

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ЧАСТЬ

1

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Об

Часть 1

ТЕХНОЛОГИЯ, МЕХАНИЗАЦИЯ И АВТОМАТИЗАЦИЯ
ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ
НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Днепропетровский
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ
СТУД. БИБЛИОТЕКА
ИЗВ. № 310757

*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»*

Под общей редакцией
проф., докт. техн. наук М. Г. НОВОЖИЛОВА



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
МОСКВА 1971

У
О
У
е
р
н
м
ю
ть
ть
го
их
лет
и-
(и-
м)
не)

ных
ный
ней-
рах
вин-
токе

процессов на карьерах», который служит базой для последующего изучения курса «Технология и комплексная механизация открытых горных работ».

Настоящий учебник представляет труд коллектива авторов — преподавателей Днепропетровского и Свердловского горных институтов.

Предисловие, разделы пятый и шестой написаны проф. М. Г. Новожиловым; проф. В. С. Хохряковым совместно с канд. техн. наук Г. П. Молтусовым, Л. А. Сорокиным, П. Т. Церенчиковым, А. Т. Шелестом — раздел первый, главы IX и X третьего раздела, глава XV и § 4 главы XVII четвертого раздела; проф. Ф. И. Кучерявым — раздел второй (глава VIII и § 3 главы IX второго раздела написаны совместно с канд. техн. наук Ю. Ф. Ходаковским); доц. Г. Д. Пчелкиным — глава XVIII четвертого раздела; доц. В. Г. Селяниным — глава XII, XIII и XVII четвертого раздела; проф. Б. Н. Тартаковским — XIV, XVI четвертого раздела; канд. техн. наук В. С. Эскиным — глава XI третьего раздела и канд. техн. наук Г. К. Акутиным — § 3 главы IX, § 13 главы X, § 6 главы XI третьего раздела, § 7 и § 8 главы XIII четвертого раздела.

Авторы благодарны сотрудникам кафедр открытых горных работ ДГИ и СГИ за сбор и обработку первичных материалов, а также за помощь, оказанную ими при оформлении рукописи.

Авторы приносят благодарность чл.-корр. АН СССР, проф. В. В. Ржевскому и коллективу руководимой им кафедры, а также докт. техн. наук, проф. А. И. Арсентьеву за полезные советы, данные ими при рецензировании рукописи.

Все критические замечания и пожелания по содержанию данной книги авторы примут с благодарностью.

ГЛАВА I

ОБЪЕКТЫ И УСЛОВИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

§ 1. Сущность и назначение горных разработок

Добыча полезных ископаемых из недр земли осуществляется двумя способами — открытым и подземным, а со дна водоемов и морей — подводным. Преобладающим является открытый способ, посредством которого добывается более 75% руд, около 100% природных строительных материалов и нерудных полезных ископаемых.

Открытые разработки осуществляются непосредственно с земной поверхности и включают два вида работ — вскрывные и собственно добычные.

Вскривные работы предназначены для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания условий для его безопасной добычи. Эти работы заключаются в удалении пустых пород, вмещающих полезное ископаемое.

В результате производства вскрывных и добычных работ образуется карьер, под которым понимается комплекс открытых горных выработок. Открытые горные выработки примыкают непосредственно к земной поверхности.

Вскривные и добычные работы производятся на месторождении совместно, но с некоторым опережением вскрывных работ во времени и пространстве. На рис. 1 показаны схемы развития открытой разработки месторождений с пологими и крутыми пластами. Контур открытых разработок непрерывно перемещается, занимая положения, показанные на поперечных сечениях.

Подземные разработки, в отличие от открытых, осуществляются под земной поверхностью и связаны с ней подземными горными выработками — шахтными стволами, квершлагами и т. д. Подземные разработки состоят в основном из двух видов работ — проведения и крепления подготовительных выработок и собственно добычных работ. На рис. 2 показана схема развития подземной разработки месторождений.

Подготовительные выработки предназначены для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания условий для его

безопасной добычи. По выработкам производится транспортирование добытого полезного ископаемого, доставка людей и т. д., а также осуществляется вентиляция подземных горных выработок. Подземные горные выработки при значительной длине (несколько сотен

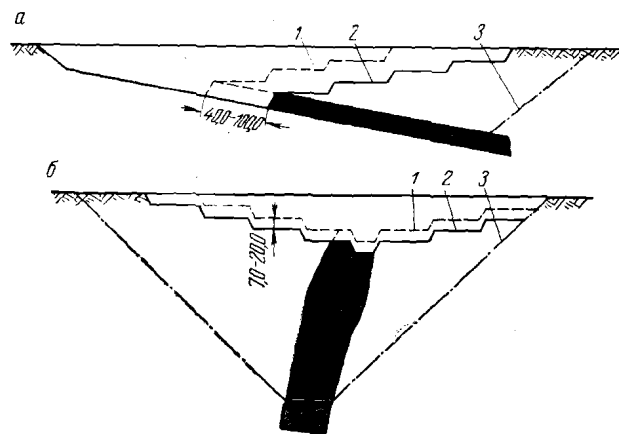


Рис. 1. Схема развития открытой разработки месторождений:

а — пологие пласты; б — крутые пласты; 1 — положение горных работ на начало года; 2 — то же, на конец года; 3 — граница карьера

и даже тысяч метров) имеют незначительные размеры поперечного сечения — высота и ширина их обычно в пределах 2—3 м. Часть подземных выработок (капитальные горные выработки — стволы, квершлаг и др.) проводят до начала добычных работ, а другую

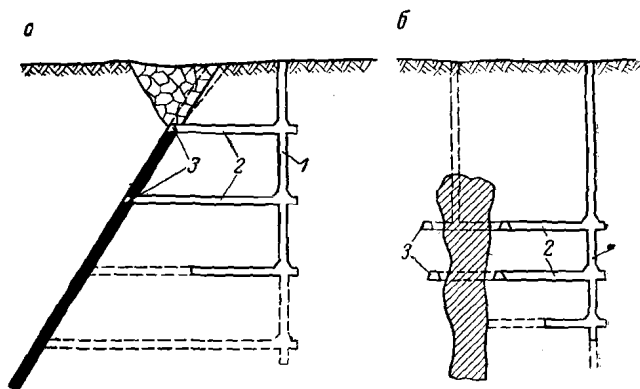


Рис. 2. Схема развития подземной разработки месторождения: а — угольного; б — рудного; 1 — ствол; 2 — квершлаг; 3 — штрек

часть — одновременно с добычными работами, но с некоторым опережением во времени и пространстве.

При подземной разработке (в отличие от открытой) не требуется значительного удаления вмещающих пород, но необходимы крепкие горные выработки, постоянная вентиляция и освещение.

Отличительные признаки открытых горных работ следующие.

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

2. Удаление пустых пород и добыча полезного ископаемого производятся в основном экскаваторным способом, реже — гидромеханизационным, землеройно-транспортными машинами и шнекобуровыми машинами. При экскаваторном способе горная масса, разрыхленная буровзрывными работами, грузится экскаваторами в транспортные средства и вывозится из карьера на поверхность.

При гидромеханизации горная масса размывается струей воды, выбрасываемой из монитора под давлением около 12 ат, и с помощью землесосов транспортируется в смеси с водой по трубам на поверхность.

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

3. Размеры открытых горных выработок по всем направлениям значительны и позволяют применять мощное оборудование с большими параметрами и значительные заряды ВВ.

Горнотранспортное оборудование, применяемое при открытой разработке месторождений, отличается значительными размерами и высокой производительностью. Буровые работы ведутся станками канатно-ударного, вращательного, пневмоударного, шарошечного и огневого бурения. Диаметр скважин 110—300 мм, их глубина 15—30 м, вес заряда ВВ в скважине от 100 до 400—500 кг и более.

Для выемки и погрузки горной массы применяются одноковшовые и многоковшовые экскаваторы. Наиболее распространены одноковшовые экскаваторы на гусеничном ходу с емкостью ковша 4—8 м³ и весом 100—500 т. Широко используются драглаины на шагающем ходу и многоковшовые экскаваторы.

Перевозка горной массы чаще осуществляется железнодорожным транспортом широкой колеи с электрической тягой, в думпкарах грузоподъемностью 60—180 Т, автосамосвалами грузоподъемностью 10—100 Т, а также ленточными конвейерами. При открытой разработке применяют бульдозеры, колесные скреперы, отвальные плуги и другое мощное оборудование.

§ 2. Сравнительные достоинства и недостатки открытых и подземных горных работ и условия их применения

Преимущества открытого способа разработки по сравнению с подземным состоит в следующем:

более высокая безопасность труда и лучшие производственные условия;

Сравнение экономических показателей (по годам)
открытого и подземного способов добычи угля

Таблица 2

| Показатели | 1940 г. | 1950 г. | 1960 г. |
|--|---------|---------|---------|
| Производительность труда рабочего по эксплуатации на угольных разрезах, <i>т/месяц</i> | 65,7 | 93,3 | 239,2 |
| Рост производительности труда, % | 100,0 | 146,6 | 357,0 |
| Сравнительная производительность труда на угольных разрезах, % | 219,7 | 346,4 | 655,0 |
| Сравнительная себестоимость 1 <i>т</i> угля на разрезах, % | 43,0 | 34,6 | 22,4 |

Примечание. За 100% приняты соответственно производительность труда и себестоимость добычи 1 *т* угля на шахтах.

лучшие экономические показатели: производительность труда на карьерах в 4—7 раз выше, а себестоимость 1 *т* угля в 2—4 раза ниже, чем на шахтах (табл. 2);

более высокие темпы роста производительности труда и снижения себестоимости работ;

сроки строительства карьеров меньше сроков строительства шахт равной производственной мощности; удельные капитальные затраты на строительство карьеров в 2—2,5 раза меньше, чем на строительство шахт;

при открытой разработке легче производится раздельная добыча различных сортов руд, вследствие чего меньше потери и разубоживание полезного ископаемого;

при открытой разработке месторождений легче увеличить при необходимости производительность предприятия.

