, удельный расход ВВ и СИ, производительность труда рабочих, производительность и степень использования погрузочно-разгрузочного и транспортного оборудования.

Экономичность буровзрывных работ зависит от выбранного вида бурения, диаметра скважин и сетки их расположения, типа ВВ и организации этих работ, которые, в свою очередь, определяются буримостью и взрываемостью горных пород. Для карьеров характерно постоянно изменяющееся соотношение горных пород различных категорий буримости, взрываемости и обводненности. Планирование основных показателей буровзрывных работ должно учитывать изменение этих характеристик пород в плане и по глубине карьера.

В конечном счете затраты на буровзрывные работы зависят от затрат на бурение 1 м скважины, удельного расхода ВВ, стоимости 1 кг ВВ и выхода горной массы на 1 м скважины.

Удельные затраты (руб/м³) на буровые работы

$$C_6 = \Sigma C_6' / V_6 \approx C_l / g, \quad (20.11)$$

где $\Sigma C_6'$ — сумма эксплуатационных затрат по буровому участку за определенный период, руб.; C_l — затраты на бурение 1 м скважины, руб.; V_6 — обуренный объем породы за тот же период, м³; g — выход горной массы на 1 м скважины, м³.

В то время как при использовании относительно легких станков пневмоударного бурения в затратах на бурение велик удельный вес заработной платы, при работе мощных шарошечных станков возрастает доля амортизационных отчислений, достигающих 30—40 %. Затраты на материалы зависят от стоимости и стойкости бурового инструмента и в затратах на механическое бурение составляют 11—13 %, а на термическое — до 40 %.

Удельные затраты (руб/м³) на взрывные работы

$$C_b = \Sigma C_b' / V_b = q_\phi C_{BB} + C_b'', \quad (20.12)$$

где $\Sigma C_b'$ — сумма эксплуатационных затрат по взрывному участку за рассматриваемый период, руб.; V_b — взорванный объем породы за тот же период, м³; q_ϕ — средневзвешенный фактический удельный расход ВВ по карьере, кг/м³; C_{BB} — средняя стоимость 1 кг ВВ, руб. (зависит от типа ВВ и степени обводненности скважин); C_b'' — затраты на СИ, зарядание, забойку и взрывание, руб/м³;

$$C_b'' = (0,1 \div 0,15) q_\phi C_{BB}. \quad (20.13)$$

Стоимость 1 кг ВВ и затраты на бурение 1 м скважины лишь в первом приближении можно считать постоянными при углублении карьера. Цены на ВВ принимаются согласно прейскуранту.

При планировании экономических показателей расход ВВ и выход горной массы вычисляются как средневзвешенные по формулам:

$$q_{пл} = \sum_1^{25} q_i i / 100; \quad (20.14)$$

$$g_{пл} = \sum_1^{25} g_i i / 100, \quad (20.15)$$

где q_i и g_i — соответственно удельный расход ВВ, кг/м³, и выход горной массы, м³/м, для пород категории i согласно типовому проекту; i — доля пород данной категории взрываемости на планируемый период, %.

Средние показатели буровзрывных работ могут изменяться со времени, возрастая или уменьшаясь в соответствии с изменением буримости и взрываемости пород. Но правильное опре-

деленне и использование последних на каждом этапе позволяет выдерживать неизменным, близким к оптимальному, качество буровых и взрывных работ по породам каждой категории, обеспечивая текущий возможный минимум затрат на разработку.

Постоянный производственный учет не только распределения пород по буримости, взрываемости, блочности, обводненности и другим свойствам, но и качества взрывов, производительности выемочно-погрузочного и транспортного оборудования позволяет своевременно корректировать планируемые показатели буровзрывных работ.

21. ПЛАНИРОВАНИЕ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫХ И ТРАНСПОРТНЫХ РАБОТ

21.1. ОРГАНИЗАЦИЯ ПЛАНИРОВАНИЯ

Текущее планирование горных работ заключается в составлении годовых и квартальных планов горных работ, месячных планов буровзрывных, выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работ, графиков планово-предупредительных ремонтов оборудования, построении технологических графиков работ на уступах, расчетах декадно (недельно) — суточных планов работ. На этой стадии планирования производится распределение горного оборудования по уступам и определяется его расстановка.

Текущие планы горных работ составляют производственно-технический, геологический и маркшейдерский отделы, а также отделы главного механика и главного энергетика карьера. На основе этих планов определяются объемы работ по производственным участкам, нормы выработки, нормы расхода материалов и ВВ, рассчитываются основные экономические показатели: себестоимость, объем реализуемой продукции, прибыль, рентабельность. Годовые планы горных работ утверждаются в отраслевых министерствах или производственных объединениях, а месячные планы работ карьера — в производственном объединении или управлении комбината для согласования с работой железнодорожного и автотранспортного цехов, обогатительной фабрики, ремонтно-механического участка и других объектов.

Оперативное планирование горных работ заключается в определении плана-наряда на смену для каждой бригады, машины и механизма. При составлении сменного плана учитываются положение работ в забоях, на отвалах, обогатительной фабрике, проводимые в карьере ремонтные работы, ожидаемый выход на линию транспортных средств. Оперативный план разрабатывается под руководством главного инженера карьера начальниками участков, цехов и служб, участковыми геологами и маркшейдерами.

Оперативное совещание (обычно ежедневно по сектору), являющееся функциональным звеном оперативного планирования, решает вопросы координации производственной деятельности участков, цехов и служб с утверждением конкретного графика вспомогательных работ, мероприятий по ликвидации аварий, распределения вспомогательной техники, а также контролирует выполнение отдельными участками и службами предыдущих плановых заданий, заслушивая отчеты начальников этих служб о проделанной работе.

При составлении текущих и оперативных планов горных работ руководствуются следующими положениями.

1. Планирование производственных процессов и работы горного и транспортного оборудования должно осуществляться совместно с расчетами объемов горных работ, порядка и интенсивности подвигания фронта работ уступов. Определяемые объемы работ отдельных горных машин и комплексов должны быть привязаны к конкретным участкам фронта работ уступов.

2. Решения текущих задач выбора участков отработки и организации производственных процессов должны увязываться с принятыми решениями на более высоких уровнях планирования. При месячном планировании, например, это положение реализуется путем первоочередной подготовки запасов взорванной горной массы в квартальных или полугодовых плановых контурах горных работ, обеспечением равномерного выполнения всеми экскаваторами намеченного плана.

3. Планы горных работ должны обеспечить требуемую степень независимости основных производственных процессов путем поддержания заданных объемов подготовленной к бурению, обуренной и взорванной горной массы (отдельно для полезного ископаемого и вскрышных пород).

4. Планирование должно обеспечить требуемое качество добытого полезного ископаемого (по принятой системе формирования его уровня) с учетом усреднительных складов, периода усреднения и других факторов.

5. Текущее планирование должно базироваться на данных опробования эксплуатационных разведочных и взрывных скважин; в первую очередь должны разрабатываться участки массива, имеющие достаточно полные геологические и физико-технические данные, а оперативные планы работы выемочно-погрузочного оборудования должны быть привязаны к отдельным участкам развала.

Реализация указанных положений позволяет создать систему непрерывного планирования горных работ.

Непрерывность системы планирования обусловлена непрерывностью самого производства, преследует цель органически связать перспективное, текущее и оперативное планирование и выражается в установлении сопряженных и взаимоувязанных производственных заданий (планов горных работ) на межные плановые периоды: пятилетнего с разбивкой по годам,

годового с разбивкой по кварталам, квартального с разбивкой по месяцам, месячного с разбивкой по декадам, декадного с разбивкой по суткам и т. д. При составлении плана на каждый период корректируются задания на этот период, указанные в плане на более продолжительный период. Схема взаимного согласования планов рассматривается на примере распределения месячного плана горных работ на рудном карьере по неделям.

Основой месячных планов выемочно-погрузочных работ являются годовые и квартальные планы горных работ и показатели их фактического выполнения. При месячном планировании выемочно-погрузочных работ определяются расстановка экскаваторов по фронту уступов и границы участков выемки для каждого из них, плановое время работы оборудования. На основе этого плана устанавливаются место и размеры обуриваемых в первую очередь блоков, корректируется график проведения профилактических ремонтов горного и транспортного оборудования, рассчитываются технологические графики организации основных и вспомогательных процессов на уступах.

Нормативно-справочная информация является условно-постоянной и при месячном планировании включает:

физико-технические характеристики горных пород, данные о геологических блоках, результаты опробования эксплуатационных, разведочных и взрывных скважин, сортовые планы горизонтов, состояние и нормативы вскрытых и готовых к выемке запасов полезного ископаемого, границы горных работ по годовым и квартальным планам;

технологические параметры горных работ — параметры сетки взрывных скважин; размеры рабочих площадок уступов, экскаваторных заходов и транспортных берм; расстояния транспортирования горной массы по постоянным путям и дорогам и т. д.; справочные технико-экономические показатели — нормы выработки по отдельным процессам, состав горного и транспортного оборудования, структура предприятия, периодичность производства взрывных работ, планово-расчетные цены на полезные ископаемые и т. д.

Учетная информация, отражающая выполнение горных работ во времени и пространстве, является переменнo-текущей.

При месячном планировании из этой информации используются следующие данные:

геолого-маркшейдерские — положение фронта работ уступов на начало отчетного месяца; контуры отработанных каждым экскаватором участков уступа, обуренных и взорванных блоков; запасы взорванной горной массы;

технологическо-организационные — режим работы экскаваторов, буровых станков и средств транспорта; график планово-предупредительных ремонтов оборудования; ожидаемый объем транспортных, отвальных и путевых (дорожных) работ; схема путевого развития карьера;

планово-экономические — план-задание по объемам добычи и качеству полезного ископаемого, а также объемам вскрышных работ; показатели себестоимости и прибыли; выполнение планов работ за предшествующие месяцы.

При оперативном планировании используется в основном следующая переменнo-текущая информация:

геолого-маркшейдерская — границы размещения различных типов горной массы по участкам развала; положение экскаваторов в забоях на начало смены; состояние железнодорожных путей и автодорог; объемы различных сортов полезного ископаемого на перегрузочных пунктах карьера; данные о выполнении декадно-суточного и месячного планов добычных и вскрышных работ;

технологическо-организационная — время работы забойных и отвальных экскаваторов, а также приемных бункеров обогатительной фабрики; продолжительность погрузки локомотивосоставов (автосамосвалов) в забоях и их разгрузки на отвалах, устанавливаемая с учетом показателей трудности экскавации пород в развале (массиве) и условий обмена средств транспорта,

планово-экономическая — план-задание по объему добычи и качеству полезного ископаемого; количество средств транспорта, выходящих на линию; сведения о планируемых ремонтах оборудования в карьере, на отвалах и обогатительной фабрике.

21.2. ТЕКУЩЕЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

При месячном планировании горных работ первоначально составляется план выемочно-погрузочных работ, а затем на его основе — планы буровзрывных, ремонтных, путевых и других работ.

Месячный план выемочно-погрузочных работ (табл. 21.1) определяет расстановку каждого экскаватора по фронту работ уступов (участки отработки), продолжительность работы экскаваторов на каждом участке, выполняемые ими объемы добычных (по сортам полезного ископаемого) и вскрышных работ. При расчетах плана учитываются геологические, технологические, организационные и экономические условия. Двумя основными последовательно выполняемыми этапами составления месячного плана выемочно-погрузочных работ являются планирование добычных работ и планирование вскрышных работ.

Порядок планирования добычных работ (первый этап) следующий.

1. Выбираются участки фронта добычных уступов с запасами взорванной горной массы, а также рабочими площадками, ширина которых больше минимальной*.

* Параметры рабочих площадок уступов и других элементов систем разработки изучаются в курсе «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

Т а б л и ц а 21.1. Пример месячного плана выемочно-погрузочных работ

Горизонт, м	Номер экскаватора	Номер участка на горизонте	Положение линии фронта работ, м		Продолжительность работы, машино-смен	Объем выемки, тыс м ³			Норма выработки экскаватора, м ³ /смену
			на начало месяца	на конец месяца		горной массы	руды	породы	
245	4	1	94	114	45	54	34	20	1200
230	4	5	105	117	40	60	40	20	1500
215	2	7	65	90	80	104	30	74	1300
200	3	5	45	65	80	136	46	90	1700
185	1	9	30	80	85	119	70	49	1400

2. На основе расстановки экскаваторов на начало месяца, режимного времени их работы, а также схем путевого развития на уступах устанавливаются максимально возможные объемы выемочно-погрузочных работ для каждого из них.

3. На каждом уступе определяются размеры участков отработки (выемочных блоков) по длине (по фронту) и ширине (при железнодорожном транспорте — по ширине заходки) при условии, что объем выемочно-погрузочных работ не должен превышать суммарной производительности установленных на уступе экскаваторов (максимально возможных объемов выемочно-погрузочных работ).

4. Производится расчет объемов добычных работ (и качества добываемого полезного ископаемого), выполняемых каждым экскаватором и в целом по карьере.

5. Если рассмотренный вариант плана добычных работ не удовлетворяет установленным требованиям (по объему добычи, качеству полезного ископаемого, загрузке отдельных экскаваторов и т. д.), то посредством изменения местоположения участков выемки, их ширины и длины определяются новые участки и объемы добычи полезного ископаемого требуемого качества, что при необходимости обуславливает перегоны ряда экскаваторов.

6. Рассмотрев несколько возможных вариантов развития фронта добычных работ, останавливаются на таком варианте плана, который обеспечивает выемку заданных объема и качества полезного ископаемого и является лучшим по другим условиям (минимум перегонов экскаваторов, минимум транспортной работы и т. д.).

Планирование вскрышных работ (второй этап) осуществляется следующим образом:

1. Определяются объемы вскрышных пород, подлежащие выемке добычными экскаваторами в рудной (угольной) зоне при выполнении плана добычных работ.

Т а б л и ц а 21.2. Пример месячного плана буровых работ

Горизонт, м	Номер бурового станка	Номер участка на горизонте	Продолжи- тельность работы, машино-смен	Ширина обуриваемого участка уступа, м	Объем буровых работ, м	Норма выработки бурового станка, м/смену
245	2	2	16	48	1470	92
230	6	6	16	40	1200	75
215	4	8	17	60	1020	60
200	3	6	16	60	1300	81,9
185	5	1	12	24	900	75

2. Оставшийся плановый объем вскрышных работ распределяется между экскаваторами, расположенными на вскрышных уступах, соответственно эксплуатационной производительности и фонду режимного времени работы каждого вскрышного экскаватора; при расчетах эксплуатационной производительности учитывается время обмена состава, все вспомогательные работы на уступе, ремонты оборудования и т. д.

3. При расстановке экскаваторов по фронту работ вскрышных уступов предпочтение отдается участкам, обработка которых обеспечивает вскрытие запасов полезного ископаемого, выполнение горно-подготовительных работ (проходка съездов и разрезных траншей), увеличение размеров выработанного пространства при перевозке вскрышных пород во внутренние отвалы и т. п.

Месячный план буровзрывных работ (табл. 21.2) определяет: местоположение и размеры обуриваемых блоков на каждом горизонте, подготавливаемые на уступах в результате обуривания объема горной массы, объем работ каждого бурового станка. Основополагающими условиями для составления плана буровзрывных работ являются:

положение горных работ на начало месяца, определяющее наличие рабочих площадок, ширина которых позволяет разместить буровые станки на уступах для их многорядного блокового обуривания;

необходимость обеспечения готовых к выемке запасов полезного ископаемого (по различным сортам) и вскрышных пород в соответствии с планом выемочно-погрузочных работ на ближайший месяц и перспективу;

первоочередность бурения на участках, где запланирована проходка съездов и разрезных траншей;

применение различных параметров буровзрывных работ и дифференцированных норм выработки на бурение, что связано с разнообразием физико-технических характеристик горных пород.

Порядок составления плана буровзрывных работ следующий.

1. Оконтуриваются блоки, подлежащие обуриванию в первую

очередь на участках фронта уступов, включенных в месячный план выемочно-погрузочных работ.

2. На основе параметров расположения взрывных скважин в оконтуренных блоках (с учетом физико-технических характеристик пород, принятых ВВ, порядка и схем взрывания) определяется число скважин, подлежащих бурению в каждом блоке.

3. Определяются объем буровых работ, необходимое число машино-смен буровых станков (согласно нормам выработки в конкретных условиях их работы) и требуемый парк буровых станков с указанием продолжительности работы.

4. Для оставшихся буровых станков назначаются дополнительно буровые блоки на уступах, где имеются рабочие площадки необходимых размеров; при этом приоритет имеют следующие положения (в порядке уменьшения значимости):

необходимость пополнения взорванной горной массы по каждому сорту полезного ископаемого;

необходимость поддержания общих запасов взорванной горной массы на установленном уровне и распределения их по экскаваторам;

минимум перегонов буровых станков.

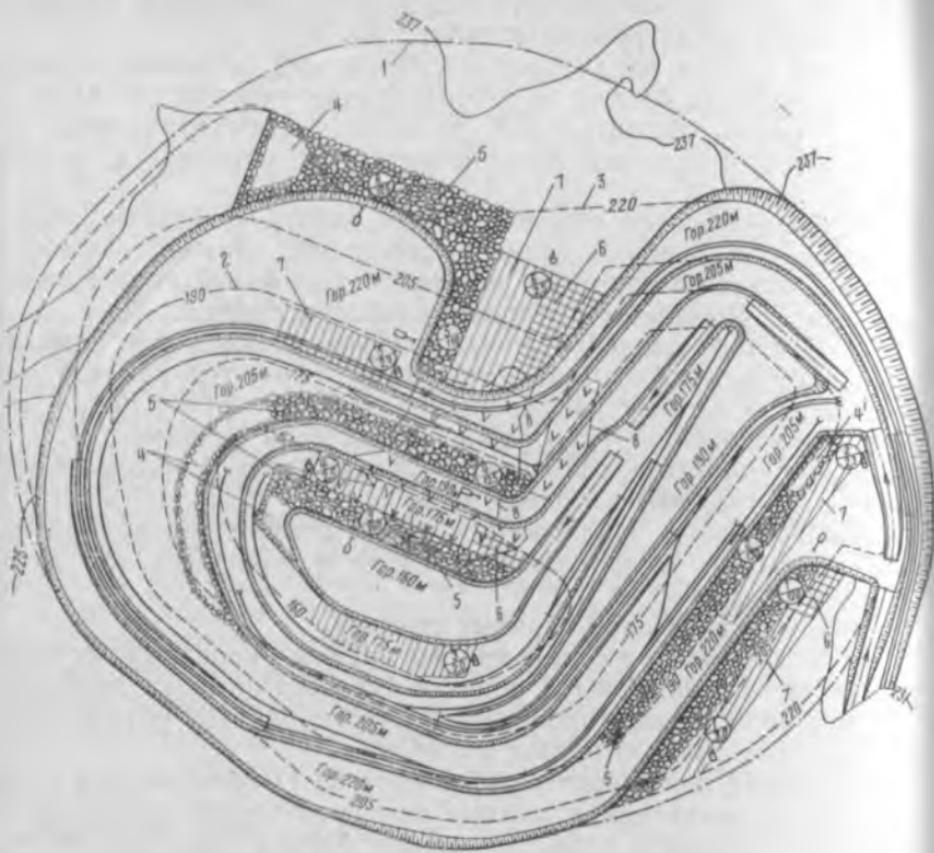
В соответствии с составленным планом буровзрывных работ выдается задание каждой бригаде бурового станка с указанием его местоположения, продолжительности работы, объема бурения и среднесменной нормы выработки.

Месячный план горных работ (рис. 21.1) оформляется в виде чертежа с указанием плановых контуров горных работ по горизонтам на конец года, положения фронта работ на уступах и запасов взорванной горной массы на начало отчетного месяца, расстановки горного оборудования, запланированных для каждого экскаватора и бурового станка контуров выемочных и буровых блоков.

При *месячном планировании буровзрывных работ* с применением ЭВМ основными задачами являются учет движения запасов взорванной и обуренной горной массы и оптимальное планирование подготовки взорванной горной массы.

Для обоснованных расчетов норм выработки на буровые работы и рациональной сетки скважин все карьерное поле районировано по буримости и взрываемости горных пород. При этом уступы разделяют на блоки определенных размеров (например, 64×64 м). Каждый блок уступа, по мере отработки вышележащих уступов и смежных участков данного уступа, характеризуется категориями пород по буримости и взрываемости, трещиноватостью, обводненностью и т. д. (табл. 21.3).