Лучшие экономические показатели при открытой разработке объясняются тем, что в карьерах, благодаря их значительным размерам применяется более мощная и производительная техника.

Недостатки открытого способа разработки:

некоторая зависимость от климатических условий, которая проявляется наиболее сильно в условиях Заполярья и крайнего юга страны;

необходимость больших площадей для размещения отвалов пустых пород (недостаток свободных площадей или их высокая ценность в отдельных случаях ограничивает применение открытой разработки);

необходимость вложения больших капитальных затрат в короткие сроки.

Преимущества открытых горных работ в большинстве случаев преобладают, благодаря чему открытый способ разработки месторождений в настоящее время наиболее эффективен и перспективен.

Условия применения открытой разработки месторождений весьма разнообразны. При современном уровне техники открытым способом можно разрабатывать месторождения полезных ископаемых независимо от формы залежи, при любой крепости вмещающих пород, при объеме породы 10—15 *м*³, приходящемся на 1 *т* добычи.

§ 3. Геологические, климатические и гидрогеологические условия открытых разработок

Типы месторождений, разрабатываемых открытым способом. Открытым способом разрабатываются месторождения полезных ископаемых любой формы в разнообразных природных условиях их залегания. В каждом отдельном случае выбор открытого способа разработки обосновывается возможностью получения более высоких технико-экономических показателей по сравнению с подземным.

Условия залегания месторождений как при открытой, так и при подземной добыче оказывают влияние на выбор технологии и механизации горных работ, а также на общие технико-экономические показатели.

Несмотря на большое разнообразие природных условий залегания месторождений, разрабатываемых открытым способом, все они могут быть разделены на характерные типы по наиболее отличительным морфологическим признакам.

1. По форме месторождения:

пластовые или близкие к ним (пластообразные залежи), вытянутые преимущественно по двум направлениям при относительно небольшой мощности (рис. 3, *а, б, г, д, е, ж*);

развитые более или менее одинаково во всех направлениях; к ним можно отнести массивные залежи, штоки, гнезда и т. п. (рис. 3, *л, м*);

развитые (вытянутые) преимущественно в одном направлении — столбообразные (рис. 3, *к*);

имеющие промежуточные между указанными выше и переходные формы: линзы (рис. 3, *в*), жилы, седловидные залежи, всевозможные складки и перегибы; например, перегибы складок мощных угольных пластов (рис. 3, *и*) и пр.;

весьма сложные по условиям залегания месторождения: рудные — состоящие из большого числа гнезд относительно небольших размеров, угольные — состоящие из сильно тектонически нарушенной свиты пластов различной мощности (рис. 3, *н*).

Соответственно форме залежей устанавливается и форма карьерных полей, причем наибольшее влияние при этом оказывает размер залежи по простиранию. При разработке горизонтальных или близких к ним по условиям залегания пластов и пластообразных залежей с ограниченной площадью, расположенных непосредственно на поверхности или прикрытых наносами незначительной мощности (месторождения огнеупорных глин, фосфоритов, известняков и т. д.),

форма карьера в плане почти совпадает с контурами месторождения (рис. 3, а).

Пластовые или пластообразные месторождения, имеющие значительное площадное распространение, определяют и соответствующую форму карьерного поля, с возможностью развития работ

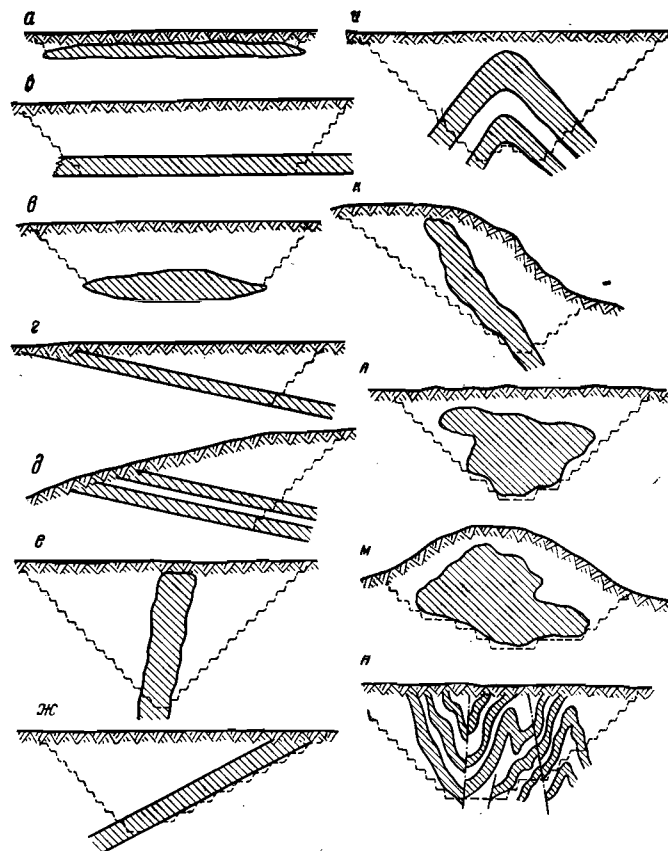


Рис. 3. Основные формы залегания месторождений

по различным направлениям (рис. 3, б). Это марганцевые, бурогольные и другие месторождения осадочного происхождения, часто обрабатываемые несколькими карьерами.

При разработке горизонтальных месторождений большой длины или месторождений, залегающих негоризонтально (рис. 3, г—ж), карьерные поля имеют вытянутую форму с размерами по простиранию в несколько раз больше, чем вкrest простирания. Фронт работ на уступах в таких случаях обычно располагается по простиранию залежи и продвигается параллельно.

При относительно коротких массивных залежах (рис. 3, л, м), а также штокообразных, уходящих на глубину (рис. 3, к), карьер обычно имеет округлую или овальную форму и значительную глубину. Фронт работ может развиваться в разных направлениях.

2. По положению залежи относительно земной поверхности: массив полезного ископаемого расположен на поверхности или покрыт наносами небольшой мощности (рис. 3, а); месторождения глубинного типа, расположенные значительно ниже господствующего уровня поверхности (рис. 3, б—ж, л, н);

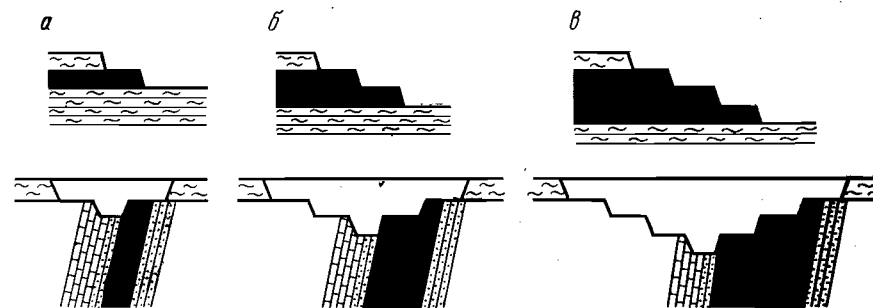


Рис. 4. Деление залежей по мощности: а — малой мощности; б — средней мощности; в — мощные

месторождения нагорного типа, расположенные на возвышенности или склоне горы, т. е. выше господствующего уровня земной поверхности;

месторождения высотно-глубинного типа (смешанные), частично расположенные в горе или горном склоне (рис. 3, к, м).

3. По углу падения залежи. По углу наклона к горизонту залежи полезного ископаемого разделяются на:

горизонтальные или слабонаклонные (пологие) — до $8-10^\circ$ (рис. 23, а—д); при этих условиях не требуется разноса (выемки) пород лежащего бока и возможно размещение вскрышных пород в выработанном пространстве (внутреннее отвалообразование);

наклонные — от $8-10$ до $25-30^\circ$; при таком положении залежи обычно не требуется выемка пород со стороны лежащего бока, но в то же время невозможно размещение пустых пород в выработанном пространстве (рис. 3, ж);

крутые — более $25-30^\circ$, разрабатываемые с разносом всех бортов карьера по мере углубления работ (рис. 3, е, к, н).

4. По мощности залежи (рис. 4):

весьма малой мощности (до 2—3 м), при которой выемка залежи обычными одноковшовыми карьерными экскаваторами неэффективна и поэтому необходимо применять экскаваторы с ковшом емкостью $0,5-2,0 \text{ м}^3$, струги, бульдозеры и другие выемочные средства;

малой мощности (до 10—20 м), при которой выемка полезного ископаемого производится одним уступом, если разделение на два

и большее число уступов не диктуется строением залежи или различием в качестве полезного ископаемого; при наклонном и крутом падении к маломощным относят залежи с горизонтальной мощностью 25—50 м (75 м), тогда вскрытие очередного горизонта возможно только после полной выемки полезного ископаемого на вышележащем горизонте;

средней мощности (20—30 м), при которой залежь отрабатывается двумя уступами или подступами; при наклонном и крутом падении вскрытие очередного горизонта возможно при незаконченной выемке полезного ископаемого на вышележащем уступе по данному профилю при мощности от 50 до 100 м (150 м);

мощные (более 30 м), выемка которых производится тремя и более уступами или подступами; при наклонном и крутом падении выемку залежи необходимо вести одновременно на нескольких уступах при горизонтальной мощности более 100—150 м.