В конце отчетного месяца собирается информация (по данным маркшейдерской съемки) об обуренных, взорванных и отработанных блоках на каждом горизонте и на ее основе производится расчет оставшихся запасов взорванной горной массы по фронту уступов с разделением по сортам и типам. Для под-



21.1. Месячный план горных работ карьера:

1 — конечный контур карьера по поверхности; 2 и 3 — годовые плановые контуры горных работ соответственно на горизонтах 190 и 220 м; 4 — взорванная горная масса на зло месяца; 5 — взорванная горная масса, подлежащая выемке за отчетный месяц (эмочные блоки); 6 — обуренные блоки на начало месяца; 7 — блоки, обуриваемые в течение месяца; 8 — контуры рудной залежи на горизонтах; в кружках — в пределах выемочных и буровых блоков, в числителе — номер экскаватора и бурового станка, в знаменателе — объем выемки на месяц, тыс. м³, и объем бурения на месяц, тыс. м

Для определения количества металла в руде используются данные опробования скважин.

Выбор с помощью ЭВМ обуриваемых в течение месяца блоков производится с использованием модели расположения и порядка перемещения фронта работ уступов, в которой карьерное поле отображается рядом элементарных участков, например, в виде полос, как и при месячном планировании выемочно-погрузочных работ. Размер элементарного участка должен быть не менее минимально возможной длины обуриваемого блока.

Планом горных работ на неделю устанавливаются развитие фронта работ на уступах, объемы добычи руды и вскрышных пород, среднее содержание металла в руде, среднее расстояние

Т а б л и ц а 21.3. Форма отображения физико-технических характеристик горных пород элементарных блоков уступа

Горизон- ты, шифр	Коорди- наты блоков	Категория горных пород		Трещино- ватость, шифр	Обвод- ненность, %	Класс абразивности породы
		по буримости	по взрывае- мости			

транспортирования горной массы и др. Рудные месторождения в большинстве случаев характеризуются неравномерным размещением руд различного состава. Поэтому важнейшими параметрами, характеризующими план горных работ, являются содержание металлов (в общем случае нескольких) и доля труднообогатимых сортов руды в общем объеме добычи. При составлении плана на каждую неделю необходимо добиваться минимального отклонения среднего содержания металла в добываемой руде α от планового задания $\alpha_{пл}$ и доли труднообогатимых сортов руды в общем объеме ее добычи γ от среднемесячного своего значения $\gamma_{пл}$.

Плановые расчеты выполняются в следующем порядке.

1. Выбираются варианты возможных значений γ с интервалом Δ . Первоначально для каждого варианта γ составляется план горных работ на первую неделю, характеризующий минимальным квадратичным отклонением среднего содержания металла в добываемой руде от планового (за первую неделю):

$$(\alpha - \alpha_{пл})^2 \rightarrow \min. \quad (21.1)$$

Максимальное число вариантов планов горных работ на первую неделю равно числу вариантов значений γ .

2. На основе каждого варианта плана на первую неделю составляются варианты планов на вторую неделю, число которых соответствует числу всех вариантов значений γ . Для каждого получающегося при этом варианта плана горных работ на первую и вторую недели (нарастающим итогом) вычисляется среднее значение $\bar{\gamma}$. Если при этом окажется, что несколько вариантов плана имеют равное значение $\bar{\gamma}$ (попадающее в один и тот же интервал), то среди них выбирается такой вариант плана, который обеспечивает минимум суммы квадратов отклонений от $\alpha_{пл}$ среднего содержания металла в руде, добываемой в каждую из недель:

$$\sum_t (\alpha_k - \alpha_{пл})^2 \rightarrow \min, \quad (21.2)$$

где k — номер варианта плана работ.

3. На основе выбранных планов горных работ на две недели составляются возможные варианты плана на третью неделю, которые анализируются по рассмотренной схеме. Процесс составления вариантов плана и выбора из них наилучшего продолжается таким же образом до четвертой недели включительно. После этого из множества вариантов планов выбирают такие, которые обеспечивают минимальное получение значения $\bar{\gamma}$ от запланированного в целом на месяц $\gamma_{пл}$, т. е. $(\gamma - \gamma_{пл})^2 \rightarrow \min$.

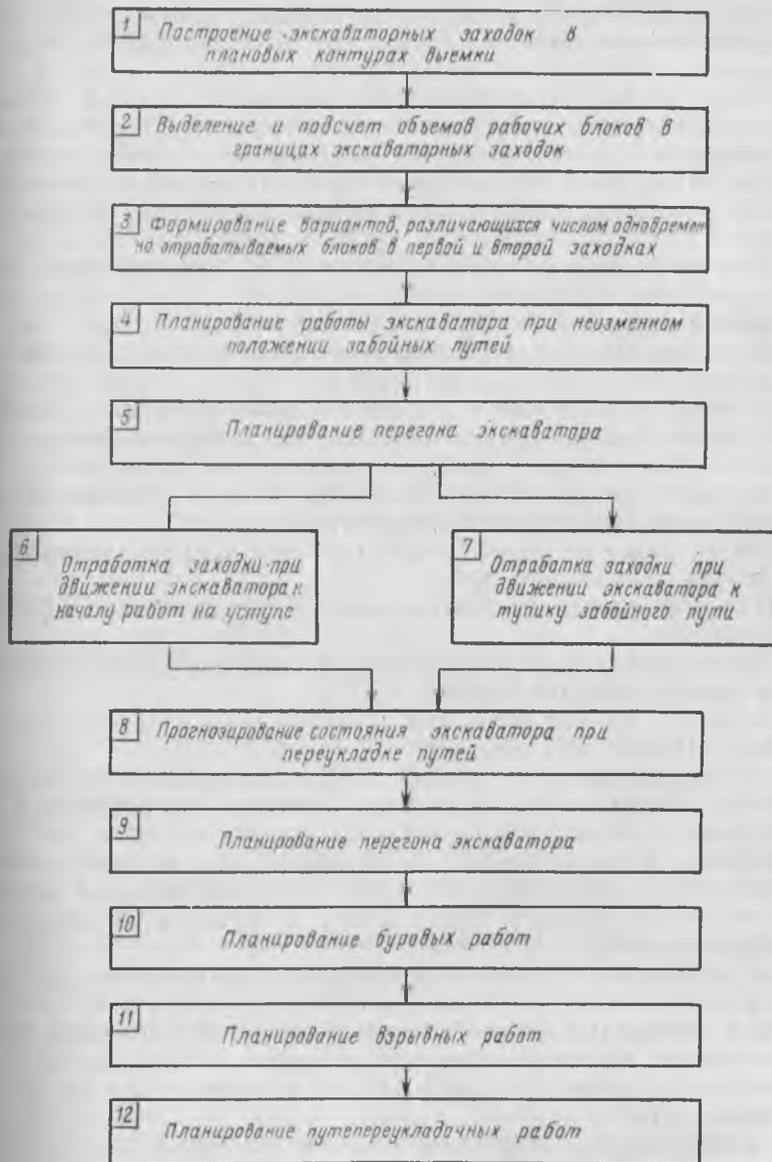


Рис. 21.3. Схема расчета технологического графика работ на уступе

тора) параллельно оси забойного пути проводятся линии, ограничивающие заходки. Далее в границах заходок выделяются отдельные рабочие блоки (длиной 80—100 м), характеризующиеся однородным качеством горной массы (один сорт руды или

устая порода) и одинаковым состоянием горных работ, т. е. степенью подготовки породы к выемке (блок не обурен, обурен, взорван).

Затем формируются возможные варианты порядка работы экскаватора, различающиеся числом и местоположением блоков по первой и второй заходкам, включаемым в одновременную выемку. При этом выделяются группы вариантов соответственно с неизменным положением забойных путей и с переукладкой их.

При планировании работы экскаватора необходимыми технологическими условиями выемки являются:

горная масса в блоке должна быть взорвана;

возможна лишь последовательная отработка блока в направлении заходки;

к блоку должен быть подведен забойный путь и создано его опережение за границей блока на длину локомотивостава;

переход к выемке блоков во второй заходке возможен после выемки ряда блоков первой заходки;

вторая заходка может обрабатываться только в направлении к тупику забойного пути.

При использовании автотранспорта технологические условия упрощаются.

Производительность экскаватора повышается, если соблюдаются дополнительные условия:

выемка в течение суток производится лишь в одном направлении движения экскаватора;

взорванный блок не вводится в день взрыва в отработку, так как в этом случае экскаватор вынужден простаивать ночную смену и смену, в которую производится взрыв.

Расчеты порядка отработки первой заходки при неизменном положении забойного пути (при движении экскаватора к началу фронта или к тупику) производятся в приведенной ниже последовательности:

определяется степень подготовки каждого блока заходки к выемке;

для взорванных блоков проверяется наличие забойного пути, вычисляется объем путевых работ (если они необходимы) и время простоев экскаватора в ожидании переукладки или наращивания пути;

суммируются извлекаемые объемы при переходе от блока к блоку и устанавливается время производства экскаватором выемочно-погрузочных работ на основе действующих норм выработки, учитывающих рассчитанные ранее простои экскаватора.

Различие вариантов порядка выемки блоков второй заходки определяется положением блока, в первую очередь подлежащего выемке, относительно фронта работ уступа. В зависимости от состояния рабочих блоков на начало месяца (не обу-

пены, обурены, взорваны, отработаны) рассчитываются необходимые объемы буровых, взрывных и путепереукладочных работ, а также требуемые перегоны экскаватора, увязанные с запланированным по графику ППР ремонтом.

Объемы работ и время их проведения устанавливаются с учетом возможных простоев экскаватора в ожидании завершения смежных процессов. При планировании перегона экскаватора устанавливаются расстояние перегона и необходимое для этого время, а также возможность совмещения процессов во времени. Последовательность перегона экскаватора следующая:

на основе известных местоположения экскаватора и выемочного блока, в который планируется перегон этого экскаватора, устанавливается расстояние перегона $L_{\text{пер}}$ (м);

проверяется состояние блоков на пути предполагаемого перегона экскаватора: если эти блоки не отработаны, то перегон на планируемый участок неосуществим и вариант далее не рассматривается;

если блоки отработаны, то рассчитывается время перегона экскаватора (ч)

$$t_{\text{пер}} = L_{\text{пер}}/v_{\text{пер}}, \quad (21.3)$$

где $v_{\text{пер}}$ — средняя скорость перегона экскаватора, м/ч (с учетом переключения кабеля $v_{\text{пер}} = 40 \div 60$ м/ч);

проверяется потребность в производстве путепереукладочных работ в том блоке, куда планируется перегон экскаватора, и возможность совмещения их во времени, а также определяется время простоев экскаватора в ожидании завершения переукладки пути.

При планировании путепереукладочных работ основными вопросами являются определение технической возможности переукладки пути для последующей выемки конкретного взорванного блока и совмещение во времени переукладки пути с ремонтом или планово-предупредительным ремонтом экскаватора.

График путепереукладочных работ составляют с учетом последовательного их производства, от блока к блоку, по направлению перемещения экскаватора от начала фронта работ в сторону тупика забойного пути.

При планировании буровых работ определяются порядок и время бурения блоков массива в контурах месячного плана буровых работ на уступе. Последовательность бурения зависит от порядка отработки выемочных блоков второй экскаваторной заходки и производительности бурового станка. В соответствии с размерами взрывааемых блоков и характеристикой взрываемости пород рассчитывается число рядов скважин, общее их

число, объем буровых работ $V_б$ (м) и требуемое время бурения $t_б$ (ч):

$$V_б = L_{в.б} \cdot Ш_{в.б} (H_y + l_{п}) / (ab); \quad (21.4)$$

$$t_б = V_б / (Q_б N_{б.с}), \quad (21.5)$$

где $L_{в.б}$, $Ш_{в.б}$ — соответственно длина и ширина взрываемого блока, м; a , b — расстояние соответственно между скважинами в ряду и рядами скважин, м; H_y — высота уступа, м; $l_{п}$ — длина перебура, м; $Q_б$ — среднечасовая производительность бурового станка, м/ч; $N_{б.с}$ — число буровых станков, обслуживающих экскаватор.

При планировании взрывных работ необходимо увязать время завершения обуривания блоков и производства взрывов согласно принятому их режиму на карьере и определить возможное начало работы экскаватора в блоке после взрыва. Если планируемый перегон экскаватора производится вдоль подготовленных к взрыву блоков, то не исключен простой экскаватора в ожидании взрыва, так как взрывные работы производятся строго в установленный по графику день.

Строится несколько технологических графиков работы экскаватора на уступе, отличающихся по декадам и суткам объемами добычных и вскрышных работ, качеством полезного ископаемого, продолжительностью простоев горного оборудования. Затем варианты технологических графиков работы различных экскаваторов рассматриваются в совокупности и увязываются.

Т а б л и ц а 21.4. Пример плана горных работ рудного карьера на смену

Горизонт	Номер			Тип горной массы
	экскаватора	взрываемого блока	заходки	
595	1	126	1	Руда товарная
595	1	126	2	То же
610	4	78	1	»
625	7	305	1	»
715	9	325	1	Руда забалансовая
725	10	426	1	Пустая порода

* В числителе — м³, в знаменателе — т; ** в числителе — %, в знаменателе — т

ются между собой для выполнения месячного плана горных работ карьера в целом. Для исполнения принимаются технологические графики работы отдельных экскаваторов, которые обеспечивают достижение указанной цели при минимальных расходах оборудования, в первую очередь экскаваторов.

21.4. СМЕННОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

Сменным планом горных работ (табл. 21.4) устанавливаются объемы погрузки полезного ископаемого и вскрышных пород каждым экскаватором. Эти объемы привязываются к конкретным участкам развала взорванной горной массы, которые характеризуются определенным качеством в соответствии с данными опробования взрывных скважин. Распределение объема выемочно-погрузочных работ между экскаваторами зависит в первую очередь от числа работающих в смене локомотивосоставов или автосамосвалов и принятой системы управления качеством добываемого сырья (посредством межзобойного усреднения, на усреднительных складах, за счет формирования определенным образом потока локомотивосоставов и т. д.).

Методика сменного планирования включает три стадии расчетов:

определение на уступах участков развала взорванной горной массы, выемка которых в рассматриваемую смену может осуществляться без продолжительных перегонов экскаваторов;

Объем выемочно-погрузочных работ	Содержание металлов в руде			
	Cu	Ni	W	As
1000*	0,41**	0,0025* ³	0,26** ⁴	0,55** ⁴
2600	10,66	65	0,676	1,43
900	0,81	0,0025	0,26	0,55
1816	2340	18,95	0,608	1,287
4721	0,48	0,0023	0,27	0,57
2148	22,66	108,6	1,2748	2,6913
5585	0,58	0,0022	0,25	0,58
1900	32,39	122,86	1,3962	3,2392
4940	0	0	0	0
2000	0	0	0	0
5200	0	0	0	0

числитель — %, в знаменателе — кг; ** в числителе — г/т, в знаменателе — кг.

подсчет объемов выемочно-погрузочных работ и качества полезного ископаемого при различных направлениях отработки выбранных участков развала;

распределение горных работ между экскаваторами и выходящими на линию средствами транспорта, обеспечивающее выполнение плановых заданий.

При сменном планировании горных работ на карьерах с железнодорожным транспортом все экскаваторы разделяются на две группы: добычные экскаваторы, осуществляющие выемку как руды, так и породы (работающих в рудной зоне);

вскрышные экскаваторы, работающие на вскрышных уступах и вскрышных участках рудных уступов.

Первоначально определяются возможная производительность добычных экскаваторов (по горно-техническим условиям), объем руды, принимаемый обогатительной фабрикой, а также приемная способность отвалов в рассматриваемую смену. Эти данные являются отправными для расчетов объемов выемочно-погрузочных работ по видам горной массы и сортам руды.

Далее необходимо для каждого экскаватора (с учетом местоположения и схемы путевого развития на уступе) определить на смену контуры выемочного уступа. В рудной зоне выемочные участки могут располагаться как в пределах первой, так и второй экскаваторной заходки по развалу, в последнем случае — при погрузке с промежуточным штабелированием горной массы без переукладки пути.

Эта задача в настоящее время обычно решается:

путем рассмотрения нескольких технологически возможных вариантов сменных заданий добычных экскаваторов (контуров выемочных участков), в сумме удовлетворяющих плановым объемам и качеству полезного ископаемого как в целом за смену, так и по отдельным интервалам времени смены;

последующим выбором такого плана-наряда добычных экскаваторов, который при указанных выше ограничениях обеспечивает достижение наибольшей средней производительности одного добычного экскаватора;

определением необходимого числа транспортных средств для обслуживания добычных экскаваторов;

таким распределением оставшегося числа ожидаемых на линии транспортных средств между вскрышными экскаваторами и установлением соответствующего плана-наряда вскрышных экскаваторов, который соответствует плановой приемной способности отдельных отвалов на данную смену и обеспечивает минимальное расхождение между фактически выполненными и плановыми объемами вскрышных работ (в порядке приоритета) за сутки, декаду (неделю) и месяц.

При сменном планировании горных работ на карьерах с автомобильным транспортом учитывается, что автосамосвалами руда из забоев, как правило, пе-

Т а б л и ц а 21.5. План добычных работ на смену (экскаваторно-автомобильно-разгрузочный комплекс)

Номер экскаватора	Число закрепляемых за экскаватором самосвалов	Начальный участок выемки (номер скважины)	Направление подвигания забоя по номерам скважин	Тип руды	Плановый объем выемки, м ³
1	7	725	724, 727, 728, 726	Богатая	1200
2	7	512	511, 519, 520, 513	Рядовая	1300
3	5	338	337, 346, 347, 339	Бедная	930

ремещается на перегрузочный пункт карьера или усреднительный склад, где осуществляется посортное складирование руды в различных его секторах (зонах) и при необходимости — шихтовка руды. В этих условиях необходимо пополнение склада полезным ископаемым требуемого качества с учетом предусмотренной на этот период его отгрузки.

В сменном плане для каждого добычного экскаватора необходимо установить направление отработки участков развала объем выемки, а для каждого вскрышного экскаватора — объем выемки на участке его работы (табл. 21.5).

Общепринятая методика сменного планирования горных работ при автотранспорте принципиально аналогична методике планирования при использовании железнодорожного транспорта.

При планировании с использованием ЭВМ ставится более детальная задача определения объема x_{rjk} выемочно-погрузочных работ каждого добычного экскаватора при отработке k -го участка развала в направлении j -й скважины и объема выемки каждого f -го вскрышного экскаватора x_f .

На основе данных о перемещении забоя и вывезенной горной массы прошедшую смену устанавливают ближайшие к месту расположения экскаватора элементарные участки развала, ориентированные относительно вскрышных скважин. Несколько примыкающих друг к другу элементарных участков (скважин) объединяют в отдельные v -е блоки. Возможные направления выемки определяют путем нарезки заходок от каждой скважины блока к смежным скважинам данного и последующего рядов.

По всем заходкам производится подсчет объемов V_{rjks} горной массы s -го типа, вынимаемой r -м экскаватором в направлении от скважины k к скважине j . Скважины из v -го блока r -го экскаватора, характеризующиеся одинаковым s -й типом горной массы, объединяются множеством V_{vrs} . С целью сокращения перегонов экскаваторов вводится условие работы каждого сопоставляют плановый объем P_{rst} выемки s -го типа горной массы r -м экскаватора в v -м блоке служит переменная λ_{vr} , при этом $\lambda_{vr} = 1$ и $\lambda_{vr} < 1$.

При составлении сменного плана учитывается ранее разработанный декадно-суточный график работы и фактическое его выполнение. В частности, сопоставляют плановый объем P_{rst} выемки s -го типа горной массы r -м экскаватором за период с начала декады до t -й смены включительно с объемом Φ_{rst} фактически отгруженной им горной массы за этот период, а также установленный на декаду уровень рационального запаса руды A_{rs} по каждому r -му сектору усреднительного склада с фактическими запасами руды на начало смены W_{rs} .

Диспетчерские службы карьера и автобазы подготавливают оперативные данные о работе горного и транспортного оборудования в планируемую смену: время работы каждого экскаватора T_r и T_f , количество выходящих автосамосвалов n_{μ} каждой μ -й модели.

21.5. ПЛАНИРОВАНИЕ РЕМОНТОВ ГОРНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Планово-предупредительные ремонты (ППР) проводятся для поддержания оборудования в состоянии готовности и обеспечения его производительной и безопасной работы. Система ППР включает:

межремонтное техническое обслуживание — ежедневные и периодические ремонтные осмотры (РО);

плановые ремонты, основными видами которых являются текущие ремонты (Т1, Т2, Т3), средние ремонты (С), годовые наладки и ревизии (НРТ) и капитальные ремонты (К).

Система ППР должна учитывать вид и модель горного оборудования, горно-технические, климатические и другие условия его эксплуатации. Обоснование системы ППР заключается в определении структуры ремонтного цикла (видов ремонтов, их чередования и последовательности), трудоемкости и продолжительности каждого вида ремонта, перечня заменяемых деталей и узлов.

При сокращении продолжительности ремонтного цикла уменьшается вероятность возникновения отказов оборудования и соответственно — убытки из-за них, но увеличиваются расходы на профилактическое обслуживание. При увеличении продолжительности ремонтного цикла, наоборот, возрастают убытки из-за отказов. В связи с этим выбор продолжительности ремонтного цикла представляет собой оптимизационную задачу.

При известных видах ремонтов и их последовательности оптимальная структура межремонтного цикла характеризуется такими сроками проведения отдельных видов ремонтов, при которых минимизируются приведенные затраты (текущие эксплуатационные расходы и единовременные капитальные вложения), зависящие от отказов и ремонтов оборудования, или стоимость технического обслуживания оборудования, приведенная к единице продукции. Для обоснования структуры ремонтов прежде всего выявляют сроки службы основных деталей машин путем сбора фактических данных о заменах этих деталей (на работающем оборудовании) с последующей обработкой их методами математической статистики. Определение характеристик надежности узлов и деталей позволяет установить режим ремонтов — регламентированные перечни работ для различных видов ремонтов и оптимальную длительность их проведения.

Расчет графиков ППР производится на основе норм периодичности ремонтов с учетом принятой структуры межремонтного цикла, эксплуатационной производительности и технического состояния оборудования. Основным в системе ППР является текущий месячный ремонт.

При составлении годового графика ремонтов оборудования учитываются для каждой машины ее техническое состояние, фактически выполненный объем работ после капитального и последнего текущего ремонтов, планируемый объем работ на год, структура ремонтного цикла, длительность межремонтных периодов.

Месячный график планово-предупредительных ремонтов должен предусматривать минимальные отклонения от намеченных сроков проведения ремонтов по годовому графику при условиях ритмичной и надежной работы оборудования и выполнения карьером месячного плана горных работ по всем показателям.

Вид предстоящего в данном месяце ремонта каждой машины определяется на основании ремонтных нормативов и принятых межремонтных пе-

Т а б л и ц а 21.6. Пример месячного плана-графика ремонтов экскаваторов на карьере

Экскаватор	Инвентарный номер экскаватора	Вид ремонта	Календарные сроки ремонта, дни месяца	Плановая продолжительность ремонта, ч	Плановая трудоемкость ремонта, чел.-ч
ЭКГ-4,6А	1	Р0	5—7	72	360
ЭКГ-4,6Б	2	Т2	1—21	432	2150
ЭКГ-4,6А	3	Р0	1—3	72	360
ЭКГ-4,6А	4	Т1	8—13	120	600
ЭКГ-8И	6	Р0	23—26	72	360
ЭКГ-4,6А	7	Р0	1—3	72	360
ЭКГ-4,6А	8	Р0	5—7	72	360
ЭКГ-4,6А	9	Т1	8—13	120	600
ЭКГ-4,6Б	10	Р0	14—16	72	360
ЭКГ-8И	11	Т1	17—22	120	600
ЭКГ-8И	12	Р0	24—27	72	360

ридов с учетом фактического объема работ, выполненного данной единицей оборудования с начала ремонтного цикла. С учетом значений сменной эксплуатационной производительности оборудования и коэффициента его готовности к работе определяется дата начала ремонта (табл. 21.6). При составлении графика ППР учитываются мощность ремонтной базы и ее организация, наличие вспомогательного оборудования, запасных частей, необходимого количества ремонтных рабочих и т. д. Каждая ремонтная бригада одновременно производит ППР только одного из закрепленных за ней экскаваторов. Число добычных экскаваторов, ремонтируемых одновременно, также должно быть не более одного. По этим и другим причинам возможны отклонения выполняемых ППР от базовых (нормативных) сроков. Для определения допустимых величин этих отклонений можно руководствоваться значениями продолжительности безотказной работы оборудования. Машины, суммарная выработка которых после последнего аварийного ремонта является наибольшей, необходимо ремонтировать в первую очередь.

При определении объемов горных работ, которые будут выполнены к определенному моменту времени, техническое состояние оборудования учитывается коэффициентом готовности его к работе

$$K_r = (t_p + t_b) / (t_p + t_b + t_o), \quad (21.6)$$

где t_p — время фактической работы машины, ч; t_b — время выполнения вспомогательных операций, ч; t_o — время, затраченное на устранение отказов, ч.

Использование ЭВМ позволяет создавать и хранить массивы нормативно-справочной и текущей информации, требуемой для планирования ремонтов. К нормативно-справочной информации относятся: сведения о трудоемкости и продолжительности отдельных видов ремонтов по видам и типам оборудования; нормативы межремонтных сроков; справочник-календарь; справочники оборудования; справочники структурных подразделений предприятия; справочники регламентированных перечней работ

по видам ремонтов с указанием норм трудоемкости для каждого вида имеющегося оборудования; справочники шифров простоев и работы горного оборудования и др. К текущей информации относятся данные по каждой единице оборудования о фактически выполненном объеме работ, виде последнего производственного ремонта и дате его окончания, времени работы машины после последнего ремонта, времени простоев в аварийных ремонтах и т. д. Налаженный учет о фактически замененных или отремонтированных узлах и деталях при плановых и аварийных ремонтах каждой машины и сопоставление учетных данных с регламентированным перечнем плановых ремонтных работ позволяют уменьшить объемы и продолжительность планируемых ремонтов.

2. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

2.1. СТРУКТУРА И ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ

Планирование и управление объединяют действия коллектива работников по установлению и регулированию показателей производственной деятельности карьера. Система планирования и управления горными работами на карьерах в целом включает перспективное, текущее и оперативное планирование, оперативно-диспетчерское управление, а также оперативный контроль и учет (рис. 22.1).

Объединение планирования и управления горными работами в единую систему позволяет учесть неравномерность и необходимость корректировки хода производственных процессов на карьере из-за неплановых простоев различных звеньев комплекса карьерного оборудования, несогласованности осуществления технологических операций, неопределенности геологической и других видов информации и т. п.

При оперативном планировании решаются задачи распределения на смену видов и объемов работ по экскаваторам и загрузкам, а при оперативно-диспетчерском управлении — задачи регулирования работы выемочно-погрузочного оборудования в течение смены посредством перераспределения средств транспорта. Накапливаемые данные оперативного учета работы оборудования и карьера в целом служат, в свою очередь, для корректировки планов и расчета в последующем графиков работ.

Для решения задач планирования и управления необходима геолого-маркшейдерская, технологическая и планово-экономическая информация (нормативно-справочные и учетные данные).

Особенности управления горно-транспортным процессом определяются требованиями к качеству добытого полезного ископаемого, наличием или отсутствием усреднительных складов, формой путевого развития на карьере и на отдельных уступах,

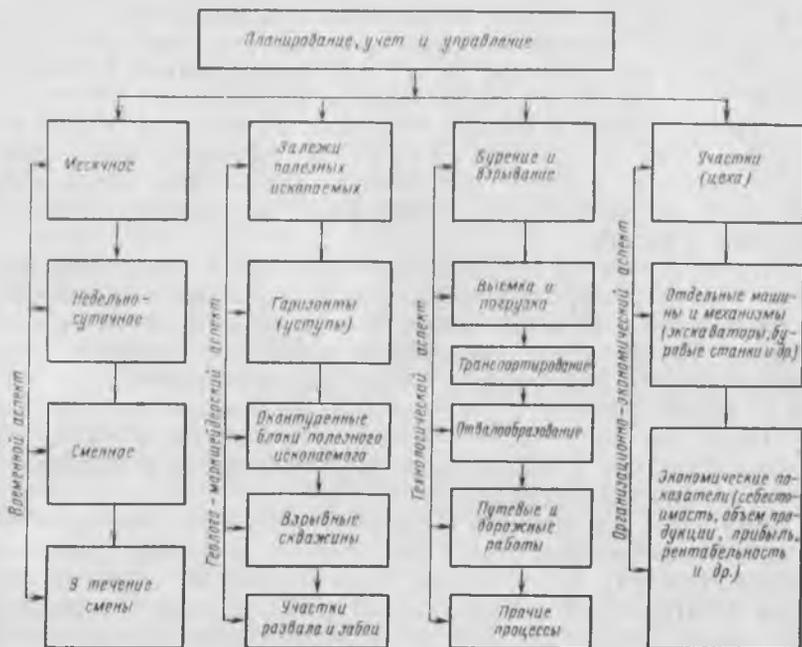


Рис. 22.1. Структура системы планирования, учета и управления горными работами на карьерах

наличием средств транспорта разных типов, назначения и принадлежности, вероятностным характером самого погрузочно-транспортного процесса.

В этих условиях оперативное управление связано с прогнозированием на основе накопленной информации будущих воздействий на погрузочно-транспортный процесс и его параметры. Для учета всех возможных последствий оптимальное управление в каждом интервале времени должно предусматривать расчеты всего процесса до конца определенного промежутка времени (смены). С одной стороны, это трудоемко, а с другой — с увеличением рассматриваемого промежутка времени возрастает возможность принятия ошибочных решений из-за последующего изменения производственной ситуации по сравнению с прогнозируемой. Поэтому на практике число шагов поиска оптимального решения задач оперативного управления ограничивается, а соответствующие алгоритмы упрощаются.

Оперативное управление, осуществляемое непрерывно в течение смены, заключается в организации и регулировании производственного процесса таким образом, чтобы обеспечивалось оптимальное выполнение сменного плана. Корректировка опера-

тивного плана, вызванная изменением производственной ситуации (выход из строя экскаватора, несоответствие качества руды в забое запланированному и т. п.), производится в течение смены, т. е. в интервале оперативного управления.

Управляющим оперативным звеном на карьере является диспетчерская служба, состоящая, как правило, из горного диспетчера, одного или нескольких транспортных диспетчеров и дежурных по железнодорожным станциям и постам.

Горный диспетчер осуществляет оперативное руководство работой карьера, получая информацию о состоянии экскаваторов по радиосвязи с машинистами и фиксируя ее в диспетчерском графике. Транспортные диспетчеры управляют движением составов, получая информацию об их местоположении и состоянии по селекторной связи от дежурных по станции и постам, но не имеют обычно непосредственной информации о состоянии экскаваторов, как и горный диспетчер, о состоянии и местоположении локомотивосоставов.

Дежурные по станции (постам) получают информацию о подходе железнодорожных составов от дежурных соседних станций (постов) по телефону, непосредственно с пульта системы электрической централизации (ЭЦ), а также визуально. Они задают маршруты поездов в соответствии с указаниями транспортного диспетчера.

Оперативный контроль и учет — промежуточное звено, аккумулирующее поток информации и преобразующее его из сферы производства в сферу управления и обратно и вырабатывающее информацию, необходимую для принятия решений в процессе планирования и управления.

Задачи оперативного учета заключаются в накоплении и преобразовании оперативной информации с целью получения основных показателей работы производственного объединения и карьера в целом.

Данные оперативного учета используются для анализа сложившейся производственной ситуации, принятия решений на различных этапах планирования и управления, а также для заполнения форм ведомственной и государственной статистической отчетности. Учет показателей осуществляется обычно по двум каналам: диспетчерской службой (график работы экскаваторов и исполненного движения транспорта) и производственными отделами. Основным документом, в котором фиксируются оперативные показатели работы карьера (плановые и фактические объемные и качественные показатели выполнения различных работ за сутки и с начала месяца, а также разница между плановыми и фактическими показателями), является журнал «Оперативного учета работы карьера» за месяц. Диспетчерской службой учет осуществляется более оперативно, а производственными отделами — более дифференцированно, но с запаздыванием от 14 ч до нескольких суток.

При оперативном управлении основная начальная информация для горного диспетчера содержится в плане-наряде на смену: количество горного и транспортного оборудования; качественный состав горной массы в забое каждого экскаватора, объем и очередность ее выемки; общие планируемые объемы добычных и вскрышных работ; сведения о ремонтах горного оборудования и путевых работах; время проведения взрывных работ; запланированные перегоны экскаваторов; простои приемных пунктов и т. п. Диспетчер также получает информацию о режиме работы обогатительной фабрики и складов полезного ископаемого, о работоспособности складов и их объемах, о количестве порожних вагонов МПС, ГРЭС и других потребителей на начало смены.

В течение смены горный диспетчер принимает текущую информацию: от машинистов экскаваторов — о начале и окончании погрузки, виде и объеме горной массы в забое, об аварийных выходах оборудования из строя, окончании ремонта и готовности к погрузке, а также объемах отгруженной горной массы; от транспортного диспетчера — о местонахождении локомотивосоставов. К горному диспетчеру поступает также информация о прибытии порожних вагонов МПС и ГРЭС, о качестве составов и вагонов под погрузкой полезного ископаемого каждого сорта, об авариях транспортных средств (сход думп-каров, ремонт пути), отключениях в энергосистеме и т. д.

Для передачи и приема оперативной информации используются в основном радиотелефонная, а также громкоговорящая оповестительная связь.

На основе перечисленной информации горный диспетчер ведет график работы карьера.

Основной начальной информацией для транспортного диспетчера являются сведения о местоположении составов на начало смены, о работе приемного отделения обогатительной фабрики и отвальных экскаваторов, о производимых путевых работах, график технического осмотра подвижного состава и т. п.

В течение смены транспортный диспетчер получает текущую информацию от дежурных по станциям — о приеме и отправлении поездов и от горного диспетчера — о работе и аварийных простоях экскаваторов. Транспортный диспетчер в течение всей смены ведет график исполненного движения поездов.

При оперативном учете регистрируется, обрабатывается и преобразуется текущая информация для получения основных показателей работы горного и транспортного оборудования и карьера в целом. К ним относятся:

объем и сорт горной массы, m^3 (т), погруженной каждым экскаватором с начала смены, и объем породы, m^3 , разгруженной на каждом отвальном тупике;

объем бурения взрывных скважин каждым буровым станком, м;

объем работ, выполненных каждым локомотивосоставом (автосамосвалом), м³, т, т·км;

распределение времени работы каждого карьерного и отвального экскаватора за смену (время погрузки и разгрузки, подготовки забоев, простоев и др.);

распределение времени работы каждого и всех локомотивосоставов за смену (время движения и всех видов простоев);

сменная производительность карьера с разделением по сортам горной массы;

отклонения от выполнения сменного плана по каждому экскаватору и каждому сорту горной массы.

Установление информационных связей задач сокращает время на сбор и подготовку данных о процессах, обеспечивает их полноту и способствует достижению необходимой точности горно-технических условий производства.

На карьере выделяется ряд групп (подсистем) однородных производственных объектов с одинаковыми наборами фиксируемых состояний, например: экскаваторы в карьере и на отвале; железнодорожные составы (или парк автомашин); приемные бункера фабрик; путевые перегоны, тупики, съезды.

Чем больше число состояний оборудования учитывается диспетчером в процессе принятия решения и глубже анализируется сложившаяся на данный момент производственная ситуация, тем оптимальнее может быть принимаемое решение. В то же время, чем выше уровень дифференциации состояний (глубина проникновения в производственную ситуацию), тем больше количество информации, которую необходимо перерабатывать диспетчеру в процессе принятия решения.

Постоянный рост объемов горных работ и увеличение количества оборудования осложняют оперативное руководство работой карьера и увеличивают объем работы диспетчеров. На мощных карьерах диспетчер в среднем каждые две минуты принимает текущую информацию и передает командные указания. Вместе с тем степень загрузки диспетчера определяется не только количеством сообщений, но и объемом имеющейся в них информации. Отдельные сообщения диспетчер запоминает, другие наносит на график, третьи требуют принятия немедленного решения и т. д.

Наиболее важной характеристикой человека как управляющего звена в сложной системе является его информационная пропускная способность, т. е. способность надежно принимать и перерабатывать поступающую информацию, а также передавать управляющие воздействия. Для диспетчера все элементарные операции по преобразованию информации можно разбить на три группы: прием, обработка и передача информации.

Установлено, что на карьерах с числом погрузочных экскаваторов $N_{\text{э}} > 7$ скорость поступления информации транспортному диспетчеру превышает его информационную пропускную способность, и необходима автоматизация отдельных оперативного управления и учета.

Отсутствие специальных автоматических устройств в системах передачи и приема информации обуславливает также недостаточную точность и полноту информации, а также запаздывание в поступлении ее в связи с занятостью канала связи или поздним сроком начала передачи. По указанным причинам информация отображается на графиках с опозданием, искажается и в конечном счете вносит ошибку в принятие требуемого решения.

22.2. ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ ПРИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОМ ТРАНСПОРТЕ

Задачи оперативно-диспетчерского управления сводятся к выбору адреса погрузки локомотивосоставов (т. е. забойных экскаваторов) и управлению движением локомотивосоставов.

Задача выбора адреса погрузки локомотивосоставов включает:

контроль и учет на текущий момент времени числа свободных забойных экскаваторов, числа груженых и находящихся под погрузкой и разгрузкой составов, числа составов, ожидающих разгрузки полезного ископаемого и вскрышных пород (в том числе отдельно из-за приема полезного ископаемого определенного сорта), выполнения сменного плана добычных и вскрышных работ;

определение режима погрузки полезного ископаемого разных сортов;

выбор адреса погрузки (забоя) в сочетании с направляемым в этот забой локомотивосоставом.

Выбор адресов погрузки определенных локомотивосоставов, а также маршрутов их следования осуществляется на основе сопоставления текущих данных:

о сортности полезного ископаемого в отдельных добычных забоях и показателях его переработки на обогатительной фабрике;

о состоянии каждого забойного и отвального экскаваторов (степени занятости, работоспособности), а также других приемных пунктов и отдельных участков путей;

о степени выполнения планового задания каждым экскаватором и в целом по карьере;

о продолжительности простоев экскаваторов в ожидании локомотивосоставов, порожних составов в ожидании погрузки и груженых составов в ожидании разгрузки.

Обязательными требованиями при распределении локомотивосоставов между пунктами погрузки и разгрузки являются обеспечение: выполнения сменных плановых объемов добычных и вскрышных работ; отклонения среднего фактического (за смену) содержания металла в руде, поставляемой на обогатительную фабрику, от планового в допустимых пределах; равномерного выполнения сменного плана всеми экскаваторами.

Расчеты по выбору очередного адреса погрузки локомотивосостава производятся в следующем порядке.

1. Определяется число свободных (готовых к погрузке) экскаваторов, а также число экскаваторов, которые будут готовы к погрузке через некоторый относительно небольшой интервал времени Δt , например, интервал времени оборота одного локомотивосостава.

2. Устанавливаются тип и качество горной массы в каждом i -м забое и определяется коэффициент выполнения сменного

задания K_{it} каждым i -м экскаватором на данный момент времени t .

3. Среди готовых к погрузке выделяется экскаватор с рудой требуемого сорта и наименьшим значением K_{it} . Если одновременно несколько экскаваторов характеризуются одинаковыми наименьшими значениями $K_{it} = \min$, из них выбирается экскаватор, который больше находился в простое (в ожидании порожняка, из-за аварии и т. д.).

4. Определяется среднее с начала смены содержание металла в отгруженной руде α_{tcp} . Если величина α_{tcp} отклоняется от планового содержания $\alpha_{пл}$ в допустимых пределах $\pm \Delta\alpha$, то выбранный ранее забой и соответствующий экскаватор рассматриваются в дальнейшем в качестве возможного адреса погрузки.

5. При $\alpha_{tcp} - \alpha_{пл} > \pm \Delta\alpha$ в качестве возможных адресов погрузки определяются экскаваторы, обеспечивающие после погрузки очередного состава рудой требуемого сорта допустимую величину $\Delta\alpha$, а уже из этой группы выделяется экскаватор, характеризующийся наименьшим значением K_{it} .

6. Если в числе готовых к погрузке экскаваторов, забой которых характеризуется требуемым сортом руды, не окажется ни одного, который бы обеспечил допустимое отклонение от среднего планового содержания металла в руде, то в качестве адреса погрузки выбирается экскаватор, после погрузки руды которым $\alpha_{tcp} - \alpha_{пл} = \min$.

7. Для определенного в качестве адреса погрузки экскаватора выбирается расположенный в зоне его работы порожний состав и рассчитывается время его погрузки. При наличии нескольких таких порожних составов из них выбирается тот, который больше простаивает в ожидании погрузки.

8. При отсутствии в зоне расположения экскаватора порожних составов осуществляется возврат к пункту 2 данного алгоритма для выбора в качестве адреса погрузки другого экскаватора. Этот процесс повторяется до тех пор, пока не будут найдены соответствующие готовый к погрузке экскаватор и порожний состав в его зоне.

9. Рассчитывается вероятный момент времени, к которому будут разгружены на фабрике все составы с рудой требуемого сорта из числа находящихся на разгрузке, в ожидании разгрузки, в пути на обогатительную фабрику, под погрузкой и направленных под погрузку. Далее определяются ожидаемые к этому моменту времени показатели выполнения планового задания обогатительной фабрики по приему руды.

10. По завершении выбора адресов погрузки составов рудой требуемого сорта осуществляется переход к пункту 1 алгоритма с целью выбора возможных адресов погрузки из забоев с рудой следующего требуемого сорта, а затем и из вскрышных забоев.