5. По строению залежи:

простые залежи с однородным строением без существенных прослоек и включений; выемка полезного ископаемого может вестись валовым способом;

сложные залежи, содержащие наряду с кондиционными полезными ископаемыми некондиционные сорта, а также прослойки или включения пустых пород с четко выраженными контактами; в этом случае необходима раздельная (селективная) выемка кондиционного и некондиционного полезного ископаемого и пустых пород;

рассредоточенные залежи, имеющие сложное строение, при котором кондиционные и некондиционные сорта полезного ископаемого и пустые породы распределены в массиве без определенной закономерности и четко выраженных контактов; раздельная выемка сортов полезного ископаемого и пустых пород осуществляется на основе тщательной эксплуатационной разведки.

Все эти факторы оказывают решающее влияние на организацию работ, технику, технологию, а также на возможность и целесообразность ведения открытых горных работ.

Климатические условия открытых горных работ. Существенное влияние на технологию открытых горных работ оказывают климатические условия. Почти две трети территории Советского Союза занимают области с суровым климатом — продолжительной зимой и снежными заносами.

Снежные заносы затрудняют работу транспорта, снег способствует примерзанию горной массы к кузовам и является причиной оползней отвалов, особенно в весеннее время.

В Заполярье продолжительность снежного периода достигает 290—300 дней в году; максимальная продолжительность метели достигает семи суток.

В течение зимы в некоторых районах продолжительное время держится температура ниже -50°C . При такой температуре металл становится хрупким, что является причиной частых поломок экскаваторов и буровых станков на карьерах. Сильные ветры, кроме

общего осложнения ведения горных работ, затрудняют передачу электроэнергии и связь. Из-за метелей и снежных заносов ухудшается обзор забоя и затрудняется регулярная подача транспорта к экскаваторам, а опасность поломки оборудования из-за низкой температуры удлинняет цикл экскавации.

При низкой температуре ветер создает наиболее жесткие погодные условия. Увеличение скорости ветра на 0,5 м/сек по физиологическому восприятию эквивалентно понижению температуры на один градус. Это позволяет характеризовать зимнюю погоду одним показателем — жесткостью:

$$Ж = t + 2v, \text{ баллов}, \quad (1,1)$$

где t — абсолютное значение температуры воздуха, $^{\circ}\text{C}$;

v — скорость ветра, м/сек.

Жесткость погоды влияет на технологию горных работ и производительность оборудования. В некоторых районах (например, в Норильске) время со средней жесткостью погоды более 40 баллов за зиму составляет около 13% календарного времени, от 20 до 40 баллов — более 74%; при этом время простоев на карьерах составляет около 40% рабочего времени за зиму.

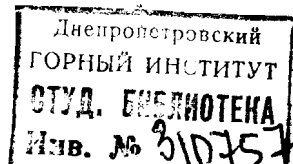
Для карьеров, находящихся в суровых климатических условиях, устанавливается уменьшенное число рабочих дней в году (на некоторых карьерах до 240 дней), с сокращением рабочего дня на открытом воздухе или обогревом через определенный промежуток времени.

К неблагоприятным климатическим условиям относится также туман, вызывающий прекращение работ в карьерах. Наиболее часто он бывает в приморских и высокогорных районах. Технология открытых горных работ особенно осложняется при сочетании указанных выше факторов.

Для сложных по климатическим факторам районов конструкция оборудования и аппаратуры должна быть стойкой при низких температурах; герметичной; устойчивой при сильных ветрах и обледенении; автономной; хорошо видимой в тумане, при метели и полярной ночью; надежной в работе при пониженном давлении и большой влажности.

Гидрогеологические условия оказывают существенное влияние на ведение открытых горных работ. При пересечении карьерным полем водоносных горизонтов часто необходимо сооружать специальные дренажные устройства, а при сильно обводненных и слабых породах и больших притоках воды (до 10 м^3 и более на 1 т добычи), как правило, требуются специальные меры по укреплению бортов горных выработок.

Обводненность карьеров и шахт характеризуется коэффициентом водообильности, определяемым количеством откачанной воды, приходящейся на 1 т добытого полезного ископаемого. Величина $k_{\text{вод}}$ в карьерах изменяется от 0,1 до 10—15 $\text{м}^3/\text{т}$, на ряде шахт он достигает 20—30 $\text{м}^3/\text{т}$.



ВИДЫ И КАЧЕСТВО ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И СВОЙСТВА ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

§ 1. Виды полезных ископаемых

По химическому составу и использованию различают три группы полезных ископаемых:

1. Металлические полезные ископаемые (руды):

руды черных металлов — железо, марганец, хром, титан, ванадий, никель, кобальт, вольфрам, молибден и т. д.;

руды цветных металлов — медь, свинец, цинк, алюминий, олово, никель, ртуть, сурьма и т. д.;

руды благородных металлов — золото, серебро и платина;

руды радиоактивных элементов — уран и торий;

руды редких, легких и рассеянных элементов — цирконий, тантал, ниобий, бериллий, литий, цезий, германий, таллий, скандий, кадмий, гафний и т. д.

2. Неметаллические полезные ископаемые:

строительные материалы — граниты, гнейсы, известняки, глины, песок, гравий, цементное сырье и т. д.;

сырье для металлургической промышленности — известняки, доломит, флюорит, графит, магнезит, огнеупорные глины и каолины, формовочные материалы и т. д.;

индустриальное сырье — асбест, тальк, барит, слюды, полевой шпат и пегматит, пьезоэлектрическое и оптическое сырье, алмазы, корунд и высокоглиноземистые материалы;

сырье для химической промышленности — фосфориты, апатиты, сера и пирит, мышьяк, бор, ископаемые соли, мел и т. д.

3. Группа горючих полезных ископаемых: каменный и бурый уголь, горючие сланцы, торф, нефть и природные газы. Ископаемые горючие являются не только минеральным топливом, но и сырьем для получения различных химических продуктов.

Полезные ископаемые употребляются либо в сыром виде, либо после их переработки, если они по своим качествам неприемлемы для непосредственного использования.

§ 2. Качество полезных ископаемых

Качество полезного ископаемого — это совокупность свойств, определяющих степень пригодности и экономической целесообразности использования полезного ископаемого в народном хозяйстве, а также технологию его добычи и переработки.

Различные виды минерального сырья в зависимости от требований, предъявляемых к ним промышленностью, характеризуются разными показателями качества.

Качество полезного ископаемого определяет следующие основные свойства: химический и минералогический состав, физико-механи-

ческие свойства (удельный, объемный и насыпной вес, кусковатость, крепость, вязкость, пористость, устойчивость, влажность, водопроницаемость и др.), структурные и текстурные особенности строения, технологические свойства, определяемые способностью полезного ископаемого к различным видам обработки, и т. д.

Добыча и использование полезных ископаемых в народном хозяйстве ограничиваются определенными требованиями к их свойствам, которые устанавливаются в форме кондиций, технических условий и государственных стандартов на качество.

Основным показателем кондиций на рудное полезное ископаемое является минимально допустимое промышленное содержание полезных компонентов в добытом сырье, при котором затраты по добыче и переработке сырья не превышают ценности извлекаемых из него полезных компонентов.

Показатели кондиций и стандартов не постоянны, а зависят от уровня техники и технологии добычи и переработки полезных ископаемых, потребности народного хозяйства в данном виде сырья, экономики района. Эти показатели периодически пересматриваются на основе технико-экономических расчетов.

Качество полезного ископаемого, установленное в условиях его естественного залегания, изменяется при его разработке за счет засорения пустой породой или бедными сортами руд (при взрывании, погрузке, транспортировании), а также при складировании, усреднении и переработке. Имеет место также и естественное изменение качества полезного ископаемого в результате воздействия атмосферных и климатических факторов (выветривание, размельчение и окисление углей и колчеданных руд на складах и рабочих площадках).

Разные качественные показатели и характер распределения полезных ископаемых в контурах карьера оказывают влияние на технологию, организацию и экономику горного производства. Технология ведения горных работ и тип механизации отбойки, выемки, перемещения и складирования полезного ископаемого устанавливаются с учетом количества и качества его отдельных сортов, а также горногеологических условий залегания.

Искусственное изменение качества полезного ископаемого, обусловленное технологией его добычи и обработки, в ряде случаев может быть полезным и желательным — когда показатели качества изменяются в заранее намеченном направлении и в соответствии с требованиями производства (усреднение, обогащение и т. д.).

В задачу горняка-технолога по регулированию качества полезного ископаемого обычно входит поддержание равномерности качества товарной продукции (путем снижения разубоживания и потерь, селективной выемки, усреднения).

Качество полезного ископаемого определяют в период геологической разведки и непрерывно в процессе эксплуатации опробованием на всем пути от забоя до потребителя (забой, вагон, склад, ДСФ, вагон МПС). Текущий контроль качества служит для регулирования качества в процессе производства, для правильной оплаты

рабочих, расчетов с потребителями. Определение качества осуществляется системой контроля (ОТК, химическими лабораториями, пробоотборными и рудоиспытательными станциями).

§ 3. Руды и требования к их качеству

Железные руды являются первичным исходным сырьем для производства чугуна, стали и железа; около 1% руд используется в химической промышленности в качестве сырья для красок.

Основные показатели качества железных руд: содержание в руде железа, серы, фосфора, основность и кусковатость руды.

По содержанию железа руды разделяются на богатые и бедные. Богатые не требуют обогащения, бедные подвергаются обогащению. Промышленные типы железных руд содержат от 25 до 70% железа. Обычные пределы содержания железа в магнетитовых рудах 30—60%, титаномагнетитовых 14—45%, гематитовых и маргитовых 54—58%, бурых железняках 25—55%, сидеритовых рудах 30—35%. Обычно для плавки применяют железные руды, прошедшие обработку (обжиг, агломерацию, брикетирование), или дробленые сортированные руды, а также кусковые концентраты и брикеты из мелких фракций концентрата.

Минимальное содержание железа в подготовленных для плавки рудах и концентратах установлено в пределах: гематито-магнетитовых 56—60%, магнетитовых 56—58%, бурых железняках 45—50%, железистых кварцитах 50—64%, сидеритах 33—35%.