Задача управления движением транспорта включает: выбор состава для очередного адреса погрузки; выбор пунктов разгрузки; управление движением локомотивосоставов по всем перегонам; управление очередностью отправления составов с отдельных пунктов под погрузку и на разгрузку; выполнение плана-графика технического осмотра локомотивосоставов.

При решении этой задачи учитываются следующие основные положения:

все экскаваторы в зависимости от их местоположения разделяются на зоны (группы) соответственно отдельным пунктам примыкания. При появлении порожних составов в зоне регулирования движения, относящейся к соответствующему отдельному пункту, устанавливается очередность запроса на погрузку. Определение адреса погрузки осуществляется одновременно с выбором порожнего состава, посылаемого в этот забой (см. выше). При этом время пробега локомотивосоставов должно быть минимальным;

при территориальной разобщенности вскрышных отвалов на карьерах, что существенно сказывается на времени оборота подвижного состава, в качестве возможных адресов движения груженого состава рассматриваются только конечные отдельные пункты (обычно промежуточные разъезды) перед отвалами. Выбирается такой пункт прибытия, который обеспечивает минимальный простой состава в ожидании разгрузки;

возможные маршруты движения порожних и груженых локомотивосоставов по транспортной сети карьера часто различны;

очередность отправления составов между отдельными пунктами устанавливается по времени ожидания составами отправления и расстоянию их движения до конечных пунктов следования. В первую очередь рассматриваются составы, находящиеся наиболее близко к конечному пункту следования;

очередность отправления груженых одним типом горной массы составов с конечных отдельных пунктов на разгрузку устанавливается в соответствии с порядком их прибытия;

решение о необходимости направления состава для проведения контрольно-технического осмотра в течение смены принимается диспетчером. Составы, прошедшие осмотр, учитываются особо.

Порядок управления движением транспорта следующий:

1) регистрируются моменты отправления и прибытия составов на отдельные пункты;

2) осуществляется поиск адресов ближайших станций по маршруту следования составов;

3) определяются моменты отправления груженых составов с конечных отдельных пунктов на разгрузку;

4) производится поиск пунктов разгрузки для груженых различной горной массой составов;

5) определяются моменты прибытия на конечные отдельные пункты порожних составов;

6) осуществляется выдача адресов ближайших станций и разрешений на отправление порожних и груженых составов.

Использование СЦБ. Надежность, оперативность и производительность железнодорожного транспорта существенно повышаются при замене ручного управления стрелочными переводами и телефонной связи между отдельными пунктами средствами сигнализации, централизации и блокировки (СЦБ).

Различают стационарные и перегонные средства СЦБ. На постоянных карьерных путях используются устройства СЦБ, применяемые на путях МПС. Станции и посты оборудуются электрической релейной централизацией (ЭЦ). В самом простом случае стрелками и светофорами управляет дежурный по станции, а занятость стационарных и перегонных путей контролируется при помощи светового табло на пульте оператора. Перевод стрелки осуществляется за 2—2,5 с, и пропускная способность станции увеличивается до 350 пар поездов в сутки.

Выбор перегонных средств СЦБ зависит от размеров движения. На перегонах с $N \leq 60$ пар поездов/сут применяют релейную полуавтоматическую блокировку; при этом на перегоне может находиться только один поезд. Одно- и двухпутные перегоны с $N > 60$ пар поездов/сут оборудуют автоматической блокировкой. Каждый перегон между станциями или постами делится на изолированные блок-участки, ограждаемые светофорами, что обеспечивает возможность выпуска на перегон нескольких поездов и сокращения интервала движения. Небольшие скорости движения поездов и относительно короткие по сравнению с МПС перегоны позволяют применить в карьерных системах СЦБ двухзначную сигнализацию вместо трехзначной и дополнительно увеличить пропускную способность перегонов.

Наличие между исполнителем (машинистом локомотива) и транспортным диспетчером промежуточных звеньев (дежурных по станциям и операторов), связь с которыми осуществляется по телефону, снижает эффективность ЭЦ станций. Поэтому рациональна диспетчерская централизация (ДЦ), при которой сам транспортный диспетчер устанавливает маршруты на всех станциях и постах, входящих в данную сеть путей. С помощью ему придают манипуляторы, световое табло, системы автоматического контроля и защиты и др. Срок окупаемости системы ДЦ не превышает 3,5 лет, в то время как для ЭЦ он составляет 6,5 лет.

Структура технических средств АСУ. Автоматизированная система управления погрузочно-транспортным процессом (ПТП) является системой типа «человек — автомат», где диспетчер может корректировать работу управляющей вычислительной машины (УВМ) и принимать на себя все функции управления в случае выхода из строя УВМ. Структуры АСУ ПТП

Рис. 22.2. Структурные схемы АСУ погрузочно-транспортным процессом

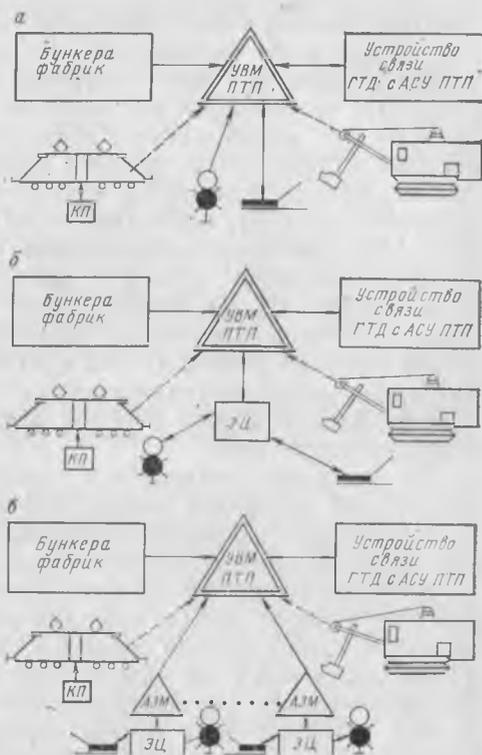
различаются способом распределения функций между оперативным персоналом, УВМ ПТП и устройствами ЭЦ.

Одноступенчатая структура АСУ ПТП (рис. 22.2, а), где логические функции выбора маршрутов и обеспечения безопасности движения возлагаются на УВМ ПТП, а у устройств ЭЦ остаются лишь исполнительные функции и элементы (стрелочные переводы и управление ими), не получила распространения.

Рациональнее двухступенчатая структура АСУ (рис. 22.2, б). В этом случае функции выбора адреса и маршрута движения для каждого порожнего и груженого состава возлагаются на УВМ ПТП, а функции обеспечения безопасности движения и исполнительные функции задания маршрутов движения остаются за устройствами ЭЦ. Для этого на постах ЭЦ необходимы промежуточные устройства и передача информации с постов ЭЦ на УВМ и из УВМ на посты ЭЦ (о положении стрелок и сигналов, состоянии перегонов, стрелочных секций, тупиков и т. д.).

При большом числе постов ЭЦ на станциях и путевых постах с индивидуальным или маршрутным способом управления необходима трехступенчатая структура АСУ (рис. 22.2, в). УВМ ПТП получает информацию о состоянии экскаваторов, составов, бункеров фабрик, железнодорожных перегонов и тупиков, а также о местоположении составов. Кроме того, в УВМ ПТП вводятся сменные плановые показатели количества и качества горной массы по каждому пункту погрузки и разгрузки.

Обработывая получаемую информацию, УВМ ПТП решает задачу определения пункта назначения каждого порожнего и груженого состава, по выбранному пункту назначения определяет маршрут движения состава и выдает управляющее воз-



действие в виде кодов маршрутов во вторую ступень управления — устройства автоматического задания маршрутов (АЗМ), установленные на соответствующей станции или посту. Устройства АЗМ непосредственно связаны с устройствами ЭЦ и получают от них информацию о занятости стационарных путей, перегонов и стрелочных секций в маршруте, отсутствии враждебных и лобовых маршрутов и т. д. Получая от УВМ ПТП код маршрута состава, подходящего к станции или посту, устройство АЗМ выбирает оптимальный маршрут его следования по этому разделному пункту и дает команду третьей ступени — устройствам ЭЦ на задание этого маршрута. Преимущества трехступенчатой структуры АСУ ПТП — отсутствие передачи информации от устройств ЭЦ к УВМ и многократное сокращение информации, передаваемой от УВМ к АЗМ, по сравнению с информацией между УВМ и устройствами ЭЦ при двухступенчатой структуре.

От подвижных объектов в карьере (экскаваторы и подвижной состав) поступает свыше 95 % всех сообщений, что определяет высокие требования к надежности передачи информации; для этого рекомендуются системы, использующие радиоканал.

В настоящее время практически возможно создать лишь устройства ручного ввода информации об изменении состояний горного и транспортного оборудования, при которых ввод информации возлагается на машинистов соответствующих агрегатов. Местоположение локомотивосоставов легко может быть определено автоматически путем передачи на локомотив номера стационарного контрольного пункта транспортной сети и дальнейшей передачи этого номера с локомотива в УВМ.

Устройства отбора информации на экскаваторах состоят из клавишных наборов для запроса на радиосвязь с диспетчером, ввода состояния экскаватора (готов к погрузке, погрузка, подготовка забоя, простой, аварии и т. д.) и данных о сорте горной массы в забое, а также шифраторов кода и выходных регистров памяти. Устройство ручного ввода на локомотиве аналогично экскаваторному и служит для ввода следующей информации: запрос на радиосвязь с диспетчером, состояние состава груженный, порожний, запрос технического обслуживания, простой, авария и т. д.), номер контрольного пункта. Устройство автоматического определения местоположения локомотивосостава (вся железнодорожная сеть разбивается на нумерованные участки) состоит из двух частей: передающей код номера участка на локомотив в момент прохождения им контрольного пункта данного участка (устанавливается в контрольных пунктах всех участков) и приемной, устанавливаемой на локомотиве.

22.3. ЗАДАЧИ УПРАВЛЕНИЯ ПРИ АВТОМОБИЛЬНОМ ТРАНСПОРТЕ

Сложность оперативного управления на карьерах при перевозках горной массы из забоев автомобильным транспортом обуславливается высокой интенсивностью движения автосамосвалов, относительно большим числом транспортных выходов из карьера и частой сменой направлений грузопотоков. Управление погрузочно-транспортным процессом осуществляется регулированием движения автосамосвалов и заключается в определении адресов их погрузки и разгрузки. Цель управления та же, что и при использовании железнодорожного транспорта,— выполнение сменного плана-задания по объемам добычи и качеству полезного ископаемого, объемам выемки вскрышных пород и т. п.

Метод и технические средства управления зависят от принятого способа организации работы автосамосвалов: по закрытому или открытому циклам.

На большинстве карьеров используется закрытый цикл движения автосамосвалов. В этом случае определенное число автосамосвалов на определенный период строго закреплено за отдельными экскаваторами. Однако в течение смены возникают ситуации, когда необходимо или целесообразно перераспределять автосамосвалы. К таким ситуациям относятся ввод в работу дополнительного экскаватора или разгрузочного пункта, простои экскаватора длительностью более 10—15 мин, не предусмотренный плановым заданием перегон экскаватора в другой забой, большие простои автосамосвалов в ожидании погрузки вследствие высокого значения показателя трудности экскавации породы и т. д.

Необходимость перераспределения автосамосвалов в течение смены вызывается также высокой неритмичностью их работы: 40—50 % автомашин выезжают на линию с опозданием, 11—15 % работающих автомашин уезжают до окончания смены, 7—12 % автомашин сходят с линии по аварийным причинам.

Так как основной задачей оперативного управления является выполнение сменного плана добычи руды с содержанием в ней металла определенного уровня, автосамосвалы перераспределяются между экскаваторами также и в том случае, когда объем добытой руды требуемого сорта на рассматриваемый момент времени меньше, чем установлено плановым заданием для данного периода.

При наличии нескольких независимых грузопотоков и соответствующего числа транспортных выходов из карьера автосамосвалы закрепляются за группой экскаваторов, формирующих каждый грузопоток. Перемещение горной массы от экскаватора в течение смены осуществляется на один и тот же отвал или склад руды и может изменяться при изменении сорта горной массы.

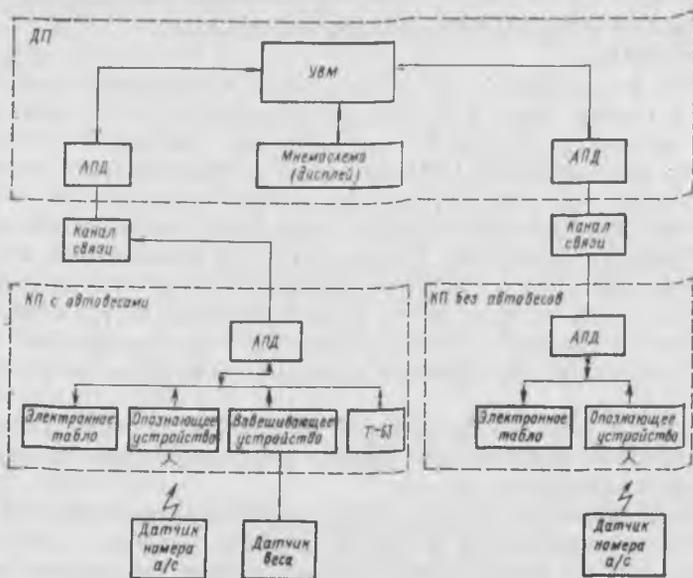


Рис. 22.3. Схема основных средств управления экскаваторно-автомобильным комплексом

При решении задачи перераспределения автосамосвалов между экскаваторами в течение смены необходимо учитывать следующие основные условия.

1. Распределение ограничивается числом N_a автосамосвалов, обслуживающих грузопоток, т. е. определенную группу экскаваторов:

$$\sum_r x_r \leq N_a, \quad (22.1)$$

где x_r — искомое число автосамосвалов, выделяемых для r -го экскаватора; R — число экскаваторов, обслуживающих грузопоток.

2. Число автосамосвалов, направляемых к r -му экскаватору, не должно превышать определенного максимально допустимого числа $n_{a, d}$:

$$x_r \leq n_{a, d}. \quad (22.2)$$

3. Распределение автосамосвалов должно обеспечить наиболее равномерное выполнение экскаваторами сменных плановых объемов работ:

$$\begin{cases} \frac{\Delta t}{T_{p, r}} q_{ar} x_r - Z V_{r1} \gamma_r \geq 0; \\ Z \rightarrow \max, \end{cases} \quad (22.3)$$

где Δt — продолжительность оставшегося до конца смены периода времени, мин; $T_{p, r}$ — продолжительность рейсов автосамосвалов, обслуживаю-

щих r -й экскаватор, мин; $q_{ар}$ — грузоподъемность автосамосвалов, обслуживающих r -й экскаватор, т; Z — коэффициент выполнения экскаватором сменного планового задания, % или доли единицы; V_{rt} — оставшийся до конца смены объем работ r -го экскаватора согласно плановому заданию, м³; γ_r — плотность пород в забое r -го экскаватора, т/м³.

Груженные породой автосамосвалы, если они образуют отдельный грузопоток, как правило, не взвешиваются. При подходе к КП (обычно вблизи отвалов) они опознаются, и информация передается в ДП на УВМ по такой же схеме, как и для рудных автосамосвалов (рис. 22.3). Порожний автосамосвал опознается у контрольного пункта, а на информационном табло высвечивается номер экскаватора, к которому он направляется под погрузку.

В качестве пульта диспетчера может использоваться дисплей ДМ-2000 (электронно-лучевой индикатор алфавитно-цифровой информации). Диспетчеру на экране (мнемосхеме) в привычной и удобной для него форме представляются оперативные данные о работе горного и транспортного оборудования. Через дисплей он может вводить решения о перераспределении автосамосвалов, изменении адреса разгрузки и т. д.

22.4. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ АСУ КАРЬЕРА

Внедрение на карьерах автоматизированных систем решения задач геолого-маркшейдерского обеспечения, текущего планирования, оперативно-диспетчерского управления и расчета технико-экономических показателей должно быть экономически оправдано, т. е. должно привести к достижению экономического эффекта в сферах управления и производства.

При функционировании АСУ затраты в сфере управления снижаются за счет уменьшения трудоемкости обработки информации, увеличения производительности труда работников геолого-маркшейдерской службы, производственно-технического и планового отделов, повышения оперативности и качества информации, получения сводных и взаимосвязанных документов.

Экономический эффект в сфере производства при внедрении АСУ достигается в результате снижения удельных затрат на горные работы и выпуск продукции, а также вследствие увеличения объема реализуемой продукции.

Снижение затрат на горные работы обусловливается сокращением простоев и повышением производительности горного и транспортного оборудования, оптимизацией схем транспортирования и сокращением его расстояния, увеличением срока службы узлов и агрегатов оборудования вследствие контроля за недогрузкой и перегрузкой машин и т. д.

Годовой экономический эффект от сокращения простоев оборудования (руб.)

$$\mathcal{E} = (C_1 + EK_1) - (C_2 + EK_2), \quad (22.4)$$

где C_1 , C_2 — эксплуатационные затраты на выемку и транспортирование горной массы соответственно до и после внедрения АСУ, руб.; K_1 , K_2 — капитальные затраты на выемочно-погрузочное и транспортное оборудование соответственно до и после внедрения АСУ, руб.; E — нормативный коэффициент экономи-

ической эффективности капитальных вложений (при создании АСУ в настоящее время $E = 0,24 \div 0,26$).

Величина K_2 включает затраты $K_{АСУ}$, связанные с созданием и внедрением АСУ. Капитальные K и эксплуатационные затраты рассчитываются только по статьям, которые изменяются в результате создания АСУ на карьере.

При использовании на карьере экскаваторно-автомобильного комплекса

$$K = N_э A_э + N_a A_a, \quad (22.5)$$

де $N_э$, N_a — число соответственно экскаваторов и автосамосвалов; $A_э$, A_a — стоимость соответственно экскаватора и автосамосвала, руб.

Эксплуатационные затраты на выемку и транспортирование горной массы определяются только расходами на заработную плату $C_з$ и амортизацию C_a . Расходы по заработной плате экскаваторным бригадам и водителям автосамосвалов (руб.)

$$C_з = \frac{V_{г.м}}{Q_{э.г} E_k} Z_э + \frac{V_{г.м}}{Q_{а.г} q_a} \gamma L_{ср} Z_a, \quad (22.6)$$

де $V_{г.м}$ — объем выемки горной массы, m^3 ; $Q_{э.г}$ — годовая производительность экскаватора на $1 m^3$ емкости ковша, m^3 ; $Q_{а.г}$ — годовая производительность автосамосвала на $1 t$ грузоподъемности, $t \cdot км$; E_k — емкость ковша экскаватора, m^3 ; q_a — грузоподъемность автосамосвала, t ; γ — плотность горной массы, t/m^3 ; $L_{ср}$ — среднее расстояние транспортирования, $км$; $Z_э$, Z_a — среднегодовая заработная плата бригад рабочих соответственно экскаватора и автосамосвала, руб.

Расходы по статье «Амортизация» (руб.)

$$C_a = \frac{V_{г.м}}{Q_{э.г} E_k} a_э + \frac{V_{г.м}}{Q_{а.г} q_a} \gamma L_{ср} a_a, \quad (22.7)$$

де $a_э$ — постоянные годовые амортизационные отчисления, расходы на износ кабеля и плата за установленную мощность электродвигателей экскаваторов, руб.; a_a — постоянные годовые реновационные отчисления на автосамосвал, руб.

Расчеты затрат производятся на основе данных о производительности выемочно-погрузочного $Q_{э.г}$ и транспортного $Q_{а.г}$ оборудования при отсутствии АСУ и повышении производительности до уровня $Q'_{э.г}$ и $Q'_{а.г}$ после внедрения АСУ.

Создание АСУ на карьере требует одновременных затрат АСУ на ее разработку, строительство диспетчерского пункта учетом требований эксплуатации вычислительной техники, оснащение его ЭВМ и вспомогательным оборудованием, строительство объектов энергетического и сетевого хозяйства, автосовых, на установку устройств передачи информации с экскаваторов, датчиков номера автосамосвала и др.

Таким образом, годовой экономический эффект от сокращения простоев горного и транспортного оборудования (руб.)

$$\begin{aligned} \mathcal{E} = & \frac{V_{г.м}}{E_k} \left(\frac{1}{Q_{э.г}} - \frac{1}{Q'_{э.г}} \right) (Z_э + a_э + EA_э) + \\ & + \frac{2V_{г.м}}{q_a} \gamma L_{сп} \left(\frac{1}{Q_{а.г}} - \frac{1}{Q'_{а.г}} \right) (Z_a + a_a + EA_a) - (C_{АСУ} + EK_{АСУ}), \end{aligned} \quad (22.8)$$

где $C_{АСУ}$ — эксплуатационные расходы на АСУ.

При автоматизации управления работой экскаваторно-автомобильного комплекса достигаемый годовой экономический эффект определяется структурой комплекса, мощностью карьера и степенью повышения производительности оборудования.

При использовании экскаваторов ЭКГ-8И и автосамосвалов БелАЗ-548 применение АСУ ПТП эффективно на карьерах производственной мощностью более 8 млн. м³/год по горной массе и при повышении производительности комплекса горного и транспортного оборудования не менее чем на 9 %.

При автоматическом взвешивании автосамосвалов и организации оперативного контроля за использованием их грузоподъемности уменьшаются расходы на ремонт транспорта, затраты на запасные части, увеличивается срок пробега автомобильных шин.

Другими источниками повышения эффективности функционирования АСУ являются уменьшение колебаний содержания металла в руде, поступающей на переработку, снижение потерь и разубоживания полезного ископаемого, оптимизация схем транспортирования горной массы. Этому способствует оптимальное планирование и управление горными работами с учетом выполнения требований к формированию качества добываемой руды, использование расчетных методов при оконтуривании рудных тел и технико-экономическом нормировании потерь и разубоживания, выбор участков отработки с учетом оптимизации движения транспорта и равномерного распределения объемов перевозок по месяцам и др. Снижение колебания содержания металла в руде, поступающей на переработку, повышает извлечение металла, что ведет к увеличению выпуска продукции и получению дополнительной прибыли.

Таким образом, внедрение на карьерах автоматизированных систем планирования и управления с комплексным решением задач геологического обеспечения, календарного планирования, учета и управления горными работами эффективно.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Беляков Ю. И.* Совершенствование технологии выемочно-погрузочных работ на карьерах. М., Недра, 1977.
2. *Васильев М. В.* Комбинированный транспорт на карьерах. М., Недра, 1975.
3. *Виницкий К. Е.* Оптимизация технологических процессов на открытых разработках. М., Недра, 1976.
4. *Ганицкий В. И.* Организация горных предприятий. Основы организации открытых горных работ. М., изд. МГИ, 1973.
5. *Единые правила безопасности при взрывных работах.* М., Недра, 1974.
6. *Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом.* М., Недра, 1972.
7. *Кутузов Б. Н., Тарасенко В. П.* Физика взрывного разрушения горных пород. М., изд. МГИ, 1975.
8. *Кутузов Б. Н.* Взрывные работы. М., Недра, 1974.
9. *Ломоносов Г. Г.* Формирование качества руды при открытой добыче. М., Недра, 1975.
10. *Мальшева Н. А., Сиренко В. Н.* Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. М., Недра, 1977.
11. *Мельников Н. В.* Краткий справочник по открытым горным работам. М., Недра, 1982.
12. *Новые решения в технике и технологии добычи угля открытым способом.* Под ред. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1976.
13. *Подэрни Р. Ю.* Горные машины и комплексы для открытых работ. М., Недра, 1979.
14. *Поточная технология открытой разработки скальных горных пород.* О. Спиваковский, В. В. Ржевский, М. В. Васильев и др. М., Недра, 1970.
15. *Правила технической эксплуатации при разработке угольных и сланцевых месторождений открытым способом.* М., Недра, 1972.
16. *Ржевский В. В., Новик Г. Я.* Основы физики горных пород. М., Недра, 1984.
17. *Ржевский В. В.* Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1980.
18. *Симкин Б. А.* Технология и процессы открытых горных работ. М., Недра, 1970.
19. *Сорокин Л. А.* Канатные виды транспорта карьеров. Свердловск, изд. СГИ, 1973.
20. *Спиваковский А. О., Потапов М. Г.* Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. М., Недра, 1983.
21. *Табакман И. Б.* Принципы построения АСУ на карьерах. Ташкент, изд. ИТЭ, 1977.
22. *Тартаковский Б. Н., Шапарь А. Г.* Управляемое обрушение уступов карьеров. Киев, Техника, 1974.
23. *Теория и практика открытых разработок.* Под общей ред. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1979.
24. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности.* М., Недра, 1972.
25. *Типовые технологические схемы ведения горных работ оборудованием непрерывного действия на угольных разрезах.* Киев, изд. УкрНИИПроекта, 1974.
26. *Типовые элементы открытых разработок горнодобывающих предприятий черной металлургии.* Л., изд. Гипроруды, 1971.
27. *Томаков П. И.* Структуры комплексной механизации карьеров с техникой циклического действия. М., Недра, 1976.
28. *Шешко Е. Ф.* Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., Углетехиздат, 1957.
29. *Юматов Б. П., Байков Б. Н., Смирнов В. П.* Открытая разработка месторождений цветных металлов. М., Недра, 1973.

ПРИЛОЖЕНИЕ I

Техническая характеристика карьерных механических лопат, изготовляемых Ижорским заводом тяжелого машиностроения им. А. А. Жданова и Уральским заводом тяжелого машиностроения им. С. Орджоникидзе

Показатели	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у	ЭКГ-5А	ЭКГ-20
Емкость ковша, м ³ . основного сменного	8 6,3; 10 47	6,3 — 50	4 5 50	12,5 16 45	6,3 8 50	5 — 45	20 18; 23 45
Угол наклона стрелы, градус							
Длина стрелы, м	13,4	16,5	20,6	18	31	10,5	17
Длина рукоятки, м	11,5	12,9	15	13,6	22,5	7,8	11,9
Радиус черпания, м	18,4	19,8	23,7	22,5	35	14,5	22,1
Высота черпания, м	13,5	17,1	22,2	15,1	30	10,3	17,9
Радиус разгрузки, м	16,3	17,9	22,14	19,9	33	12,3	20
Высота разгрузки при наибольшем радиусе, м	5,7	7,7	9,4	7,6	13,1	6,7	8
Радиус разгрузки при наибольшей высоте, м	15,6	16,5	18,6	19,5	26,5	11,8	18,2
Высота разгрузки, м	8,6	12,5	17,5	10	25	6,7	12
Радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м	12,2	13,5	14,49	14,8	21,4	9,04	13,7
Радиус вращения хвостовой части поворотной платформы, м	—	7,8	—	—	10	5	8
Высота экскаватора без стрелы, м	—	11,2	—	—	15,6	8,1	13
Расстояние от оси вращения экскаватора до оси пяты стрелы, м	—	2,4	—	—	3,2	2,25	3,3
Просвет под поворотной платформой, м	—	2,76	—	—	3,33	1,85	3,3
Ширина кузова, м	—	6,5	—	—	8	5	10
Высота кузова от поверхности земли, м	—	6,7	—	—	8,4	5,5	10,4
Силловое электрооборудование (по системе)	Г-Д	Г-Д	Г-Д	Г-Д	Г-Д	Г-Д	ТП-Д

Показатели	ЭКГ-8И	ЭКГ-6,3ус	ЭКГ-4у	ЭКГ-12,5	ЭКГ-6,3у	ЭКГ-5А	ЭКГ-20
Мощность двигателя, кВт:							
сетевого	—	630	—	—	1250	250	2500
подъема	—	2×190	—	—	2×450	200	2×500
напора	—	100	—	—	140/190	54	2×150
поворота	—	2×100	—	—	3×140/190	2×60	4×150
хода	—	2×54	—	—	2×100	54	2×150
Скорость, подъема ковша, м/с	0,94	1,075	1,36	1,1	1,6	0,87	1,08
Скорость напора, м/с	0,41	0,51	0,61	0,61	0,7	0,95	0,75
Подъемное усилие, кН	784	686	441	1225	784	490	1670
Напорное усилие, кН	363	363	265	588	490	198	735
Частота вращения поворотной платформы, мин ⁻¹	—	2,8	—	—	2,6	3,0	2,5
Число гусеничных тележек	—	2	—	—	4	2	2
Тяговое усилие гусениц, кН	—	764	—	—	4510	800	5000
Скорость передвижения, км/ч	—	0,42	—	—	0,43	0,55	0,9
Ширина гусеницы, мм:							
стандартной	—	1100	—	—	900	900	1400
уширенной	—	1400	—	—	—	—	—
Длина гусеничного хода, м	—	8—8,2	—	—	12,9 ÷ 13,1	6,1	10
Ширина гусеничного хода, м	—	7	—	—	9,5	5,2	9,2
Давление на грунт, МПа:							
для нормальных гусениц	0,26	0,26	0,26	0,2	0,2	0,21	0,3
для уширенных гусениц	0,29	0,2	0,2	—	—	—	—
Теоретическая продолжительность цикла*, с	26	28	30	28	35	23	28
Конструктивная масса экскаватора (без противовеса), т	337	340	332	638	654	157	1000 ± 10 %
Масса противовеса, т	35 ÷ 40	40 ÷ 45	30 ÷ 35	20	35	40	

* Теоретическая продолжительность рабочего цикла определена при разработке горных пород не выше IV категории, угле поворота поворотной платформы, равном 90°, выгрузке в отвал и высоте черпания не более напорной оси.

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

Техническая характеристика экскаватора ЭВГ-35/65М

Емкость ковша, м ³	35
Максимальное стопорное усилие, кН	2100
Скорость опускания ковша, м/с	3,2
Скорость напора рукояти, м/с	0,5
Скорость возврата рукояти, м/с	1,0
Частота поворота платформы, мин ⁻¹	1,68
Скорость передвижения, км/ч	0,15
Продольный уклон при передвижении (при отсутствии поперечного уклона), градус	±3
Ход гидродомкратов выравнивания, мм	1300
Суммарная мощность электродвигателей, кВт	23 147
Установленная мощность высоковольтных электродвигателей, кВт	7050
Мощность подъемного двигателя, кВт	3100
Мощность напорных двигателей, кВт	450×2
Мощность поворотных двигателей, кВт	780×4
Мощность двигателей передвижения, кВт	78×4
Мощность двигателей разворота, кВт	17×4
Марка и сечение наружного высоковольтного кабеля	КШВГ
Число высоковольтных кабелей	2
Рабочая длина высоковольтных кабелей на барабане, м	200
Конструктивная масса экскаватора без запчастей, т	3850
Срок службы экскаватора до капитального ремонта, ч	25 000

Техническая характеристика шагающих экскаваторов, изготавливаемых Ново-Краматорским машиностроительным заводом им. В. И. Ленина

Показатели	Базовая модель						
	ЭШ-6 45М	ЭШ-6/60	ЭШ-10 60	ЭШ-10 70		ЭШ-20 55	
				ЭШ-10 70А	ЭШ-13 50	ЭШ-20 55	ЭШ-15 70
Емкость ковша, м ³	6,3	6	10	10	13	20	15
Длина стрелы, м	45	60	60	70	50	55	70
Угол наклона стрелы, градус	25 ÷ 35	30	30	30	35	32	30
Радиус черпания, м	43,5	58	58	66,5	46,5	54	67,5
Радиус разгрузки, м	43,5	57	57	66,5	46,5	54	67,5
Высота разгрузки, м	19,5	24	24	27,5	20,5	19	24,5
Глубина черпания, м	22	35	35	35	21	27	35
Радиус вращения хвостовой части кузова, м	9,7	13,2	13,2	15		17	
Ширина кузова, м	7,6	9	9	10		13,7	
Ширина хода, м	11,5	13,8	13,8	13,7		20,1	
Высота кузова от поверхности земли, м	6,94	8,5	8,5	9,6		12,4	
Просвет под поворотной платформой, м	1,08	1,3	1,3	1,28		1,46	
Высота оси пяты стрелы над уровнем земли, м	1,89	2,5	2,5	2,15		2,42	
Расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора, м	3,4	5	5	4,99		6,05	
Длина шага, м	1,5	1,8	1,8	1,8		1,9	
Длина лыжи, м	7	11	11	11		15	
Ширина лыжи, м	1,55	1,85	1,85	1,8		2,4	
Диаметр опорной базы, м	7,7	9,5	9,5	9,7		12,3	
Подъемное усилие, кН	250	400	500	500	500	800	760

Продолжение прилож. 3

Показатели	Базовая модель						
	ЭШ-6/45М	ЭШ-6 60	ЭШ-10 60	ЭШ-10 70		ЭШ-20 55	
				ЭШ-10/70А	ЭШ-13/50	ЭШ-20 55	ЭШ-15/70
Тяговое усилие, кН	300	500	600	600	600	910	910
Скорость подъема ковша, м/с	2,1	2,25	2,3	2,58	2,58	2,71	2,71
Скорость тягового каната, м/с	2,1	1,9	1,9	2,38	2,38	2,38	2,38
Частота вращения платформы, мин ⁻¹	1,8	1,3	1,75	1,58	1,58	1,55	1,55
Скорость передвижения машины, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2
Среднее давление на грунт, МПа:							
при работе	0,059	0,073	0,084	0,094	0,084	0,085	0,1
при шагании	0,108	0,127	0,12	0,149	0,135	0,15	0,15
Наибольший допустимый уклон при передвижении, градус	8	10	10	10	10	10	10
Продолжительность цикла при угле поворота 135°, с	42	60	52	54	40*	52**	58
Техническая производительность, м ³ /ч	300	270	450	430	630*	800	700
Мощность двигателей, кВт:							
сетевого	660	950	1150	1460		2200	
подъема	2×190	2×290	2×350	2×500		2×1000	
тяги	2×190	2×290	2×350	2×500		2×1000	
поворота	2×100	2×100	2×250	2×500		2×500	
хода	2×190***	290	350	500		1000	
Масса экскаватора, т	292	520	558	688	620	1082	1103

- * При угле поворота 60°.
- ** При угле поворота 120°.
- *** От привода подъема.

РИЛОЖЕНИЕ 4

техническая характеристика шагающих экскаваторов, изготавливаемых
 Орджоникидзским заводом тяжелого машиностроения им. С. Орджоникидзе

Показатели	Модель экскаватора				
	Ш-15,90А	ЭШ-25 100А	ЭШ-20 90	ЭШ-40 85 (ЭШ-40/85С)	ЭШ-100 100
емкость ковша, м ³	15	25—30	20	40	100
длина стрелы, м	90	100	90	85	100
угол наклона стрелы, град	30	32	32	32	35
концевая нагрузка, кН	470	800	630	1250	3000
радиус черпания, м	83	94,5	83	82	97
радиус разгрузки, м	83	94,5	83	82	97
высота разгрузки, м	37,3	41	38,5	33	43
глубина черпания, м	42,5	47	42,5	40	47
радиус вращения хвостовой части кузова, м	18,5	25	19,7	21,5	27,8
ширина хода, м	20,0	26,6	20,5	27,5	40,3
высота кузова от поверхности земли, м	11,6	8,5	15,4	18,7	24,8
расчет под поворотной платформой, м	1,6	2	1,6	2,4	3,5
высота оси пяты стрелы над уровнем земли, м	6	4,3	6	4,4	5,9
расстояние от оси пяты стрелы до оси вращения экскаватора, м	5,8	14,6	5,8	8,8	13,9
длина шага, м	2	2,3	2	2,4	3
ширина лыжи, м	2,5	3,7	2,5	3,9	4,35
длина лыжи, м	13	18,5	13	18,5	22,5
радиус опорной рамы, м	14	18	14,5	18	27
радиус роликowego кружала, м	10,8	15,5	10,8	15,5	21,5
подъемное усилие, кН	850	1620	1150	2300	5500
тяговое усилие, кН	920	1800	1250	2500	5800
скорость подъема ковша, м/с	2,65	2,65	2,65	2,8	3
скорость движения тросового каната, м/с	1,33	1,33	1,33	1,4	1,5
частота вращения платформы, мин ⁻¹	1,2	1,2	1,2	1,2	1,25
скорость передвижения по шине, км/ч	0,06	0,06	0,08	0,08	0,08
количество двигателей, шт:					
сетевое	1×2000	2×1900	1×2500	3×2250	4×3600
подъема	2×680	4×680	2×1000	4×1000	4×2550
тяги	2×680	4×680	2×1000	4×1000	4×2550
поворота	4×210	4×420	4×250	4×450	8×1000
хода	2×260	2×400	800	2×500	4×500
средняя продолжительность цикла, с	63	65	60	60	60
среднее давление на шину, МПа:					
при работе	0,1	0,1	0,115	0,127	0,17
при передвижении	0,2	0,18	0,24	0,196	0,26

Продолжение прилож. 4

Показатели	Модель экскаватора				
	ЭШ-15,90А	ЭШ-25 100А	ЭШ-20 90	ЭШ-40,85 (ЭШ-40,85С)	ЭШ-100,100
Расчетная производи- тельность при угле пово- рота 120° и легкоразра- батываемых грунтах, м ³ /ч	690	1100	965	1930	4800
Рабочая масса экскава- тора, т	1610	2700	1740	3200	10 300

ПРИЛОЖЕНИЕ 5

Техническая характеристика карьерных гидравлических экскаваторов,
изготавливаемых Уральским заводом тяжелого машиностроения им. С. Орджоникидзе

Экскаватор	ЭГ-12А	ЭГ-20
Емкость ковша для пород с плотностью 1,8 т/м ³ , м ³	12	20
Радиус черпания, м	15	19
Высота черпания, м	13,5	18
Высота разгрузки, м	10,5	14,8
Глубина черпания ниже уровня установки, м	3,5	3,5
Мощность двигателей, кВт:		
сетового	630	2×630
поворота	2×100	4×100
хода	2×100	2×100
Рабочее давление в гидросистеме, МПа	30	30
Усилие внедрения ковша, кН	1100	2000
Ширина ковша, м	4,0	4,7
Вместимость баков гидросистемы, м ³	7,0	10
Частота вращения платформы, мин ⁻¹	3,0	2,8
Тяговое усилие двух гусениц, кН	1480	2600
Скорость передвижения, км/ч	1,3	0,83
База гусеничного хода, м	6,5	7,9
Ширина колеи гусеничного хода, м	5,2	6,5
Ширина гусеничной ленты, м	1,1	1,4
Среднее давление на грунт, МПа	0,22	0,24
Радиус хвостовой части платформы, м	7,2	9,2
Клиренс платформы, м	2,8	3,5
Клиренс ходовой тележки, м	0,78	1,05
Напряжение подводимого тока, В	6000	6000
Преодолеваемый уклон, градус	12	12
Расчетная продолжительность цикла, с	28	28
Рабочая длина кабелей на барабане, м	280	280
Рабочая масса экскаватора, т	330	570
В том числе масса противовеса, т	28	32

Показатели	ЭР-1250 $\frac{17}{1,5}$ Д	ЭР-1250 $\frac{16}{1,5}$ Д	ЭРП-1250 $\frac{16}{1}$	ЭРГВ-630 $\frac{9}{0,5}$	ЭР-1250 $\frac{17}{1}$ ОЦ	ЭР-630 $\frac{10,5}{1}$
Вид	Вскрышной	Добычной	Добычной	Добычной	Добычной	Вскрышной и добычной
Тип рабочего органа		Гравитационный		Центробежный		Гравитационный
Производительность, т/ч	2300	2300	3200	1500	2300	1500
Высота уступа, разрабатываемого вертикальными стружками, м	17	16	17	10	17	11,3
Глубина черпания, м	1,5	1,5	1	0,5	1	1
Радиус черпания, м	24,4	24,4	24,5	16,8	27,5	17
Радиус разгрузки, м	22,6	22,6	23,4	16,6	22,6	20
Высота разгрузки, м:						
максимальная	8,5	6,5	6,5	6,7	6,5	6
минимальная	5	3,3	3,5	3,6	3,3	4
Глубина отработываемого блока при паспортной высоте уступа, м, не более	4,4	5,4	6,5	6	7,5	3,5
Высота стружки, м:						
наибольшая	4,3	4,3	4,3	2,2	2,66	3
наименьшая	1,2	1,2	1,2	1	1,2	1
Размер кусков после экскавации, мм	400	300	300	250	300	300
Мощность привода ротора, кВт	315	315	2×250	315	500	320
Число ковшей	9	9	10	8	10	12
Число режущих элементов	18	18	20	—	—	—
Емкость, л	300	270	400	140	190	180
Диаметр ротора, м	6,5	6,5	6,5	3,2	4	4,6