При уменьшении содержания железа в кремнеземистых рудах на 1% производительность доменной печи снижается на 4—5%, а расход кокса увеличивается на 2,7%.

Сера и фосфор являются вредными примесями. Содержание серы в рудах для непосредственной плавки должно быть не более 0,2—0,3%, для агломерации — до 3%.

Содержание фосфора в бессемеровских рудах не должно превышать 0,03%, в мартеновских — 0,15%; при томасовском процессе плавки содержание фосфора допускается до 0,8—1,2%.

Допустимая влажность в зависимости от сорта руды составляет 5—35%, размеры кусков 5—150 мм, содержание мелочи не более 10—30%.

Наличие основности в руде (содержание CaO и MgO) характеризуют экономичность плавки. Руды с основной пустой породой (самоплавкой), заменяющие флюс, наиболее экономичны для плавки.

Марганцевые руды используются в черной и цветной металлургии при выплавке различных сортов углеродистой стали, некоторых марок специальной стали, специальных цветных сплавов, а также для ряда других целей.

Основным показателем качества марганцевых руд для металлургических целей является их химический состав.

Наибольшее промышленное значение имеют окисные руды, состоящие из ряда рудных минералов марганца и содержащие 19—40% Mn, 4—5% SiO₂, 0,1—0,3% P, 5—24% CaO.

В металлургических марганцевых рудах содержится значительное количество железа; общее содержание обоих металлов в рудах, не требующих обогащения, должно составлять 40—50%.

Государственных стандартов на марганцевые руды нет. Требования к ним определяются техническими условиями применительно к каждому месторождению.

Требования к физико-механическим свойствам руд определяются технологией процесса плавки. Для доменной плавки желательно иметь руду в прочных кусках размером 40—100 мм, рыхлые руды и концентраты превращают в агломераты.

Медные руды используются в цветной металлургии в качестве сырья для производства чистой меди и ее сплавов. Основные показатели качества медных руд: содержание меди, минералогический состав, крепость, гранулометрический состав (кусковатость) и обогатимость. Промышленные типы медных руд различаются по их вещественному составу; типы руд разделяются на сорта с учетом их качественных отличий, влияющих на технологию переработки. Руды с содержанием меди более 2% называют богатыми; руды среднего качества содержат меди более 1%, бедные — 0,7—1% и весьма бедные — менее 0,7%. Среди промышленных типов медных руд выделяются также полиметаллические руды, в которых присутствуют совместно сульфиды свинца, цинка и меди; медно-никелевые руды содержат наряду с медью никель, что повышает их ценность.

В Советском Союзе первичная медь выплавляется из сульфидных руд. В связи с необходимостью увязывать и планировать работу горного, обогатительного и металлургического производств к качеству руды в отношении содержания меди и других компонентов предъявляются жесткие требования.

Свинцовые и цинковые промышленные руды в природе встречаются обычно совместно и называются полиметаллическими. В их состав входят также серебро, медь, олово, кобальт, кадмий, золото и другие элементы.

Общих требований к качеству свинцово-цинковых и полиметаллических руд, выраженных в виде ГОСТов или технических условий, не существует. Руды каждого месторождения исследуются для установления их химического и минералогического состава и свойств обогатимости.

По признаку отсутствия или наличия окисленных минералов свинца и цинка выделяются руды сульфидные, окисленные и смешанные. По содержанию полезных компонентов выделяют следующие технологические сорта руд: свинцовые, цинковые, свинцово-цинковые, медно-свинцово-цинковые, оловянно-свинцово-цинковые, мышьяково-свинцово-цинковые. По характеру рудного агрегата различают руды плотные и вкрапленные.

Богатыми считают руды с содержанием свинца более 4% или с суммарным содержанием свинца и цинка от 4 до 7%; бедными — с содержанием свинца 1,2—2% или суммарным содержанием свинца и цинка не ниже 4%.

Содержание свинца и цинка в полиметаллических рудах должно быть не ниже 3% при отношении свинца к цинку от 1 : 1,5 до 1 : 2; они содержат важнейшие минералы: галенит и сфалерит, а также халькопирит, пирит и др.

В полиметаллических рудах, кроме свинца и цинка, промышленными компонентами могут быть медь и олово. Попутными компонентами свинцово-цинковых руд являются серебро, золото, кадмий, германий, таллий, индий и т. д.

Алюминиевые руды. Основным видом алюминиевого сырья, используемого промышленностью, являются бокситы; меньшее значение имеют нефелиновые и алунитовые руды. Боксит служит исходным сырьем для получения глинозема, из которого электрометаллургическим путем извлекается алюминий.

Основные показатели качества алюминиевых руд: содержание Al_2O_3 , которое должно быть в бокситах не менее 28%; ограниченное содержание вредных примесей (кремнезема, кальцита, доломита, сидерита, пирита и др.); влажность руды; кусковатость (не более 500 мм). Регламентируется также содержание серы, углекислоты, окиси кальция и фосфора. Бокситы, используемые в производстве огнеупоров, должны содержать не менее 46% Al_2O_3 для обеспечения высокой температуры плавления.

§ 4. Каменный уголь, нерудные ископаемые, строительные материалы и требования к их качеству

Ископаемые угли. Угли используются в качестве энергетического топлива (около 70%), технологического и химического сырья (в производстве кокса, полукокса, газа и синтетических продуктов).

Требования промышленности к качеству углей определяются их химическим составом и технологическими свойствами соответственно области использования.

Основными показателями, характеризующими качество углей, являются: элементарный состав угля (содержание углерода, кислорода и азота), зольность, влажность, выход летучих веществ при нагревании (без горения), содержание серы, теплотворная способность, спекаемость угля, выход продуктов полукочкования, удельный вес и плавкость золы.

Качество углей определяется их промышленной классификацией и потребительскими стандартами. В основу деления углей на технологические марки и группы положены: для каменных углей — выход летучих веществ и спекаемость; для антрацитов и полуантрацитов — выход летучих веществ и теплотворная способность; для бурых углей — содержание влаги.

Марка угля устанавливается для каждого угольного пласта, при значительной изменчивости угля — для отдельных его участков.

Единая классификация углей для всех угольных бассейнов СССР не разработана. Угли одноименных марок разных бассейнов различаются по своим физико-химическим свойствам. На марки

углей установлены стандарты. Существует также классификация углей по величине кусков. Уголь, добываемый открытым способом, не должен содержать куски размером более 300 мм.

Для углей, используемых в качестве топлива, устанавливаются в потребительских стандартах следующие показатели качества: зольность, содержание влаги, минеральных примесей, серы, мелочи после грохочения, размер кусков в отдельных классах, термическая стойкость (температура плавления), выход летучих, механическая прочность.

Степень обогатимости углей в значительной мере определяется их зольностью — характером минеральных включений и возможностью их отделения от угольного вещества. Получение прочных, влагоустойчивых и хорошо сгорающих брикетов определяется конкретными показателями качества почти каждого вида угля.

Горючие сланцы. Это битуминозные породы на глинистой, мергелистой или известняковой основе, используемые в основном в качестве сырья для химической промышленности и топлива; применяются и как строительный материал. Сланцевая зола используется в производстве цемента, кирпича, искусственного камня.

Нерудное сырье для металлургической промышленности.

1. Магнезит ($MgCO_3$) применяется в основном для получения огнеупорных материалов, металлического магния и магнезиальных цементов. В настоящее время нет технических условий на сырой магнезит. Оценка его качества производится через качество товарной продукции, на которую имеются технические условия. Ориентировочные требования к сырой магнезитовой руде зависят от влияния разнообразных примесей (кварца, гематита, доломита, кальцита и т. д.) и характеризуются химическим и минералогическим составом и кусковатостью.

Для магнезита, идущего на изготовление металлургического магнезитового порошка, содержание MgO должно быть не менее 40%; CaO — не более 2,8%; SiO_2 — не более 2,3%; для магнезита, идущего на производство магнезитового кирпича, соответственно 43; 1,5 и 0%; для магнезита, используемого для производства магния, соответственно 44; 2,5 и 2%.

2. Доломит используется в производстве огнеупоров, термоизоляционных и абразивных материалов, в черной металлургии в качестве флюсов, в строительстве, в стекольной и химической промышленности и т. д. Основные показатели качества доломита — температура плавления и шлакоустойчивость.

Единые требования к исходному сырью металлургического доломита следующие: содержание MgO должно быть не менее 17—19%; SiO_2 — не более 3,5—6%, $Al_2O_3 + Fe_2O_3 + MnO$ — не более 4—5%, размеры кусков для обжига должны быть 30—250 мм, для порогов мартеновских печей 5—30 мм, для заправки печей 2—30 мм.

Временные технические условия на сырой доломит, как на сырье для извлечения магния, включают следующие требования: содержание

MgO должно быть не менее 19,5%; $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{MnO}_4$ — не более 2,5%; $\text{Na}_2\text{O}_3 + \text{K}_2\text{O}$ — не более 0,2%; крупность кусков 20—300 мм.

К доломитам, как флюсующим материалам, предъявляются следующие требования: содержание MgO должно быть в пределах 17—19%; SiO_2 — не более 6%; $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{MnO}$ — не более 5%; щелочи (размером менее 25 мм) — не более 8%; серы и фосфора — ограничено; временное сопротивление сжатию — не ниже 300 кг/см².

Специальных условий на доломиты, используемые в качестве огнеупорных изделий в цветной металлургии и производстве портландцемента и извести, нет.

3. Известняки в виде кусков употребляются в качестве основного флюса в черной металлургии, а также в качестве флюса или технологического сырья при плавке руд цветных металлов. Применение тех или иных известняков по их химическому составу и физико-механическим свойствам определяется технологией процесса и требованиями к качеству получаемого продукта.