Продолжение прилож. 6

Показатели	ЭР-1250 $\frac{17}{1,5}$ Д	ЭР-1250 $\frac{16}{1,5}$ Д	ЭРП-1250 $\frac{16}{1}$	ЭРГВ-630 $\frac{9}{0,5}$	ЭР-1250 $\frac{17}{1}$ ОЦ	ЭР-630 $\frac{10,5}{1}$
Число ссыпок в минуту	76,5	76,5	85	272	280	111,6
Ширина ленты конвейеров, мм	1200	1200	1200	1000	1200	1000
Скорость ленты конвейера роторной стрелы, м/с	4,32	4,32	4,77	4	4,32	4
Скорость ленты конвейера отвальной стрелы, м/с	4,45	4,45	4,9	4,5	4,45	4,5
Допустимый наклон экскаватора, градус:						
в рабочем положении	6	3	3	3	3	5
в транспортном положении:						
продольный	5	5	5	7	5	7
поперечный	3	3	3	3	3	5
Давление на грунт, МПа:						
среднее	0,13	0,13	0,143	0,126	0,135	0,1
максимальное	0,25	0,25	0,23	0,24	0,26	0,2
Установленная мощность электрооборудования, кВт	639	639	1360	730	1063	880
Напряжение питающей сети, В	6000	6000	6000	6000	6000	6000
Масса экскаватора (без запасных частей, смазки, эксплуатируемого материала), т	675	675	1050	305	697	300
База гусеничного хода по осям гусениц, м	9,6	9,6	11,4	7,0	9,6	7,0
Дорожный просвет, мм	1000	1000	800	650	1000	650
Габариты, м:						
длина	48,5	48,5	50,6	33,4	51,65	39,47
ширина	16	16	18,5	10,9	16	10,9
высота	22,5	22,5	24,5	9	22,5	9,26

ПРИЛОЖЕНИЕ 7

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	ЭРП-2500	ЭРШРД-5250, ЭРП-5250	ЭРШРД-5250В, ЭРП-5250В	ЭРШРД-5000 ³⁰ / ₃	ЭРШР-5000 ⁴⁰ / ₇
Теоретическая производительность в рыхлой массе, м ³ /ч	2500	5250	5250	5000	5000
Производительность по массе, т/ч, не более	3600	7100	5000*	6750	6750
Расчетное усилие резания, МПа	1,8	1,	1,4	1,5	0,82
Диаметр ротора на зубьях ковша, м	—	11,5	11,5	13	16,3
Расчетная емкость ковша, л	30	600	600	1000	1600
Число ковшей	—	22	22	16	10
Число ссыпок наибольшее (наименьшее) в минуту	—	143	143	80	52
Ширина ленты конвейера, мм	(90)	(110)	(110)	(56)	(36)
Скорость движения ленты конвейера м/с	1400	2000	2000	2000	2000
Скорость перемещения машины, м/ч	4,0	4,15	4,15	4,0	4,0
Среднее давление на грунт, МПа, при работе (передвижении)	300	120	120	110	110
Установленная мощность (средняя потребляемая), кВт	0,14 (0,22)	0,14 (0,24)	0,16 (0,27)	0,14 (0,2)	0,22 (0,2)
Высота черпания при вертикальной стружке (при горизонтальной стружке), м, не более	3200 (1850)	12 400 (3500)	16 300 (5380)	13 430 (3617)	11 500 (3100)
Глубина черпания, м	21,4	22 (30)	(30)	30 (38)	39,(40)
Радиус черпания наибольший (наименьший), м	1 32,6 (31,47)	2,1 48,1 (46,1)	2,1 48,1 (42,5)	3 65,9 (63,3)	7 73,7 (71,3)
Ширина заходки, м, не более	35	60	60	90	70—80
Расстояние от оси вращения до оси подвески разгрузочной консоли, м	—	14	—	14	14
Высота шарнира разгрузочной консоли, м	—	5,75	—	7,34	7,34
Длина разгрузочной консоли, м	—	32,5	—	45	45
Радиус консоли противовеса, м	—	37,8	—	55,3	55,3
Угол поворота разгрузочной консоли в плане, градус	—	±75	±90	±75	±75

* При нижнем черпании — 7100.

Продолжение прилож. 7

Показатели	ЭРП-2500	ЭРШРД-5250, ЭРП-5250	ЭРШРД-5250В, ЭРП-5250 В	ЭРШРД-5000 ³⁰ — ³	ЭРШР-5000 ⁴⁰ — ⁷
Максимальная ширина экскаватора по лыжам, м	—	—	—	25,76	25,76
Ширина хода по осям лыж, м	—	—	—	22	22
Ход перемещения по лыжам, м	—	—	—	8,5	8,5
Суммарная длина лыж, м	—	40,6	—	49	49
Масса машины без комплекта запасных частей, т	1680	4100	—	4960	4750

ПРИЛОЖЕНИЕ 8

Техническая характеристика ленточных конвейеров для роторного комплекса

Параметры ленточных конвейеров с одним приводным барабаном и лебедочным натяжным устройством	Тип ленточ				
	Забойный				Отва
	КЛЗ-250-2М	КЛЗ-400-2М	КЛЗ-500-2М	КЛЗ-800-2М	КЛО-250-2М
Теоретическая объемная производительность, м ³ /ч	1750	1750	1750	1750	1750
Ширина ленты, мм	1200	1200	1200	1200	1200
Длина при горизонтальной установке, м	250	400	500	800	250
Угол наклона боковых роликов при трехроликовой опоре, градус	30	30	30	30	30
Мощность приводных электродвигателей, кВт	1×250	1×250	2×250	2×250	1×250 (1×200)
Ход натяжного барабана, м	10	10	10	10	10
Крупность транспортируемого груза, мм	До 500				
Максимальный угол наклона, градус	2	0	2	0	2
Наибольшее удельное давление на почву с учетом массы самоходного бункера-перегрузателя и разгрузочной тележки, МПа	0,12	0,12	0,12	0,12	0,08
Наибольшая масса конвейера без ленты и запчастей, т	86	107,5	130	170,8	89,5

Примечания: Скорость движения ленты составляет 4,6 м/с (4,2; 3,1; 1,85 м/с — ленты 4,6 и 4,2 м/с; 200 кВт — скоростям 4,2 и 3,1 м/с; 160 кВт — скоростям 2,3 и 1,8 м/с электродвигателей мощностью 200—160 кВт.

производительностью до 1500 м³/ч

ного конвейера

Линейный			Магистральный				Переда- точный
КЛЮ-400-2М	КЛЮ-500-2М	КЛЮ-750-800	КЛМ-250-2М	КЛМ-400-2М	КЛМ-500-2М	КЛМ-800-2М	КЛП-250 100-2М
1750	1750	1750	1750	1750	1750	1750	1750
1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200	1200
400	500	750	250	400	500	800	165—265
30	30	30	30	30	30	30	30
1×250 (1×160)	2×250 (2×200)	2×250 (2×160)	1×250 (2×250)	1×200 1×160 2×200 2×160	2×250 2×160	2×200 2×160	1×250 (1×200) (1×160)
10 До 500	10 До 500	10 До 500	10 До 500				
0	2	0	2,7	0,5	2	0	0
0,08	0,08	0,08	0,12	0,12	0,12	0,12	0,1
112	134,5	166,5	82	100	122	158,5	154

по желанию заказчика). Мощность электродвигателей 250 кВт соответствует скоростям
Напряжение сети: 6000 В — для электродвигателей мощностью 250—200 кВт; 380 В — для

ПРИЛОЖЕНИЕ 9

Техническая характеристика конвейеров, изготовляемых Ново-Краматорским машиностроительным заводом им. В. И. Ленина для роторного комплекса производительностью 5000 м³/ч

Показатели	Конвейеры ЛК-1800			
	забойный	отвальный	торцовый	телескопический
Теоретическая производительность, м ³ /ч	5000	5000	5000	5000
Производительность по массе, т/ч	6750	6750	6750	6750
Ширина ленты, мм	1800	1800	1800	1800
Длина при горизонтальной установке, м	800; 400	700; 300	400	108
Скорость движения конвейерной ленты, м/с	4,35	4,35	4,35	4,35
Угол наклона боковых роликов при трехроликовой опоре, градус	30	30	30	30
Число приводных барабанов	2; 1	2; 1	1	1
Мощность приводных электродвигателей, кВт	3×500; 2×400	3×500; 2×400	2×400	1×250
Напряжение сети, В	6000	6000	6000	6000
Максимальное удельное давление на почву под секциями конвейера, МПа	0,16 0,15	0,16 0,16	0,14	0,12
Масса конвейера без ленты и шпального основания, т	515 300	575 450	435	155

Техническая характеристика ленточных конвейеров, входящих в роторные комплексы

Показатели	Назначение и типы конвейеров															
	для рыхлых вскрышных пород			для угля						для рыхлых вскрышных пород			для скальных вскрышных пород			
	КЛЗ	КЛП	КЛО	КЛЗ4	КЛНУ	КЛМУ	КЛЗ4	КЛМУ	КЛНУ	КЛМУ	КЛП	КЛО	КЛЗ	КЛМ	КЛН	КЛО
Теоретическая объемная пропускная способность, м ³ /ч	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250	5250	12 500	12 500	4000	12 500	4000
Пропускная способность по массе, т/ч	8400	8400	8400	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	5000	20 000	20 000	6500	20 000	6500
Длина при горизонтальной установке, м	900	450	900	1500	245	850	130	245	1000	1370	1000	1000	1000	800	1200	891
Скорость движения ленты, м/с	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	4,6	—	—	—	—	—
Максимальный угол наклона, градус	0	3	0	0	16	3	2	3	3	16	3	2	3	0	2	0
Суммарная мощность привода, кВт	1500	1500	1500	—	—	3600	1900	2450	7500	7500	7500	1000; 7500	1890	3780	3780	3150
Ширина ленты, мм	1800	1800	1800	1800	1800	1800	1800	1800	2500	2500	2500	2500	2500	2000	2500	2000
Масса конвейера, т	120	420	730	1000	250	480	350	430	1570	1585	255	1630	1147	1241	920	2263

ПРИЛОЖЕНИЕ 11

Технические характеристики шагающих отвалообразователей

Показатели	ОШ-1500/105	ОШ-1600/110	ОШР-4500/90	ОШР-5000/190	ОШР-12 500/220
бъемная производительность, м ³ /ч	1500	1600	4500	5000	12 500
Производительность по массе, т/ч	2000	2300	6100	6750	—
корость передвижения машин, м/ч	115	90	50	100	—
Ширина конвейерной ленты, мм	1200	1200	1800	1800	—
корость движения ленты, м/с:					
приемного конвейера	4,25	5,45	4,5	5,0	5,35
отвального конвейера	4,5	5,45	5,0	6,0	6,1
наибольший допустимый уклон трассы движения, градус:					
при перегоне/работе	4/2	5/3	4/2	4/2	—
среднее удельное давление на почву, Па:					
под базой	0,082	0,08	0,09	0,16	—
под лыжами	0,135	0,130	0,092	0,11	—
напряжение сети, В	6000	6000	6000	6000	—
установленная мощность электродвигателей, кВт	970	1050	1865	3880	6000
наибольшая потребляемая мощность, кВт	540	540	1200	2850	—
масса отвалообразователя, т	570	560	940	2710	8000
наибольший радиус отсыпки породы, м	105	110	91	—	220
наибольшая высота от уровня установки отвалообразователя до оси сбрасывающего барабана, м	37	36	33	63	68
высота точки приема породы, м	4—6	3—6	5	8,5—21	—
длина приемной консоли, м	36	33,5	35	62	92
длина зоны погрузки на приемной консоли, м	7	10	3	18	—

ПРИЛОЖЕНИЕ 12

Техническая характеристика ленточных конвейеров, изготавливаемых Александровским машиностроительным заводом им. К. Е. Ворошилова, предназначенных для стационарной установки в наклонных стволах при закрытых траншеях с углами наклона от 0 до 18°

Показатели	2ЛУ-120А	2ЛУ-120Б	2ЛУ-120В	2ЛУ-120Г
производительность по массе, т/ч	1200	1200	1200	1200
Ширина ленты, мм	1200	1200	1200	1200
максимальная длина, м, при угле наклона, градус:				
6	1200	1800	1200	1460
18	550	830	550	630
корость движения ленты, м/с	3,15	3,15	3,15	3,15
число приводных барабанов	2	3	2	2
тип натяжного устройства	Ручная лебедка с динамометром			
количество приводных электродвигателей, кВт	2×500	3×500	2×250	3×400
масса конвейера длиной 1000 м без ленты, т	314	336	314	336

ПРИЛОЖЕНИЕ 13

Техническая характеристика ленточных конвейеров, изготавливаемых Сызранским заводом тяжелого машиностроения, предназначенных для стационарной установки в наклонных стволах или закрытых траншеях с углами наклона от 0 до 16°

Показатели	Типоразмеры конвейеров									
	С160 125				С160 160				С200 160	
Объемная производительность, м ³ /ч	1600	2000	2500	3150	1600	2000	2500	3150	2560	3200
Ширина ленты, мм	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1600	2000	2000
Скорость движения ленты, м/с	1,6	2	2,5	3,15	1,6	2	2,5	3,15	1,6	2
Максимальная длина конвейера, м, при угле наклона, градус:										
	8	370	280	220	160	500	390	300	260	420
16	200	150	100	80	300	220	180	150	280	220
Мощность привода, кВт	320	400	500	630	400	500	630	800	500	630

Продолжение прилож. 13

Показатели	Типоразмеры конвейеров									
	С200 160		С200 200							
Объемная производительность, м ³ /ч	4000	4960	2560	3200	4000	4960	2560	3200	4000	4050
Ширина ленты, мм	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000	2000
Скорость движения ленты, м/с	2,5	3,15	1,6	2	2,5	3,15	1,6	2	2,5	3,15
Максимальная длина конвейера, м, при угле наклона, градус:										
	8	300	280	530	450	400	320	530	450	400
16	190	170	310	280	220	200	310	280	220	200
Мощность привода, кВт	800	1000	830	800	1000	1250	630	800	1000	1250

Техническая характеристика конвейеров, изготавливаемых Артемовским машиностроительным заводом, предназначенных для стационарной установки в наклонных стволах или закрытых траншеях с углами наклона от 0 до 16°

Показатели	КЛШ-500М	КЛЗ-500ИМА	КЛШ-800
Теоретическая производительность, т/ч	500	500	800
Ширина ленты, мм	1000	1000	1200
Скорость движения ленты, м/с	2,26	2,26	2,58—0,85
Длина конвейера, м, при угле наклона става, градус:			
0	300	400	800
16	100	200	175
Число приводных барабанов	1	2	1
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	150—50
Напряжение сети, В		380	
Масса конвейера без ленты, кг	18 657	28 747	50 800

ПРИЛОЖЕНИЕ 15

Техническая характеристика гусеничных тракторов

Показатели	ДТ-75В	ДТ-75МВ	ТДТ-55А	Т-150	Т-4АП2	Т-130.1.Г-1
Тяговый класс, кН	30	30	30	30	40	60
Диапазон тяговых усилий (расчетных) на крюке на основных передачах переднего хода, кН	10,8—29,4	34,60—61,35	5,7—55,9	17,4—41,6	27,6—131,2	19,0—88,2
Диапазон скоростей движения, км/ч:						
при переднем ходе	3,26—11,5	3,17—11,18	2,9—12,8	2,68—15,9	2,2—9,3	3,7—12,2
при заднем ходе	4,05—8,54	3,94—8,30	2,69	4,37—6,07	3,4—6,1	3,6—9,9
Марка дизеля	СМД-14НГ	А-41	СМД-14БН	СМД-60	А-01М	Д-160
Номинальная мощность двигателя, кВт	58,8	66,2	58,8	110,0	95,6	117,0
База, мм	1612	1612	2310	1800	2522	2478
Ширина колеи, мм	1330	1330	1690	1435	1384	1880
Ширина гусеницы, мм	390	300 и 390	420	390	420	500
Дорожный просвет, мм	376	376	555	300	340	407
Наименьший радиус поворота по середине следа забегающей гусеницы, мм	2250	2250	845	1435	2000	1880
Габариты, мм:						
длина	4209	4209	5500	4750	4345	4393
ширина	1890	1890	2357	1850	2952	2475
высота	2650	2650	2560	2680	2565	3087
Масса, кг:						
конструктивная	6090	5850	9000	6975	8500	14 030
эксплуатационная	6560	6090	9365	7400	9000	—
Давление на грунт, МПа	0,048	0,046	0,045	0,046	0,04	0,058

Показатели	Т-180Г	ДЭТ-250М	Т-330	Т-200	Т-220	Т-500	Т-800
Тяговый класс, кН	90	150	150	100	150	350	450—500
Диапазон тяговых усилий (расчетных) на крюке на основных передачах переднего хода, кН	18,06—131,2	186—294	190—350	60—150	100—200	200—450	300—750
Диапазон скоростей движения, км/ч: при переднем ходе	2,86—12,0	1,14—19,0	0—13,8	3,0—11,8	0—17,6	0—16,2	0—15,3
при заднем ходе	2,95—7,5	1,14—19,0	0—11,6	4,0—9,0	0—14,6	0—13,5	0—12,5
Марка дизеля	Д-180	Б-31	8ДВТ-330	—	—	—	—
Номинальная мощность двигателя, кВт	135,0	222,0	242,6	147,0	162,0	367,0	588,0
База, мм	2314	3218	2910	—	—	—	—
Ширина колеи, мм	2040	2450	2350	—	—	—	—
Ширина гусеницы, мм	600	690	790	—	—	—	—
Дорожный просвет, мм	550	500	480	—	—	—	—
Наименьший радиус поворота по середине следа забегающей гусеницы, мм	2040	2450	—	—	—	—	—
Габариты, мм:							
длина	5420	6620	6075	—	—	—	—
ширина	2700	3220	3170	—	—	—	—
высота	2850	3215	3835	—	—	—	—
Масса, кг:							
конструктивная	15 680	29 000	38 000	—	—	—	—
эксплуатационная	20 000	31 000	—	—	—	—	—
Давление на грунт, МПа	0,05	0,07	0,081	—	—	—	—

ПРИЛОЖЕНИЕ 16

Техническая характеристика колесных тракторов

Показатели	Т-40М	МТЗ-50 (МТЗ-50Л)	МТЗ-80 (МТЗ-80Л)	ЮМЗ-6АМ (ЮМЗ-6АЛ)	Т-158	К-702
Тяговый класс, кН	9	14	14	14	30 (40)	50 (100)
Диапазон тяговых усилий (расчетных) на крюке, кН	6,75—11	2,45—13,72	2,94—13,72	2,60—13,72	10,03—44,1	26,06—167,7
Диапазон скоростей движения, км/ч: при переднем ходе	0,66—30	1,56—25,8	0,56—33,39	2,1—24,5	0,11—44,2	0—44
при заднем ходе	2,16—5,94	0,92—5,62	0,24—8,97	1,58—5,7	0,12—18,6	0—44,1
Марка дизеля	Д-144	Д-242 (Д-242Л)	Д-240 (Д-240Л)	Д65М; Д65М1; Д65Н; Д65Н1	СМД-62	ЯМЗ-240Б
Номинальная мощность двигателя, кВт	37	40	55,2	45,59	121,5	198,5
База, мм	2120	2370	2370	2450	2860	3200
Ширина колеи передних колес, мм	1375—1840	1200—1800	1250—1800	1360—1860	1680 и 1860	2115
То же, задних, мм	1375—1840	1200—1800	1250—2100	1200—1800	1680 и 1860	2115
Наименьший радиус поворота (по середине колеи задних колес), мм	2700	4300	4100	5600	6700	7200
Длина, мм	3660	3815	3815	3815	5580	6385

Техническая характеристика скреперов

Показатели	Тип трактора или тягача				
	прицепной гусеничный			полуприцепной пневмоколесный	
	ДЗ-33	ДЗ-111	ДЗ-20; ДЗ-20А	ДЗ-87-1	ДЗ-74
Тяговый класс, кН	30	40	100	40	100
Базовый трактор или тягач	ДТ-75; ВРС2	Т-4АП2	Т-130.1.Г-1	Т-158	К-702
Мощность силовой установки, кВт	59	95,6	117	121,5	198,5
Тип скрепера		Прицепной		Полуприцепной	
Грузоподъемность, т	5,4	8,2	12,5	8,2	16
Емкость ковша (геометрическая), м ³	3	4,5	7	4,5	8
База скрепера, мм	4000	4530	5510	4530	6600
Ширина колеи передних колес, мм	1000	1300	1600	1300	2115
То же, задних, мм	1700	2000	2200	2000	2050
Ширина резания, мм	2100	2430	2650	2430	2718
Глубина резания, мм	200	130	300	130	350
Дорожный просвет в транспортном положении, мм	300	400	500	400	500
Масса агрегата (с трактором) в снаряженном состоянии, кг	8680	14 420	21 500	12 300	22 000
Габариты, мм:					
длина	6700	7400	8785	10 730	13 600
ширина	2470	2930	3138	2 925	3 078
высота	1975	2200	2670	2 840	3 380