Металлургический известняк должен содержать максимальное количество CaCO_3 , минимальное — инертных и вредных веществ, обладать достаточной прочностью на сжатие и истирание, так как он в доменных печах подвергается большому давлению вышележащей массы шихты при высокой температуре. Для обеспечения наилучших условий протекания процесса шлакообразования размер кусков должен составлять 15—200 мм.

Механически более прочные известняки дают меньше отходов и мелочи при добыче, погрузке и разгрузке, транспортировании, дроблении и сортировке.

4. Огнеупорные глины и каолины. Основными свойствами глин, определяющими их пригодность для производства огнеупоров, являются химический, минералогический и гранулометрический составы, а основным требованием, предъявляемым к огнеупорным тугоплавким глинам, является их температура плавления, которая не должна быть ниже 1580° С.

Основное качество глин — их огнеупорность, определяемая температурой плавления, зависит от минералогического состава (содержания глинозема, кремнезема, железа, титана, извести, щелочи и пр.).

Основная масса добываемых огнеупорных глин и каолинов используется в производстве огнеупорных изделий для футеровки печных установок в черной металлургии.

5. Кварциты и кварцевые песчаники применяются в производстве огнеупоров для получения динаса, обладающего свойством выдерживать температуру нагрева до 1650° С и используемого для футеровки печей различного назначения.

Общесоюзных стандартов и технических требований на сырье для производства динасовых огнеупоров нет. Технические требования устанавливаются для каждого месторождения в отдельности.

Содержание SiO_2 в исходном кварцевом сырье должно быть не менее 97—98%, при использовании кварцитов и песчаников в ка-

честве флюсов — не менее 90—95%. Вредной примесью является глинозем.

Строительные материалы. Естественные каменные материалы могут применяться в виде изделий, имеющих правильную геометрическую форму и общее название штучного камня (стенные, облицовочные и бортовые камни, брусчатка, плитка и др.), а также неправильную форму в виде кусков природного образования.

Изверженные и метаморфические породы применяются для конструктивных частей зданий, монументальных сооружений, декоративной облицовки, внутренних отделок, памятников, дорожных покрытий и тротуаров, для получения бута и щебня.

Из осадочных пород наибольшее распространение в строительстве имеют известняки: в виде бутового камня, плит и фасонных деталей, щебня и заполнителя бетонов.

Основными показателями качества известняков, в зависимости от которых они находят применение в народном хозяйстве, являются: химический и минералогический состав; структура и текстура; физико-механические свойства (прочность и твердость, водонасыщаемость и пористость, морозостойкость, объемный вес, размягчаемость); технологические свойства (флюсуемость, обрабатываемость, кусковатость, вяжущие свойства, трещиноватость).

Пригодность известняка как строительного камня определяется такими его показателями, как предел прочности на сжатие, водопоглощение, морозостойкость, трещиноватость и т. д. В зависимости от назначения и использования известняков предъявляются соответствующие технические требования. Из известняков получают также различные вяжущие материалы, основными из которых являются строительные извести и портландцементы.

Оценка качества известняков для изготовления извести производится по содержанию глинистых веществ и MgO, наличию включений, кусковатости и прочности породы, структуре и текстуре.

Карбонатным сырьем для производства портландцемента служат известняки, мел, мергель, мрамор и т. д., а также глинистые материалы. Утвержденных стандартов и технических условий на цементное сырье в настоящее время нет. Показатели к известнякам устанавливаются исходя из практических требований. Для качества известняка, как сырья для цемента, важное значение имеют показатели прочности и размалывания. Известняк используется и во многих других отраслях промышленности.

В производстве строительной извести наиболее важным видом сырья является доломит, к качеству которого также предъявляется ряд требований. К доломитам, используемым в качестве строительного камня, предъявляются те же требования, что и к известнякам. Доломиты в некоторых случаях обладают более высокими по сравнению с известняками свойствами строительных материалов.

Кварциты и песчаники. Требования к качеству кварцитов и песчаников определяются областью их использования, которая, в свою очередь, зависит от физико-химических особенностей основного

компонента — кварца. Кварциты отличаются высокой прочностью и огнеупорностью. Песчаники отличаются меньшей плотностью и прочностью и представляют собой продукты разрушения магматических кварцесодержащих пород, подвергшихся уплотнению и цементации.

Кварциты используются в виде штучного камня для ответственных конструкций (подферменных камней для мостов; наружной облицовки, фундаментов повышенной стойкости и т. д.).

Пески и гравий. Наибольшее значение в промышленности имеют кварцевые пески. Природные пески отличаются разнообразным гранулометрическим составом, причем пески с однородным составом зерен встречаются редко. Качество песков определяется гранулометрическим, химическим и минералогическим составом, водопроницаемостью, формой и характером поверхности зерен, огнеупорностью и др.

Около 80% всего количества добываемого песка используется в промышленном, гражданском и дорожном строительстве. Требования к качеству песков массового назначения отличаются меньшей жесткостью в отношении чистоты и химического свойства по сравнению с песками узкого специального назначения (для производства стекла, в керамической промышленности и др.).

Глины составляют 75% от массы всех осадочных образований. Они образуют с водой пластичное тесто. После обжига глины приобретают твердость камня. Показатели качества глин: химический, минералогический и гранулометрический состав (определяющий пластичные и связывающие свойства глин), физико-механические свойства, огнеупорность, адсорбционные свойства и т. д. Химический и минералогический состав глин отличается большим количественным и качественным непостоянством и сложностью. Требования к качеству глинистого сырья определяются его назначением.

§ 5. Свойства вскрышных пород

Разработка вскрышных пород в условиях каждого конкретного карьера является вынужденной и поэтому ее стремятся выполнить в минимально возможном объеме и с минимальными затратами средств, без предъявления к породам каких-либо требований по качеству. Однако некоторые породы, например глины, пески, известняки, мел и другие, часто соответствуют по качеству одноименным видам полезных ископаемых. В таких случаях стремятся разрабатывать месторождение комплексно, с попутной добычей всех или части полезных ископаемых, в зависимости от их потребности и спроса на них. При отсутствии потребителей стремятся, по возможности без дополнительных затрат, складировать полезные виды вскрышных пород в независимые отвалы с целью их использования в будущем. Крепкие вскрышные породы, а также пески и гравий из вскрышных пород очень часто используют для нужд самих предприятий в качестве строительных и дорожных материалов.

Физико-механические свойства горных пород определяют выбор и способы их выемки. Все горные породы как вскрышные, так и полезные ископаемые по трудности их разработки делятся на четыре группы.

I. Рыхлые и мягкие, легко отделяемые от целика механическим или гидравлическим способом без предварительного дробления (растительная земля, торф, мягкие суглинки, пески, супеси, гравий и др.).

II. Среднеплотные и плотные, довольно трудно отделяемые от целика при механическом способе выемки; при гидравлической разработке необходимо предварительное рыхление (тяжелые глины, суглинки, лёсс и др.).

III. Полускальные, отделяемые от целика механическим способом с большим трудом; для облегчения их выемки обычно применяют предварительное рыхление (глинистые сланцы, мел, мергель, гипс, каменная соль, мерзлые породы первых двух групп, каменный уголь и др.).

IV. Скальные породы. К этой группе относятся все твердые осадочные, изверженные и метаморфические породы, не поддающиеся отделению от массива без предварительного рыхления.

К группе I относятся все породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протодяконова до 0,6—0,8; к II — от 0,8 до 1,5; к III — от 1,5 до 4; к IV — все породы крепостью от 5 и выше¹. Наиболее распространены горные породы IV группы, а вместе с III группой они составляют большинство горных пород.

Одним из важных свойств разрабатываемых горных пород является увеличение их объема при переходе из массива в разрыхленное состояние. Это увеличение объема характеризуется *коэффициентом разрыхления*. Значения коэффициентов разрыхления для разных пород весьма различны и зависят от их структуры, объемного веса, способа разрушения, фракционного состава разрушенной породы, времени пребывания в разрыхленном состоянии (ввиду способности разрыхленной породы давать усадку) и других факторов.

Крайние значения коэффициента разрыхления: первоначальный: для песка — 1,05—1,1, для скальных крупнокусковых пород (при количестве кусков размером 1,5—1,7 м — до 40%) — 1,6—1,8; остаточный соответственно 1,01—1,05 и 1,4—1,6.

Другим важным техническим свойством пород является показатель кратковременной и долгосрочной устойчивости породных уступов, характеризующийся углами откоса уступов в рабочем и нерабочем состоянии.

¹ По всей книге коэффициент крепости f указан по шкале проф. М. М. Протодяконова.

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

§ 1. Элементы карьера и основные горнотехнические понятия

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

Месторождение или его часть, отводимая для разработки карьером, называется *карьерным полем* или *полем разреза*. Площадь карьерного поля обычно составляет от 0,5 тыс. до 3—4 тыс. га.

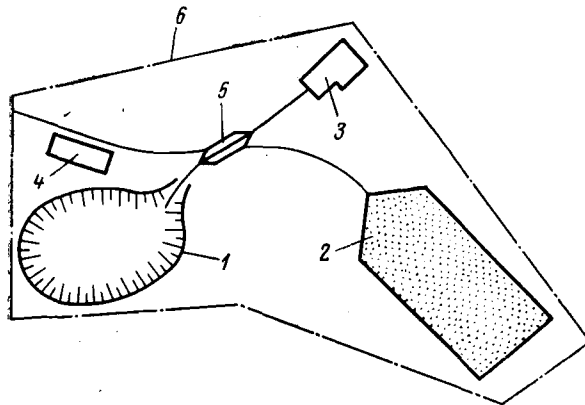


Рис. 5. Схема расположения основных объектов карьера: 1 — карьерное поле; 2 — отвалы; 3 — обогатительная фабрика; 4 — промплощадка; 5 — карьерная станция; 6 — граница земельного отвода

Участок земной поверхности, занимаемый горным предприятием, называется *земельным отводом*. На рис. 5 показана схема расположения основных объектов карьера. Площадь земельного отвода обычно во много раз превышает площадь карьерного поля и на крупных карьерах достигает нескольких тысяч гектаров.