Продолжение прилож. 1

Показатели	Тип трактора или тягача				
	самоходный пневмоколесный				
	ДЗ-11П	ДЗ-13	ДЗ-115	ДЗ-115А	ДЗ-107-1
Тяговый класс, кН	—	—	—	—	—
Базовый трактор или тягач	МоАЗ-546П	БелАЗ-531	БелАЗ-5316	БелАЗ-5316	Опытный тягач
Мощность силовой установки, кВт	158	1×265	2×265	2×265	2×407
Тип скрепера			Самоходный		
Грузоподъемность, т	15	27	29	29	45
Емкость ковша (геометрическая), м ³	8	15	15	15	25
База скрепера, мм	6900	8200	8200	8200	10 800
Ширина колеи передних колес, мм	2330	2490	2490	2490	2 825
То же, задних, мм	2150	2360	2360	2360	2 825
Ширина резания, мм	2820	2926	3020	3020	3 820
Глубина резания, мм	300	350	350	350	400
Дорожный просвет в транспортном положении, мм	450	600	600	600	750
Масса агрегата (с трактором) в снаряженном состоянии, кг	20 000	34 000	44 300	44 300	69 400
Габариты, мм:					
длина	11 010	12 800	13 900	13 900	16 150
ширина	3 242	3 400	3 610	3 610	4 430
высота	3 250	3 600	3 800	3 800	4 300

Показатели	Одноосные тягачи			Двухосные тягачи			Двухосные специальные шасси	
	МоАЗ-546П	БелАЗ-531	Опытный тягач «ОТ»	МоАЗ-542	«Зауралец 2×400»	Опытный тягач «ОТ»		
Двигатель: тип	ЯМЗ-238	ЯМЗ-240	У520-В	ЯМЗ-238	ЯМЗ-204А	У520-В	СМД-14НГ	А-01М
мощность номинальная, кВт	158	265	405	177	265	405	55—59	99
Число ведущих мостов	1	1	1	2	2	2	2	2
Число передач (вперед/назад)	8/2	6/2	6/3	4/4	4/2	6/3	4/2	4/2
Скорость, км/ч: вперед	4—40	0—50	0—50	0—50	0—47	0—50	0—35	0—44
назад	4—5	0—23	0—6	0—13	0—27	0—26	0—20	0—25
Тяговое усилие, кН, не более	—	—	450—550	126	351	550—700	35	75
База, мм	—	—	—	3000	3900	—	2150	2670
Ширина колеи, мм	2300	2490	2825	2400	2360	2825	1840	1840
Дорожный просвет, мм	475	670	650	300	520	650	475	400
Габариты, мм: длина	4200	4700	5300	6330	7980	8800	5660	6890
ширина	2950	3230	4200	3150	3440	4200	2336	2434
высота	2925	3350	4300	3200	3350	4680	2700	3145
Радиус поворота, мм	—	—	—	7500	7500	—	6300	5350
Масса тягача, кг	9000	14 000	34 000	12 500	21 000	56 000	4800	7100

ПРИЛОЖЕНИЕ 19

Техническая характеристика автосамосвалов грузоподъемностью не более 20 т

Показатели	МАЗ-5549	КрАЗ-256Б1	КрАЗ-256Б1С	МоАЗ-6507
Колесная формула автомобиля	4×2	6×4	6×4	4×4
Грузоподъемность, т	8	12	12	20
Полная масса, приходящаяся на дорогу, т:				
через переднюю ось	5,38	4,55	4,65	19,5
через заднюю тележку или задний мост	10	18,47	18,7	19,5
Габариты, мм: длина	5785	8100		7540
ширина	2500	2640		3245
высота	2785	2830		3350
База, мм	3400	4080		3550
Ширина колеи передних колес, мм	1900	1920		2500
То же, задних, мм	1970	1950		2500
Наименьший дорожный просвет, мм	270	290		НД
Тип двигателя	ЯМЗ-236, дизельный	ЯМЗ-238-238С, дизельный		ЯМЗ-238Н, дизельный
Рабочий объем двигателя, л	11,15	14,86		14,86
Номинальная мощность двигателя, кВт	132,4	176,5		220,6
Трансмиссия	Механическая	Механическая		Гидромеханическая
Шины	300—508Р (12×20)	320—508 (12,5—20)		670—635 (26,5 + 25)
Кузов	Металлический, прямобортный	Металлический, ковшовый		Металлический, ковшовый
Вместимость кузова, м³	5,1	6		11,5
Время опрокидывания кузова, с	15	20		20
Максимальная скорость, км/ч	75	68		50
Тормозной путь при скорости 40 км/ч, м	17,2	17,2		22
Контрольный расход топлива при скорости 50 км/ч, л/100 км	27,4	36		80
Ресурс до первого капитального ремонта, тыс. км	270	160		100

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с гидромеханической передачей

Показатели	БелАЗ-540А, БелАЗ-540С	БелАЗ-548А, БелАЗ-548С	БелАЗ-7510	БелАЗ-7525	БелАЗ-75401
Колесная формула	4×2	4×2	4×2	4×2	4×2
Грузоподъемность, т	27	40	27	40	30
Полная масса, приходящаяся на дорожку, т	15,600	23,23	15,88	23,23	17,14
через переднюю ось	32,400	45,65	32,4	45,65	34,3
через задний мост	7250×3480×35801	8120×3787×3910	7435×3480×3620	8395×3787×4135	7250×3480×3550
Габариты, мм	(по защитному козырьку)	(по защитному козырьку)			
База, мм	3550	4200	3550	4200	3550
Ширина колеи передних колес, мм	2820	2800	2820	2800	2820
То же задних, мм	2400	2537	2400	2517	2400
Наивысший дорожный просвет, мм	475	570	475	570	375
Двигатель	ЯМЗ240-240С, дизельный	ЯМЗ3240Н-240С, дизельный	ЯМЗ340, дизельный	ЯМЗ340Н, дизельный	ЯМЗ340П, ЯМЗ340ПБ, дизельный
Рабочий объем двигателя, л	22,3	22,3	22,3	22,3	22,3
Номинальная мощность двигателя, кВт	264,8	367,7	264,8	367,7	309
Шины	500-635 (1800-25)	578-838 (2100-33)	500-635 (1800-25)	570-838 (2100-33)	500-635 (1800-25)
Кузов (металлический, ковшовый, днище обогрывается отработанными газами):					
вместимость, м ³	15	21	19	27,3	15
время опрокидывания, с	25	25	25	25	25
Максимальная скорость, км/ч	50	50	50	50	50
Тормозной путь при скорости, м	22	22	22	22	21
40 км/ч					
Контрольный расход топлива при скорости 40 км/ч, л/100 км	100	138	100	138	119
ресурс до первого капитального ремонта, тыс. км	140	135	140	135	140

ПРИЛОЖЕНИЕ 21

Техническая характеристика автосамосвалов БелАЗ с электрической передачей постоянного тока

Показатели	БелАЗ-549В, БелАЗ-549С	БелАЗ-75191	БелАЗ-7521
Колесная формула	4×2	4×2	4×2
Грузоподъемность, т	75	110	180
Полная масса, приходящаяся на переднюю ось, т	47,350	65	105,8
через задний мост	94,980	130	219,2
Габариты, мм:			
длина	10 250	11 250	13 500
ширина	5 300	6 100	7 700
высота	4 750	5 130	6 030
База, мм	4 450	5 300	6 650
Ширина колеи передних колес, мм	4 150	4 900	6 000
То же, задних, мм	3 730	4 125	5 200
Наименьший дорожный просвет, мм	—	740	—
Двигатель	8РА4-185, дизельный	8РА4-185, дизельный	12ДМ-21А
Номинальная мощность двигателя, кВт	809	809	1690
Тяговый генератор	ГПА-600	ГПА-600	—
Мощность его, кВт	630	630	—
Тяговый электродвигатель	ДК717-А	ДК722-А	—
Часовая мощность его, кВт	230	360	—
Редуктор мотор-колеса	Дифференциальный	—	—
Шины	2700-49	3300-51	4000-57
Кузов (металлический ковшовый, днище обогревается отработанными газами):			
вместимость, м ³	35	39,5 или 44	70
вместимость с шапкой, м ³	—	54,5 или 59	91
время опрокидывания, с	22	25	—
Максимальная скорость, км/ч	50	60	50
Тормозной путь при скорости 40 км/ч, м	26	25	—
Контрольный расход топлива при скорости 30 + 35 км/ч, л/100 км	323	420	—
Ресурс до первого капитального ремонта, тыс. км	150	150	—

ПРИЛОЖЕНИЕ 22

Техническая характеристика тяговых агрегатов постоянного тока

Показатели	ПЭ-2	ПЭ-2М	ПЭ-3Т
Ширина колеи, мм	1524	1524	1520
Сцепная масса с 2/3 запаса песка (±3%), т:			
тягового агрегата	368	368	372

Продолжение прилож. 22

Показатели	ПЭ-2	ПЭ-2М	ПЭ-3Т
Электровоза управления	120	120	120
Моторного думпкара	124	124	127,7
Массовая формула	3 (2 _о —2 _о)	3 (2 _о —2 _о)	3 (2 _о —2 _о)
Средняя подъемность думпкара, т	41	45	45
Средняя мощность часового режима (при V), кВт	6120	5420	5400
Средняя тяга часового режима, кН	672	728,4	684
Средняя скорость часового режима, км/ч	33,4	27,3	27,5
Средняя максимальная скорость, км/ч	65	65	65
Средняя тяга при трогании с места, кН	1080	1080	1080
Средняя минимальная радиус кривой, м	60	60	60
Средняя нагрузка на ось (±3%), кН	300	300	310
Средняя диаметр колеса по кругу катания, мм	1 250	1 250	1 250
Средняя нагрузка на тягового агрегата по осям автосцепки, мм	51 300	51 300	54 600
Средняя длина от головки рельса до рабочих точек центральных токоприемников, мм:			
при опущенном токоприемнике	5 100	5 100	—
при поднятом токоприемнике	5500—7000	5500—7000	—
Средняя мощность тяговых двигателей	12	12	12
Среднее питание	Отсутствует		Дизель 1470 кВт
Средняя тяга в автономном режиме при V км/ч, кН			250

ПРИЛОЖЕНИЕ 23

Техническая характеристика тепловозов с электромеханической передачей

Показатели	ТЭМ-7	ТЭМ-2А
Средняя мощность, кВт	1470	880
Средняя мощность тепловоза с балластом, т	180	123,6
Средняя нагрузка на ось, кН	225	196
Средняя тяга	1-Т	01-Т
Средняя минимальная радиус проходимых кривых, м	80	80
Средняя конструктивная скорость, км/ч	100	100
Средняя скорость при длительном режиме, км/ч	10,3	12
Средняя тяга на ободу нового колеса при длительном режиме, кН	343	200
Средняя диаметр колеса, мм	1 050	1 050
Средняя нагрузка по осям автосцепки, мм	21 500	16 970
Средняя минимальная высота от головки рельса, мм	5 280	4 642
Средняя минимальная ширина, мм	3 210	3 080
Средняя масса, кг:		
Средняя масса шасси	6000	5400
Средняя масса двигателя	2300	2000
Средняя мощность генератора (дизеля)	2-26ДГ (124Н26/26)	ПД1М (64Н31,8/33)

ПРИЛОЖЕНИЕ 24

Техническая характеристика тяговых агрегатов переменного тока

Показатели	ОПЭ-1	ОПЭ-1А	ОПЭ-1Б	ОПЭ-2
Напряжение на токоприемнике, В	10 000	10 000	10 000	10 000
Состав агрегата	ЭУ+ДС+МД*	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+МД+МД
Осевая формула	3 (2 _о -2 _о)			
Сцепная масса агрегата с груженными думпками и 2/3 запаса песка, т	360	372	372	372
Масса электровоза управления, т	120	120	120	120
Масса моторного думпкара, т	75	83,7	83,7	82
Грузоподъемность моторного думпкара, т	45	44	44	44
Число тяговых двигателей	12	12	12	12
Нагрузка на ось, кН	300	310	310	310
Минимальный радиус проходимых кривых, м	80	80	80	80
Длина по осям автосцепок, мм	59 910	54 606	51 506	52 000
Ширина кузова, мм	3 250	3 250	3 250	—
Высота при опущенном токоприемнике, мм	5 250	4 600	4 500	—
	Контактный режим			
Мощность часового режима, кВт	4770	2000	2000	2000
Сила тяги часового режима, кН	810	662,4	662,4	662
Скорость часового режима, км/ч	28,5	28,5	29,5	29,5
Максимальная скорость, км/ч	65	65	65	65
	Автономный режим			
Мощность дизеля, кВт	1470	1100	1100	—
Мощность тягового генератора, кВт	1155	—	—	—
Сила тяги часового режима, кН	270	—	—	—
Скорость часового режима, км/ч	14,6	—	—	—

* ЭУ — Электровоз управления; ДС — дизельная станция; МД — моторный думпкар

ПРИЛОЖЕНИЕ 25

Техническая характеристика тепловозов с гидромеханической передачей

Показатели	ТГМ-23	ТГМ-23Б	ТГМ-6А	ТГМ-4, ТГМ-4А
Мощность, кВт	370	295	1200	750
Сцепная масса, т	44	44	900	800
				680
Севская формула	0—3—0	0—3—0	2—2	2—2
Загрузка на ось, кН	146	146	220	196
				167
Максимальная скорость движения, км/ч:				
в маневровом режиме	30	30	40	27
в поездном режиме	60	66	80	55
Сила тяги при трогании с места, кН:				
в маневровом режиме	145	102	246	225
в поездном режиме	120	51	137	183
Минимальный радиус проходимых кривых, м	60	60	40	40
Диаметр колеса по кругу катания, мм	1020	1050	1050	1050
Ширина по осям автосцепки, мм	8920	8920	14 300	12 600
Максимальная высота головки рельса, мм	4180	3920	4 300	4 500
Максимальная ширина, мм	3150	3100	3 080	3 140
Объем топлива, кг	1200	1200	4600	2800
Модель, марка	1Д12Н-500	1Д12Н-500	3А-6Д49	211Д-3

ПРИЛОЖЕНИЕ 26

Техническая характеристика тепловозов с электрической передачей

Показатели	2ТЭ-121	ТЭМ-3	ТЭМ-12
Состав секций тепловоза	1	1	1
	3 ₀ —3 ₀	3 ₀ —3 ₀	2 ₀ —2 ₀
	150	120	100
	2945	885	885
Сила тяги при трогании с места, кН	2В-5Д49	ПД1М	2-18ДГ
	или 3Д-70		
Сила тяги при длительном режиме, кН	294	200	235
Скорость при длительном режиме, км/ч	27	11,1	10
Загрузка на ось (+3%), кН	245,1	196	245
Ширина тепловоза, мм	21 000	16 969	—
Конструктивная скорость, км/ч	100	100	80
Минимальный радиус кривой, м	125	80	50
Диаметр колес по кругу катания, мм	1250	1050	1050

Продолжение прилож. 26

Показатели	2ТЭ-121	ТЭМ-3	ТЭМ-12
Запас, кг:			
топлива	7500	5400	3440
песка	1000	2000	1500
Габаритные размеры тепловоза, мм:			
длина по осям автосцепок	21 000	16 900	16 000
ширина по осям автосцепок	3 200	3 080	3 195
высота от головок рельсов	5 110	4 620	4 645

ПРИЛОЖЕНИЕ 27

Техническая характеристика думпкаров

Показатели	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-136	2ВС-1 ⁰ 0
Грузоподъемность, т	60	85	105	136	180
Объем кузова геометрический, м ³	26,2	38	48,5	68	58
Масса тары вагона, т	29	35	48	67,5	68
Коэффициент тары	0,484	0,41	0,45	0,5	0,38
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка на ось, кН	218	294	250	249	304
Число разгрузочных цилиндров	4	4	6	8	8
Угол наклона кузова при разгрузке, градус	45	45	45	45	45
Основные размеры, мм:					
ширина кузова (наружная)	3 215	3 520	3 750	3 460	3 460
высота вагона	2 680	3 236	3 240	3 620	3 285
длина кузова (внутри):					
вверху	10 000	10 580	13 400	16 110	16 216
внизу	9 480	10 120	13 000	15 510	15 556
ширина кузова (внутри):					
вверху	2 910	3 120	3 150	—	3 300
внизу	2 600	2 620	2 630	—	2 740
высота кузова (внутри)	960	1 280	1 300	1 580	1 315
Длина вагона по осям автосцепок, мм	11 830	12 170	14 900	17 630	17 580

ПРИЛОЖЕНИЕ 28

Техническая характеристика полувагонов

Показатели	ПС-63	ПС-94	ПС-125	П-90	П-94
Грузоподъемность, т	63	94	125	90	94
Масса вагона, т	22	31	43,3	36	31,6
Вместимость кузова, м ³	72,5	106	137,5	91,2	104
Коэффициент тары	0,34	0,33	0,35	0,40	0,34

Продолжение табл. 28

Показатели	ПС-63	ПС-94	ПС-125	П-90	П-94
Число тележек	2	2	2	2	2
Число осей в тележке	2	3	4	3	3
Нагрузка от колесной пары на рельс, кН	213	208	210	210	208
Основные размеры вагона, мм:					
длина по осям автосцепок	13 920	16 400	20 240	16 400	16 400
ширина	3 130	3 200	3 130	2 874	3 200
высота от головки рельса	3 482	3 790	3 896	3 785	3 780
База вагона, мм	8 650	10 440	12 070	10 440	10 440
Размеры кузова (внутри), мм:					
длина	12 156	14 690	18 758	14 936	14 338
ширина	2 850	2 922	2 922	2 574	2 908
высота	2 060	2 370	2 450	2 700	2 365
Число разгрузочных люков	14	16	22	8	16
Угол открывания люков, градус:					
средних	31	31	31	—	31
надтележных	23	23	23	—	40

АЛФАВИТНО-ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Абзетцер 285, 286, 288, 287
Автомобильный транспорт 285
Агрегат
— тяговый 245
— грохотильный 342
— дробильный 342
— дробильно-сортировочный 343
- Бермы 13
Блок-участки 251
Бровка уступа
— верхняя 11
— нижняя 11
Борт карьера 12, 13
Бульдозеры 125, 137
Бурение скважины 52, 53
— ударное 52
— вращательное 52
— ударно-вращательное 53
— термическое 53
Буримость горных пород 48, 49, 50
Буроклиновой способ 35
Буровые работы 422, 426
Буровзрывные работы 420, 431, 432, 433
- Валовая выемка 111
ВВ расход удельный 78, 81, 427, 431
— фактический 81, 427, 428
— проектный 82, 425
Верхнее черпание 113
Верхний контур карьера 12
Верхняя площадка уступа 11
— погрузка 113
Взрывание 47
— замедленное 89
— короткозамедленное 89
— мгновенное 89
— раздельное 94
— негабаритных кусков 106
Взрываемость горной породы 78, 79
Взрывные работы 76, 78, 79, 426, 428
Вместимость вагона удельная 243
Внешние отвалы 9
Внутренние отвалы 9
Воздушные промежутки 87
- Врубовая схема взрывания 90
Вскрытие 5
— уступа 13
Вскрышные породы 15
— работы
Вспомогательные процессы 5
— работы 5
Вторичное дробление 48
Выемка
— валовая 154, 158
— простая раздельная 162
— сложная раздельная 165
— раздельная 161
Высота развала 101
Выработанное пространство 9
Выемочно-погрузочные машины 124
Выемочно-транспортирующие машины 124
Высота
— забоя 158
— разгрузки 153
— черпания 153
Выход
— взорванной породы на 1 м скважины 431
— негабарита 428
- Гидровзрывание негабаритов 107
Глубина
— скважины 85
— черпания экскаватора 179
Горная масса 15
Гранулирование ВВ 77
Графики движения поездов 260
Грохочение 378, 390, 391
Грузы карьерные 235
Грузооборот 237
Грузоподъемность вагона 243
Грузопоток 237
- Диагональная схема взрывания 92
Диаметр скважины 86
Дно
— карьера 14
— разрезной траншеи 14

- обычные работы 4
- раглайны 126
- робленне вторичное 48
 - породы взрывное 47
- умпкеры 243

- елезнодорожный путь 245
 - транспорт 234
- есткость климата 28

- бой-площадка 110
 - продольный 110
 - однородный 110
 - торцовый 110
 - траншейный 110
 - разнородный 110
 - фронтальный 192
- зяд
 - накладной 106
 - скважинный 94
 - шпуровой 106
 - откоса бортов 107
- площадка
 - диагональная 113
 - нормальная 114
 - однородная 115
 - поперечная 113
 - продольная 113
 - разнородная 115
 - сквозная 115
 - узкая 115
 - широкая 115
 - важные работы 217

- резные машины 38, 39
- ручные пилы 36
- стальные траншеи 13
- сер 7
- серное поле 10
- серные
 - породы 243
 - породы 251
- серный транспорт 235
- естественные потери 17
- эксплуатация полезного ископаемого 16
- сильные скреперы 125, 130
- естественные потери 17

- Комбинированный транспорт 237
- Комплекс карьерного оборудования 6
- Комплексная механизация 6
- Кондиция 16
- Конвейерный транспорт 241
- Конечная глубина карьера 13
- Конечные
 - контуры (границы) 12
 - размеры карьера в плане 13
- Коренные породы 17
- Коэффициент
 - обеспечения забоев порожняком 258
 - сближения скважин 88
 - разрыхления 174
 - тары вагона 243
 - экскавации 197
- Крутые слои 10