Месторождение при открытой разработке делят на горизонтальные или наклонные слои, которые обрабатываются с опережением верхними слоями нижних. Поэтому *борта карьера*, т. е. его боковые поверхности, имеют ступенчатую или уступную форму. На рис. 6 показаны элементы карьера при отработке крутых и пологих пластов.

Часть толщи горных пород в карьере, имеющая рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемая самостоятельными средствами выемки, погрузки и транспорта, называется *уступом*. Часть уступа по его высоте, обрабатываемая самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемая транспортом, общим для всего уступа, называется *подуступом*.

Различают рабочие и нерабочие уступы. На рабочих уступах производится выемка пустых пород или добыча полезного ископаемого. На рис. 7 показаны элементы уступа.

Уступ имеет нижнюю и верхнюю площадки, откос и бровки. *Откосом уступа* (*a*) называется наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны выработанного пространства. Угол наклона откоса уступа (α) к горизонтальной плоскости называется *углом откоса уступа*. Линии пересечения откоса уступа с его верхней и нижней площадками называются соответственно *верхней* (*e*) и *нижней* (*d*) *бровками*.

Высота уступа обычно ограничивается по условиям безопасной работы и зависит от размеров экскаваторов и физико-механических свойств пород. На большинстве карьеров высота уступа составляет 10—15 м, достигая иногда 20—40 м. Угол откоса рабочих уступов обычно составляет 65—80°. Угол откоса нерабочих уступов должен обеспечить долговременную устойчивость уступа и обычно составляет 45—60°.

Горизонтальные поверхности рабочего уступа, ограничивающие его по высоте, называют *нижней* (*b*) и *верхней* (*a*) *площадками* (см. рис. 7). Если на площадке располагается оборудование, предназначенное для разработки (буровые станки, экскаваторы, транспортные средства и т. д.), то она называется *рабочей площадкой*. Ширина рабочих площадок обычно составляет 40—70 м. Если площадка остается свободной, то ее называют *нерабочей*.

Уступ обычно разрабатывается последовательными параллельными полосами — *заходками*, шириной 10—20 м и иногда более. Торец заходки (*e*) называется *забоем*.

Непосредственно в забое осуществляется выемка породы или полезного ископаемого, в результате чего происходит перемещение забоя и обрабатывается заходка.

Часть заходки, по ее длине, имеющая самостоятельный забой и разрабатываемая самостоятельными средствами отбойками и выемки, называется *блоком*.

Разделение заходки на блоки делает возможным отработку уступа несколькими забоями и установку на одном уступе нескольких экскаваторов (обычно не более 2—3).

Часть заходки по ее длине, подготовленная для разработки, называется *фронтом работ уступа*. Подготовка фронта работ заключается в основном в подводе транспортных путей и линий электропередач. Обычно в одновременной работе находятся несколько уступов. Боковые поверхности, ограничивающие карьер и его выработанное пространство, называют *бортами карьера*. Если на борту карьера ведутся горные работы, то он называется *рабочим бортом*. В результате горных работ рабочий борт карьера перемещается, приближаясь к промежуточным или к конечным контурам (границам) карьера.

Борт карьера или его отдельные участки (см. рис. 6), контуры которых совпадают с конечными контурами карьера, называются *нерабочими*. На нерабочем борту карьера горные работы не производятся, но могут располагаться транспортные съезды.

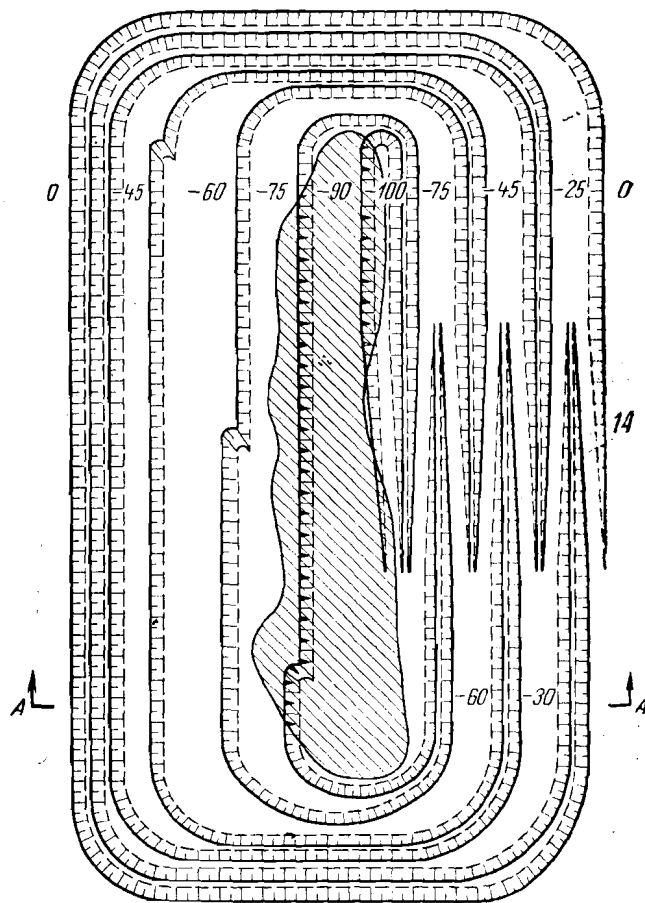
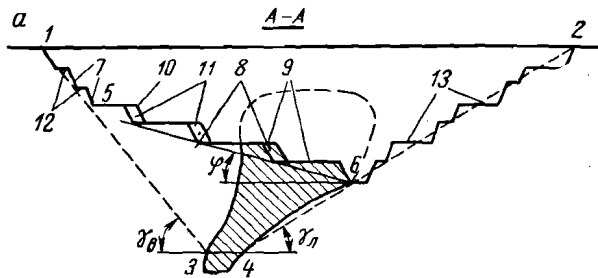


Рис. 6. Элементы карьера при отработке
 1—2 — верхний контур карьера; 3—4 — нижний контур карьера
 7 — нерабочие уступы; 8 — рабочие уступы; 9 — верхняя и нижняя площадки; 13 — транспортные площадки; 14 — траншея; φ — карьера по лекачему

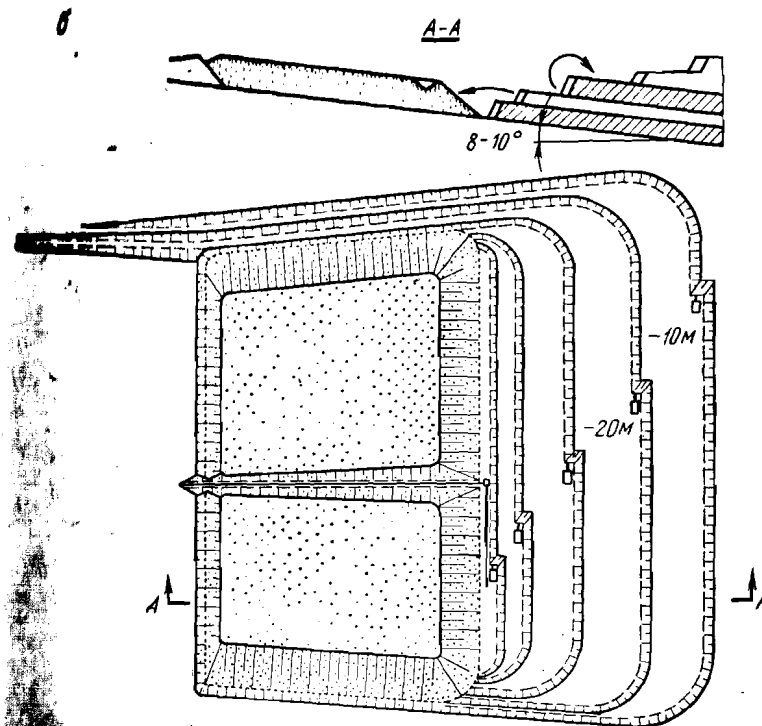
Уступы, составляющие нерабочий борт карьера, называются *нерабочими*. Они разделяются площадками: транспортными, предохранительными, а также площадками очистки.

Транспортные площадки служат для расположения транспортных путей, по которым осуществляется грузотранспортная связь между рабочими площадками в карьере и поверхностью. Ширина транспортных площадок составляет 10—15 м.

Предохранительные площадки предназначены для повышения устойчивости борта и для задерживания кусков породы, обрушающихся при выветривании уступов. Их ширина составляет 3—5 м.

Площадки очистки — это расширенные (до 7—10 м) предохранительные площадки, которые оставляют через 3—4 уступа и на которых бульдозерами, небольшими экскаваторами, погрузчиками и автосамосвалами производится периодическая очистка борта от осypающей породы.

По мере отработки уступов рабочий борт становится нерабочим, а рабочие площадки становятся предохранительными или площадками очистки.



(а) и пологих (б) пластов:
 1—5 — рабочий борт карьера; 1—5 и 2—6 — нерабочие борта карьера;
 7 — рабочие уступы; 10 — откос уступа; 11 — заходки; 12 — предохранительные площадки борта; γ_д и γ_в — соответственно углы откоса нерабочего борта и пологих пластов

Угол между линией, соединяющей бровку верхнего уступа с бровкой нижнего уступа, и горизонталью называется *углом откоса рабочего или нерабочего борта карьера*.

Угол откоса рабочего борта обычно составляет 7—15°, нерабочего 35—45°.

Форма карьера (в плане) бывает обычно близкой к овальной, длина карьеров от 0,5—1,0 до 3—5 км и иногда больше, ширина — до 2—4 км.

Глубина современных карьеров — от нескольких десятков метров до 300—400 м. В проектах и перспективных технико-экономических расчетах конечная глубина карьеров достигает 700—900 м.

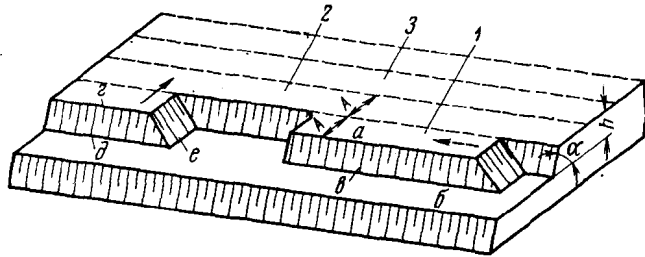


Рис. 7. Элементы уступа (сплошной стрелкой показано направление перемещения фронта работ; пунктирной — направление подвигания авбоя); 1, 2, 3 — заходки

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

При равнинном рельефе поверхности объем карьера приблизительно определяется по формуле

$$V = S_d H_k + \frac{1}{2} p H_k^2 \operatorname{ctg} \gamma_{cp} + \frac{\pi}{3} H_k^3 \operatorname{ctg} \gamma_{cp}, \quad (\text{II}, 1)$$

где S_d — площадь дна карьера, м;

H_k — глубина карьера, м;

p — периметр дна, м;

γ_{cp} — усредненный угол откоса бортов, град.

Пространство, образующееся после извлечения полезного ископаемого в результате очистных работ, называется *выработанным пространством* (см. рис. 6, б).

Насыпь пустых пород, удаляемых при разработке месторождения, называется *породным отвалом*.

Отвалы могут располагаться в выработанном пространстве или чаще на поверхности вне контура карьера. В первом случае их называют *внутренними* (см. рис. 6, б), во втором — *внешними*.

§ 2. Схемы и средства механизации открытых горных работ

Механизация на открытых разработках является основным средством ведения горных работ. Без современной механизации невозможна добыча полезных ископаемых открытым способом в больших масштабах.

Степень и вид механизации определяют не только экономические результаты открытого способа разработки, но и глубину и другие параметры карьера, его производственную мощность, способ вскрытия и систему разработки. По мере совершенствования механизации облегчается труд рабочих, повышается его производительность, снижаются затраты на добычу 1 т полезного ископаемого и вследствие этого повышается экономичность открытого способа добычи.

Совершенствование механизации происходит по принципу от простого к сложному, от механизации отдельных операций к механизации всего технологического процесса. Сочетание механизмов и машин, осуществляющих механизацию производственного процесса от начала и до конца, представляет собой схему механизации. В настоящее время на открытых горных работах осуществляется *комплексная механизация*, т. е. полная механизация не только основных операций, но и вспомогательных работ. Основная черта комплексной механизации заключается в том, что количество, мощность и рабочие размеры машин в смежных операциях технологического процесса находятся в рациональных сочетаниях.

Взаимосвязь, рациональное сочетание между смежными машинами в технологической схеме комплексной механизации устанавливаются по размерам машин, их мощности, а также по стоимостным и экономическим характеристикам. Схемы комплексной механизации определяются: способом ведения горных работ; крепостью пород; масштабом горных работ; условиями залегания месторождения.

Основные способы ведения горных работ: экскаваторный, гидравлический, землеройно-транспортный, шнекобуровыми машинами.

Крепость пород определяет способ производства горных работ и, следовательно, вид механизации. Так, в крепких породах необходимо применение буровзрывного рыхления, в рыхлых возможно использование мощных и экономичных машин поточного действия — роторных экскаваторов и конвейерного транспорта и т. д.

Масштаб работ определяет прежде всего мощность и размеры используемого оборудования. Так, на карьерах значительной мощности с рыхлыми породами для вскрышных работ целесообразно использовать мощные драглайны или отвалообразователи, а на небольших карьерах более экономично применять землеройно-транспортные машины и колесные скреперы.

Условия залегания и прежде всего угол падения, мощность и глубина залегания пласта определяют возможность расположения внутренних отвалов и тем самым выбор схемы механизации.

Исходя из этих условий, а также учитывая и другие факторы, разрабатываются схемы комплексной механизации. Схемы комплексной механизации создаются на основе следующих основных принципов механизации открытых горных работ, сформулированных автором Н. В. Мельниковым.

Принцип поточного производства. Основанные на этом принципе технологические схемы обеспечивают непрерывность перемещения горной массы от забоя до приемного пункта на поверхности.

При этом достигаются наиболее полная механизация всех операций, наибольшее использование всех механизмов во времени, лучшие экономические показатели и возможность полной автоматизации. Этот принцип используется при экскаваторном и гидравлическом способе выемки рыхлых пород. При экскаваторном способе основными механизмами являются многочерпаковые экскаваторы, транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи и ленточные конвейеры.

2. Принцип совмещения операций. В этом случае все операции по выемке, транспортированию и укладке породы в отвал осуществляются одной машиной — экскаватором, скрепером или бульдозером. Этот принцип используется при бестранспортных системах разработки, когда вскрышные работы выполняются одним экскаватором, благодаря чему достигаются высокие экономические показатели.

3. Принцип независимости операций. В технологических схемах, основанных на этом принципе, каждая операция технологического процесса выполняется самостоятельной машиной, например погрузка — экскаватором, транспортирование — в думпкарах, отвалообразование — отвальным экскаватором. Технологическая схема состоит из отдельных звеньев, каждое из которых связано со смежными звеньями. Производительная и экономичная работа при этом принципе обеспечивается, если предотвращаются простои машин смежных звеньев по взаимным причинам. Принцип независимости процессов наиболее универсален и распространен и применяется при механизации горных работ, в основном в крепких скальных породах.

Наиболее распространенными являются технологические схемы механизации открытых разработок, основанные на экскаваторном и гидравлическом способах ведения горных работ.

Технологические схемы экскаваторного способа состоят из следующих звеньев механизации отдельных последовательных операций: отбойка и рыхление, погрузка, транспортирование и отвалообразование.

Отбойка заключается в отделении породы (или полезного ископаемого) от массива с одновременным ее рыхлением. Мягкие породы отбиваются непосредственно органами рабочих машин (ковшом экскаватора и т. п.). Отбойка и рыхление скальных пород осуществляются буровзрывными работами.

Применение буровзрывных работ на карьерах должно обеспечить: получение необходимого количества взорванной породы или угля (руды в кусках, не превышающих определенного размера), запас взорванной горной массы, необходимый для бесперебойной работы экскаваторов, и установленный по высоте и ширине навал взорванной массы.

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

Для размещения зарядов ВВ в массиве взрывающей породы или угля пробуриваются скважины диаметром от 110 до 300 мм и глубиной 12—20 м.

Бурение скважин осуществляется станками ударно-канатного, вращательного, шарошечного, пневмоударного и огневого бурения. Скорость бурения скважин составляет от 3—4 до 50—60 м/смену.

В качестве ВВ используют аммониты, игданиты, зерногранулиты и т. д. Вес заряда ВВ в скважине составляет от 30—50 до 500—600 кг и более. Удельный расход ВВ составляет от 0,1 до 0,7 кг на 1 м³ горной породы.

Погрузка или *экскавация* заключается в перемещении разрыхленных пород или полезного ископаемого из забоя в кузова транспортных средств, обычно экскаваторами. При выемке мягких и сыпучих пород, не требующих предварительного рыхления, отбойка и погрузка совмещаются в одном процессе.

На карьерах применяются одноковшовые экскаваторы — механические лопаты и драглайны с емкостью ковша от 1—2 до 35—100 м³, а также многоковшовые экскаваторы — роторные и цепные. Наиболее распространены механические лопаты с емкостью ковша 4—8 м³, производительность которых составляет 1—2 млн. м³ в год. Эти экскаваторы используют для погрузки горной массы в железнодорожные вагоны и автосамосвалы. Вес их составляет 120—360 т, а мощность двигателей 250—700 квт, ход — гусеничный. Шагающие драглайны имеют длину стрелы от 60 до 150 м и обычно используются для перевалки пустых пород во внутренние отвалы и для проходки траншей.

Роторные экскаваторы применяются для экскавации рыхлых пород. Они отличаются большим весом (до 4—6 тыс. т) и высокой производительностью (до 10 тыс. м³ в 1 ч).

Транспортирование породы и полезного ископаемого производится железнодорожным, автомобильным и конвейерным транспортом. Реже применяются скиповые подъемники, гидравлический транспорт, подвесные канатные дороги. Выгрузка полезного ископаемого осуществляется в приемные бункера обогатительных или брикетных фабрик, на склады или на станции железных дорог для отправки потребителям и т. д.

При железнодорожном транспорте используются саморазгружающиеся вагоны-думпкары грузоподъемностью 80—180 т, а в качестве локомотивов — электровозы и тепловозы, реже паровозы. Ширина колеи — нормальная, т. е. 1524 мм, максимальный допустимый уклон путей 40%, радиус поворота путей 180—200 м, минимальный — 100 м.

Укладка новых железнодорожных путей и переукладка уступных и отвальных путей производятся звеньями с помощью железнодорожных кранов или путеperedвигателей.

Автомобильный транспорт в карьерах по сравнению с железнодорожным имеет следующие преимущества: большую маневренность, способность преодолевать значительные подъемы (до 150‰) и

возможность вести работу на меньших радиусах (12—50 м). Основными видами автотранспорта являются автосамосвалы и тягачи с полуприцепами и прицепами. Отечественными заводами выпускаются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью 7, 12, 27 и 40 Т.