- Линия наименьшего сопротивления 86
- Локомотивы 245

- Масса поезда 247**
- Методы взрывания 48, 94
- Метод
 - взрывания на выброс 103
 - камерных зарядов 48, 103
 - котловых зарядов 102
 - кумулятивных зарядов 48
 - накладных зарядов 106
 - скважинных зарядов 88, 94
 - опробования полезного ископаемого
 - шпуровых зарядов 102
- Мехлопаты
 - строительные 151, 152
 - карьерные 151, 152
 - вскрышные 151, 152
- Механизация заряжения скважин 104

- Наклонные слои 10**
- Наносы 17
- Негабарит 106
- Нерабочий
 - борт карьера 13
 - уступ 11
- Нижнее черпанис 113

- Нижний контур карьера 12
 Нижняя
 — площадка уступа 11
 — погрузка 113
- Обменные пункты 253
 Облицовочный камень 25
 Объем карьера 15
 Одноковшовые погрузчики 125, 145
 Организация работ
 — буровых 70
 — взрывных 94, 428
 Отвал 323
 Отвалообразование 281, 285, 325
 Отвалообразователь консольный
 Отвал экскаваторный 277, 281
 Отвалы 9
 Отвальные насыпи 270
 Относительная оценка взрываемости пород 79
 Открытые горные работы 4
 Откос
 — уступа 11
 — борта карьера 13
 Отсыпка
 — верхняя 282, 283
 — нижняя 282, 283
 Оттаивание пород 32
- Панели 115
 Параметры взрывных скважин 85
 Первичное дробление 46
 Первоначальная насыпь отвала 270
 Перегон 251
 Перебур скважины 85
 Перевалка пород
 — кратная 183
 — простая 183
 Пересуладка путей 297
 План пути 245
 Планирование
 — буровзрывных работ 439
 — оперативное 433
 — ремонтов 450
 Планировка подошвы уступа 217
 Плотность заряда ВВ
 Плужное отвалообразование 275
- Пневмоударник 62
 Пневмоударное бурение 76
 Погрузка породы
 — нижняя 113, 156
 — верхняя
 Подготовка пород к выемке 27
 Поверхностный пожар 32
 Подземный способ разработки 4
 Подступ 12
 Подошва (дно) карьера 14
 Показатель трудности
 — бурения 49
 — взрывания 78, 79
 — транспортирования 238
 — трудности экскавации 119
 Полезная масса поезда 247, 249
 Породы вскрышные 7
 — весьма трудноразрушаемые 26
 — трудновзрываемые 80
 — весьма крупноразрушенные 21
 — взорванные 22
 — исключительно трудновзрываемые 81
 — крупноразрушенные 21
 — легкоразрушаемые скальные 24, 80
 — легковзрываемые 80
 — мелкодробленые 22
 — мелкоразрушенные 21
 — мерзлые 24
 — монолитные 19
 — нарушенные 19
 — негабаритные 22
 — неуплотненные глинистые 23
 Породы мягкие 18, 23
 — очень мелкодробленые 21
 — плотные 22
 — полускальные 18
 — промерзшие 20
 — дробленые 22
 — разнопрочные 20
 — разрушенные 22
 — разрыхленные мягкие 23
 — разнородные 24
 — связно-сыпучие разрушенные 21
 — скальные 13
 — слоистые 19
 — среднеразрушенные 21
 — сыпучие разрушенные 21

слежавшиеся 22
скальные средней трудности раз-
знения 26
средней трудности взрывания 80
весьма трудновзрываемые 81
трудноразрушаемые скальные 26
трещиноватые 19
рудные станции 252
рядковая схема взрывания 90
рядок обуривания блока 72
открыти и разубоживание 167, 210
посты примыкания 256
пост
тупиковый 253, 256
промежуточный 256
примыкания 256
путевой 256
примыкательная способность отвала 276
риск возможного обрушения 180
схематическое взрывание 98
программное управление 233
теоретический расход ВВ 82
теоретический профиль пути 245
теоретическая способность пути 261, 266
теоретическая продолжительность разгрузки 187
теоретическая продолжительность цикла (экскава-
тора) 171, 185
технологические (технологические)
процессы 5
теоретическая продолжительность работы экскаваторов 218
аварийные 433
плановые 433
теоретическая способность
теоретическая продолжительность 262, 263, 266
теоретическая продолжительность 261, 264
теоретические механические лопаты 125
технологический примыкания 256
технологический
теоретическая продолжительность 372
теоретическая продолжительность 250
теоретические работы 288
теоретическая продолжительность 292, 294
теоретические посты 257
теоретический борт карьера 13
теоретическая площадка 11
теоретический уступ 11
теоретический

— черпания 153, 179
— разгрузки 153, 179
— пути 246
Развал породы 99, 158, 159
Раздельная выемка 208, 209
Раздельные пункты 250
Разрушение негабарита 106
Разрыхленность пород 45, 46
Разрезная траншея (полутраншея) 13
Разрезной котлован 13
Размеры карьера 14
Разъезды 253, 255
Расход удельный ВВ
— эталонный 81
— проектный 78, 82
— фактический 81
Режим бурения
— шарошечного 60
— пневмоударного 62, 64
— термического 67
Роторные экскаваторы 126
Руководящий подъем 246
Рыхлитель пород 44
Рыхление механическое 34, 43
Селекция горной массы 415
Система разработки 5
Скважина взрывная 52
Склад 392
— внутрикарьерный 379
— прикарьерный 379
— конусный 392, 393
— отвального типа 380
— расходный 392
— резервный 392
— усреднительный 418
— штабельный 392, 393
— экскаваторный 376
Складирование 393
— раздельное 381
Скреперный блок 116
Сложная сортировка 166
Сопrotивление движению
— полное 247
— дополнительное 247
— по кривой 247
— основное 247
— по подошве уступа 88

Сортировка полезного ископаемого

— простая 165

— сложная 166

Способы выемки 162, 165

Способ

— взрывания 88, 89

— взрыворазделения 94

— раздельного взрывания 89, 70

Средства взрывания 76, 77

Станция карьерная 251

— сборочно-распределительная 252

— погрузочно-разгрузочная 252

— породная 252

Станки

— вибрационного бурения 53

— ударно-канатного бурения 52

— с погружными пневмударниками 58

— шарошечного бурения 52

— шнекового бурения 52

Стружка

— вертикальная 201

— горизонтальная 201

— комбинированная 201

— многорядная 201

— однорядная 201

— отрыва 116

— сливная 116

— серповидная 202

— элементная 116

Схема взрывания

— порядная 90

— врубовая 90

— диагональная 92

Схемы отвалообразования 282

Схема погрузки 156

Схемы путевого развития 253

Схема экскавации 162, 163

Термическое бурение 53, 65, 67, 76

Термобуримость пород 51

Термическая резка пород 35

Технология

— бурения 64—65

— разработки месторождения 5

Тепловозы 245

Транспортируемость пород 238

Транспорт

— автомобильный 308

— гравитационный

— карьерный

— комбинированный 355

— конвейерный 333

Трасса пути 245

Турнодозеры 296

Тяговые агрегаты 245

Угол откоса

— борта карьера 13, 14

— уступа 11

Ударное бурение 54

Ударно-вращательное бурение 53

Удельный расход ВВ 427, 431

Управляемое обрушение 166

Уступ 9, 11

— нерабочий 11

— рабочий 11

Фактический удельный расход ВВ 81,

427, 428

Фракция 386

Фронт горных работ карьера 13

Цепные многоковшовые экскаваторы 126

Цикл

— закрытый 407, 409

— открытый 407, 409

— экскавации 171

Шаг передвижки пути 298

Шарошечное бурение 57, 75

Ширина

— развала 99

— панели 158

Шнековое бурение 55, 75

Шнекобуровые машины 214

Экскаваторный блок 116

Экскаваторное отвалообразование 278,

281

Экскавируемость горных пород 116,

119, 121

Электрообогрев пород 31, 32

Элементы уступа 11

Эстакадный склад 372, 383

Эталонный расход ВВ 80

ОГЛАВЛЕНИЕ

Словесное	3
Раздел I. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ	
Сущность и элементы открытых горных разработок	4
Способы разработки месторождений полезных ископаемых	4
Технология разработки месторождений	5
Понятие о карьере	7
Элементы и параметры карьера	10
Горные породы как объект разработки	15
Полезные ископаемые и их качество	15
Технологическая характеристика горных пород	17
Характеристика скальных и полускальных пород	18
Характеристика разрушенных пород	20
Характеристика плотных, мягких и сыпучих пород	22
Общая оценка сопротивления горных пород разрушению	24
Раздел II. ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ	
Способы подготовки горных пород к выемке	27
Общие сведения	27
Защита пород от промерзания	28
Оттаивание мерзлых пород	31
Управляемое обрушение пород	33
Механические способы подготовки к выемке естественного камня	34
Механическое рыхление горных пород	43
Основные положения подготовки скальных пород взрывом	47
Технологические основы буровых работ	48
Суровость горных пород	48
Скорость бурения и их технологическая оценка	52
Технологическая характеристика и режим ударного бурения	54
Технологическая характеристика и режим шнекового бурения	55
Технологическая характеристика шарошечного бурения скважин	57
Режим и скорость шарошечного бурения	60
Технологическая характеристика и режим пневмоударного бурения	62
Технологическая характеристика и режим термического бурения	65
Вспомогательные работы при бурении	68
Технологические основы автоматизации бурения	69
Организация буровых работ	70
Производительность буровых станков	73
Совершенствование буровых работ	74
Технологические основы взрывных работ	76
Технологическая характеристика взрывчатых веществ и средств инициирования	76
Суроваемость горных пород	78
Экономический и проектный расход ВВ	81
Параметры взрывных скважин и конструкции зарядов	85
Расположение и порядок взрывания скважинных зарядов	88
Счет зарядов и параметров их расположения (при заданных модели и диаметре скважин)	92

5.7. Особенности метода скважинных зарядов	94
5.8. Характеристика развала взорванной породы	99
5.9. Особенности других методов взрывания	102
5.10. Механизация вспомогательных процессов при взрывании	104
5.11. Вторичное взрывание	106
5.12. Основы безопасного ведения взрывных работ	107

Раздел III. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ 110

6. Технологические и физико-технические основы работ 110

6.1. Типы забоев	110
6.2. Типы заходок	113
6.3. Эскавируемость горных пород в массиве	116
6.4. Эскавируемость разрушенных горных пород	121
6.5. Технологическая оценка основных видов выемочного оборудования	123
6.6. Общие сведения о производительности выемочных машин	126

7. Выемка пород скреперами, бульдозерами и погрузчиками 130

7.1. Технологические параметры колесных скреперов	130
7.2. Процесс выемки пород скреперами	130
7.3. Производительность скреперов	134
7.4. Процесс выемки пород бульдозерами	137
7.5. Производительность бульдозеров	140
7.6. Технологические основы автоматизации работ	144
7.7. Технологическая характеристика погрузчиков	145
7.8. Выемка пород погрузчиками	146
7.9. Производительность погрузчиков	149

8. Выемка пород одноковшовыми экскаваторами 151

8.1. Технологические параметры механических лопат	151
8.2. Выемка мягких и плотных пород карьерными мехлопатами	154
8.3. Выемка взорванных пород карьерными мехлопатами	158
8.4. Раздельная выемка мехлопатами	161
8.5. Выемка вскрышными мехлопатами	168
8.6. Производительность мехлопат	171
8.7. Технологические параметры драглайнов	179
8.8. Забои драглайнов	180
8.9. Выемка с перевалкой пород в выработанное пространство	183
8.10. Производительность драглайнов	185
8.11. Вспомогательные работы	188

9. Выемка пород машинами непрерывного действия 190

9.1. Технологическая характеристика цепных экскаваторов	190
9.2. Забои цепных экскаваторов	192
9.3. Производительность цепных экскаваторов	196
9.4. Технологическая характеристика роторных экскаваторов	199
9.5. Забои роторных экскаваторов	200
9.6. Раздельная выемка роторными экскаваторами	207
9.7. Производительность роторных экскаваторов	211
9.8. Выемка шнекобуровыми машинами	214
9.9. Выемка взорванных пород машинами непрерывного действия	216
9.10. Вспомогательные работы	217

10. Основы организации и автоматизации выемки 218

10.1. Структура процесса работы экскаваторов	218
10.2. Задачи организации выемки	221
10.3. Сущность и методы решения организационных задач выемки	223
10.4. Технологические основы автоматизации работы одноковшовых экскаваторов	226

0.5. Основы автоматизации контроля и учета работы одноковшовых экскаваторов	230
0.6. Технологические основы автоматизации работ многоковшовых экскаваторов	232

Раздел IV. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ И СКЛАДИРОВАНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ 235

Карьерные грузы и средства их перемещения	235
1. Общие сведения	235
2. Характеристика горных пород по трудности транспортирования	238
3. Технологическая оценка видов карьерного транспорта	239
Карьерный железнодорожный транспорт	243
1. Технологическая характеристика подвижного состава и железнодорожного пути	243
2. Расчет массы поезда	247
3. Раздельные пункты	250
4. Обмен поездов и путевое развитие на уступах карьера и отвалов	258
5. Основы организации движения поездов	260
6. Пропускная и провозная способность перегонов и раздельных пунктов	261
7. Режим работы и техническая производительность	267
8. Техничко-экономические показатели	269
Отвалообразование при железнодорожном транспорте	270
1. Сооружение отвальных насыпей	270
2. Плужное отвалообразование	275
3. Отвалообразование мехлопатами	277
4. Отвалообразование драглайнами	281
5. Отвалообразование многоковшовыми экскаваторами	285
Путевые работы	288
Состав путевых работ	288
Цикличная передвижка путей	292
Передвижка путей путепередвижателями непрерывного действия	294
Непрерывная передвижка путей турнодозерами	296
Переукладка путей	297
Текущее содержание путей	301
Снегозащита железнодорожных путей	303
Обслуживание контактной сети	305
Борьба с прилипанием и примерзанием пород	306
Автомобильный транспорт	308
Технологическая характеристика подвижного состава	308
Технологическая характеристика карьерных дорог	310
Обмен автомашин в забоях и на отвалах	316
Пропускная и провозная способность карьерных дорог	321
Бульдозерное отвалообразование	323
Вспомогательные работы при эксплуатации подвижного состава	326
Строительство карьерных дорог	328
Содержание и ремонт карьерных дорог	330
Техничко-экономические показатели	332
Перемещение пород конвейерами	333
Технологическая характеристика и параметры конвейеров	333
Транспортно-отвальные конвейерные установки и перегружатели	337
Технологическая характеристика приемных и разгрузочных устройств	341
Отвалообразование при конвейерном транспорте	343
Техническая производительность конвейеров	347
Вспомогательные работы при конвейерном транспорте	349
Технологические основы автоматизации работы конвейеров	353

17. Комбинированный и специальный карьерный транспорт	354
17.1. Общие сведения	354
17.2. Карьерные рудоспуски	357
17.3. Карьерные рудоскаты	361
17.4. Канатный подъем	363
17.5. Другие виды специального транспорта	368
17.6. Кабельные краны и экскаваторы. Канатные скреперы	370
17.7. Перегрузочные пункты	372
17.8. Усреднение руд и усреднительные склады	379

Раздел V. РАЗРАБОТКА СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД 384

18. Процессы разработки строительных горных пород	384
18.1. Характеристика продукции	384
18.2. Процессы производства щебня	386
18.3. Механизация процессов производства щебня	389
18.4. Транспортирование, складирование и отгрузка щебня	392
18.5. Производственные процессы добывания камня	395
18.6. Механизация выемки, погрузки и перемещения камня	398
18.7. Технологии и механизация обработки камня	399

Раздел VI. ВЗАИМНАЯ СВЯЗЬ ПРОЦЕССОВ 403

19. Технологическая и организационная связь работы карьерного оборудования	403
19.1. Комплексы карьерного оборудования	403
19.2. Организация работы комплекса оборудования	406
19.3. Геолого-маркшейдерское обеспечение горных работ	410
19.4. Обеспечение качества в процессах добычных работ	414
20. Проектирование буровых и взрывных работ	419
20.1. Оптимальная кусковатость взорванных пород	419
20.2. Рациональные диаметры скважин	422
20.3. Порядок проектирования взрывов	425
20.4. Прогнозирование кусковатости взорванных пород	427
20.5. Организация взрывных работ	428
20.6. Технико-экономические показатели буровзрывных работ	431
21. Планирование выемочно-погрузочных и транспортных работ	433
21.1. Организация планирования	433
21.2. Текущее планирование горных работ	436
21.3. Расчет технологического графика работ на уступе	442
21.4. Сменное планирование горных работ	447
21.5. Планирование ремонтов горного оборудования	450
22. Управление горными работами	452
22.1. Структура и задачи управления	452
22.2. Задачи управления при железнодорожном транспорте	457
22.3. Задачи управления при автомобильном транспорте	463
22.4. Экономическая эффективность АСУ карьера	465
Список литературы	468
Приложения	469
Алфавитно-предметный указатель	501

Владимир Васильевич Ржевский

ОТКРЫТЫЕ ГОРНЫЕ РАБОТЫ

Часть I

Производственные процессы

Редактор издательства О. И. Сорокина
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технический редактор Е. С. Сычева
Корректор В. П. Кримова
ИБ № 6577

Сдано в набор 20.03.85. Подписано в печать 23.09.85. Т-18579. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типографская № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 32,0. Усл. кр.-отт. 32,0. Уч.-изд. л. 34,2. Тираж 8700 экз. Заказ № 622/728—10. Цена 1 р. 50 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19.

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательства, полиграфии и книжной торговли. 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.

ВНИМАНИЮ ЧИТАТЕЛЕЙ
В издательстве «Недра»
готовятся к печати новые книги

АСТАФЬЕВ Ю. П., ПОЛИЩУК Г. К., ГОРЛОВ Н. И. Планирование и организация погрузочно-транспортных работ на карьерах. 1986.— 13 л.— 65 к.

Освещено состояние и сформулированы направления совершенствования организации и планирования погрузочных и транспортных работ на крупных карьерах. Рассмотрены методы подготовки информации по этим работам и предложены способы оценки ее достоверности. Изложены принципы формирования графиков проведения массовых взрывов и плано-предупредительных ремонтов оборудования, установления его технологических и эксплуатационных возможностей, формирования транспортных потоков в динамике производства.

Для инженерно-технических работников карьеров, научно-исследовательских и проектных организаций горной промышленности.

ВАСИЛЬЕВ М. В. Транспортные процессы и оборудование на карьерах. 1986.— 17 л.— 1 р. 20 к.

Приведены классификация, характеристика, состояние и развитие основных видов карьерного транспорта, а также методические положения по его выбору. Рассмотрены транспортные процессы на карьерах, устройство и развитие транспортных коммуникаций. Описаны конструкции действующего и вновь создаваемого транспортного оборудования для основных и вспомогательных работ, условия применения и эффективного использования. Изложены принципы организации и управления транспортными процессами на карьерах. Освещены направления совершенствования карьерного транспорта и его технических средств.

Для инженерно-технических работников карьеров, научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций горно-добывающих отраслей промышленности.

ДЪЯКОВ В. А. Транспортные машины и комплексы открытых разработок: Учебник для вузов. 1986.— 25 л.— 1 р. 30 к.

Изложены основы теории, расчета и выбора транспортных машин и комплексов, используемых при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Приведены конструкции и основные технические характеристики современного транспортного оборудования для карьеров. Рассмотрены принцип действия и устройство узлов транспортных машин. Даны сведения по эффективной и безопасной эксплуатации транспортного оборудования и определению технико-экономических показателей его работы. Освещены направления совершенствования существующих и создания новых видов транспорта.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности «Горные машины».

РАЗВИТИЕ техники и технологии открытой угледобычи/ Под ред. Щадова М. И. 1986.— 20 л.— 1 р. 40 к.

Обобщен опыт ведения открытых горных работ в угольной промышленности СССР и изложены перспективы их развития. Освещены направления совершенствования техники и технологии на угольных разрезах. Сформулированы принципы создания новых технологических схем и определены технические решения по всем основным процессам открытой угледобычи (бурению скважин, выемочно-погрузочным работам, карьерному транспорту). Приведены результаты внедрения прогрессивной техники и технологии, базирующихся на применении горно-транспортного оборудования большой единичной мощности. Изложены основы создания карьерного оборудования с силовым объемным гидроприводом и гидродинамической передачей.

Для инженерно-технических работников разрезов, научно-исследовательских и проектно-конструкторских организаций угольной промышленности.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «Книга — почтой» магазина № 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61.

Издательство «Недра»

THE UNIVERSITY OF CHICAGO PRESS

50 EAST LAKE STREET, CHICAGO, ILLINOIS 60607-7090

TEL: (773) 847-7000 FAX: (773) 847-8000

WWW.CHICAGO.PRESS.COM