Для успешного применения автомобильного транспорта необходимы хорошие дороги. На уступах в карьере применяются простейшие грунтовые дороги, улучшенные и щебеночные и только при слабых грунтах — из сборного железобетона. Постоянные автодороги при большом грузообороте — бетонные. Скорость движения автосамосвалов составляет: на уступных проездах — в среднем около 10 км/ч, на главных дорогах — 18—25 км/ч.

На карьере применяются ленточные конвейеры производительностью от 300 до 1000 м³/ч, а в отдельных случаях до 10 000 м³/ч. Ширина конвейерной ленты от 900 до 2000 мм, скорость ее движения от 2 до 5 м³/сек.

Конвейерные ленты загружаются через воронки — бункера с питателями, предохраняющими ленту от ударов при загрузке.

Преимущества конвейерного транспорта: непрерывность транспорта, возможность перемещения материала под углом до 18°.

Размещение пустых пород в отвалах называется *отвалообразованием*. Оно осуществляется с помощью отвальных экскаваторов, отвальных плугов, бульдозеров и другого оборудования.

Перемещение породы во внутренние отвалы при горизонтальном и пологом залегании пласта может осуществляться непосредственно вскрышным экскаватором с удлиненным рабочим оборудованием. В этом случае транспортирование и отвалообразование как самостоятельные процессы отсутствуют.

Кроме основных производственных процессов на карьере выполняются *вспомогательные* работы: зачистка вскрытого полезного ископаемого, разделка тушиков и т. д.

Полезное ископаемое, отгружаемое из карьера потребителям, должно по своим качественным показателям соответствовать установленным для него требованиям. Уголь или руда, добываемые в забоях, не всегда отвечают этим требованиям, поэтому необходимо их обогащение, а в некоторых случаях сортировка или усреднение.

Все перечисленные выше производственные процессы находятся во взаимосвязи и в совокупности составляют *единую технологическую схему производства открытых горных работ*. Значение отдельных производственных процессов изменяется в зависимости от горнотехнических условий месторождения.

В практике открытых работ наибольшее распространение получили следующие технологические схемы экскаваторного способа:

1. Одноковшовый экскаватор — железнодорожный транспорт — плужный или экскаваторный отвал.
2. Одноковшовый экскаватор — автомобильный транспорт — бульдозерный отвал.
3. Одноковшовый экскаватор — бункер-питатель — конвейерный транспорт — конвейерный отвал.

4. Одноковшовый экскаватор — бункер-смеситель — гидротранспорт — гидроствал.

5. Многоковшовый экскаватор — железнодорожный транспорт — абетцерный отвал.

6. Роторный экскаватор — консольный отвалообразователь.

7. Одноковшовый экскаватор — автотранспорт, железнодорожный транспорт — плужный или экскаваторный отвал.

8. Одноковшовый экскаватор — автотранспорт — дробилка — конвейерный подъем.

Основные технологические схемы гидравлического способа.

1. Гидромонитор — землесос — гидротранспорт — освещение воды — водопровод.

2. Земснаряд — гидротранспорт — гидроствал — освещение воды — водопровод.

§ 3. Общие сведения о вскрытии и системах открытой разработки

Вскрытие месторождения — проведение выработок, открывающих доступ от поверхности земли к месторождению и обеспечивающих грузотранспортную связь между рабочими горизонтами в карьере и приемными пунктами на поверхности. Месторождения обычно вскрываются с помощью капитальных траншей, открывающих доступ к пласту полезного ископаемого, и разрезных траншей, подготовливающих поле карьера к вскрышным и добычным работам. Благодаря капитальным траншеям создается возможность организации транспортирования вскрышных пород и угля с горизонтов разработки карьерного поля на поверхность в отвалы или склады и на обогатительные фабрики. Благодаря разрезным траншеям создается фронт работ на добычных и вскрышных уступах.

Капитальная траншея представляет собой канавообразную открытую горную выработку трапециевидного сечения с определенным продольным профилем.

Капитальная траншея, расположенная внутри карьера на его борту, называется *съездом* и имеет только один борт.

Продолжением капитальных траншей на каждом уступе являются разрезные траншеи. Капитальные траншеи проводятся с определенным уклоном, а разрезные — горизонтально или с небольшим уклоном, обеспечивающим сток вод.

Проходка траншей производится различными средствами, но чаще всего с помощью экскаватора.

На рис. 8 показано развитие горных работ на горизонте, имеющем отметку —15 м. Вначале с поверхности на глубину 15 м проводится наклонная капитальная траншея 1, которая на горизонте продолжается в виде горизонтальной разрезной траншеи 2 (рис. 8, а). Затем разрезная траншея проводится в обратном направлении (рис. 8, б), формируя борт карьера на данном горизонте

(рис. 8, б, в, г). Как видно из рис. 8, при отработке уступа капитальная траншея превращается в съезд 3 (рис. 8, ж) (l — длина съезда).

Уклоны капитальных траншей и съездов зависят от вида транспорта и составляют на железнодорожном транспорте при паровой тяге $25^{\circ}/_{00}$, при электровозной $40^{\circ}/_{00}$, при автомобильном транспорте $80-100^{\circ}/_{00}$, а при конвейерном транспорте до 18° . В зависимости от числа, расположения траншей, их формы (в плане) и других факторов различают несколько способов вскрытия. При небольшой

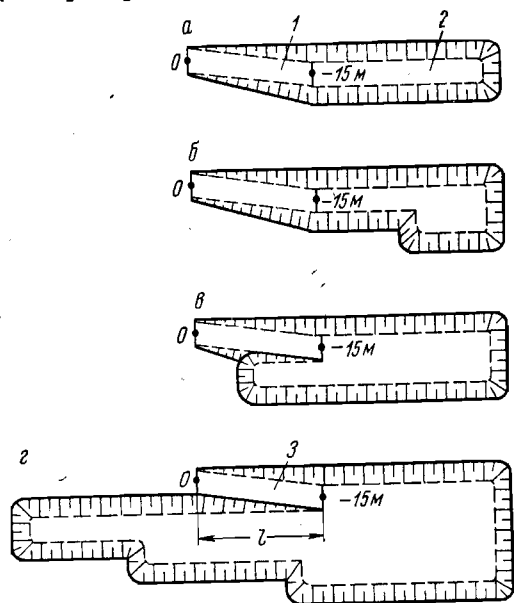


Рис. 8. Схема развития горных работ на уступе

имосвязь ведения подготовительных, вскрышных и добычных работ в карьере.

Системы разработки обычно различаются по способу перемещения вскрыши и делятся на группы: бестранспортные, транспортно-отвальные, транспортные и комбинированные.

При бестранспортных и транспортно-отвальных системах разработки пустая порода непосредственно экскаваторами перемещается во внутренние отвалы, располагающиеся в выработанном пространстве. Основные горноподготовительные работы в этом случае заканчиваются к началу добычных работ, так как месторождение обрабатывается сразу на всю мощность. Эти системы разработки наиболее просты и экономичны, но применяются только при неглубоком горизонтальном и пологом залегании пластов.

При транспортных системах разработки порода вывозится на внешние или (реже) внутренние отвалы. Горноподготовительные работы при этом обычно осуществляются в течение всего времени

глубине залегания месторождение вскрывается обычно наклонными траншеями, расположенными за контуром карьера (см. рис. 6, б). Глубокие карьеры чаще вскрываются внутренними траншеями (съездами), расположенными внутри карьера на его бортах (см. рис. 6, а). Соответственно форме трассы траншей съезды бывают спиральными, петлевыми и тупиковыми.

При гористом рельефе для вскрытия карьеров используют иногда подземные выработки — рудоспуски и штольни.

Под системой открытой разработки месторождения понимается технологический порядок и вза-

разработки. Эти системы разработки сложны и неэкономичны, но являются наиболее распространенными, так как могут применяться при любых условиях залегания пластов.

Комбинированные системы разработки объединяют в себе признаки бестранспортных и транспортных систем. При этих системах часть породы вывозится транспортом, а другая перемещается во внутренние отвалы экскаваторами или отвалообразователями.

§ 4. Основные этапы открытой разработки месторождений

Различают следующие этапы открытой разработки месторождения: подготовка поверхности, осушение месторождения и ограждение его от воды, горнокапитальные работы в период строительства карьера, проведение подготовительных выработок, вскрышные и добычные работы.

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

Осушение месторождения, т. е. удаление воды из него и окружающих его пород, создает более надежные условия для ведения горных работ. Насыщенные водой породы, будучи обнажены, теряют устойчивость в откосах, что является серьезным препятствием для ведения открытых работ. Это снижает производительность труда рабочих, препятствует применению мощного оборудования и способствует образованию оползней и обвалов.

Вода в карьер поступает из водоносных горизонтов месторождения, а также при дожде (ливневая) и при таянии снега (паводковая). Поступающее в карьер количество воды измеряется от нескольких кубометров до нескольких сотен, а иногда и тысяч кубометров в час.

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

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

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

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

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

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

Удаление воды, поступающей в карьер, осуществляется с помощью открытого или подземного водоотлива. В первом случае вода собирается в водосборник и откачивается насосами на поверхность, во втором — вода через специальные скважины поступает в систему подземных дренажных выработок и по стволу дренажной шахты поднимается на поверхность. Первый способ обычно применяется при небольшом притоке воды в карьер (до $100 \text{ м}^3/\text{ч}$).

Удаление подземных вод производится с помощью глубоких скважин (до 150 м) глубинными насосами или через систему подземных выработок, состоящую из водоотливных стволов штреков и забивных или сквозных фильтров.

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

Проведение подготовительных выработок в период эксплуатации карьера необходимо при углублении карьера, т. е. при переходе горных работ на новые горизонты. Подготовка нижележащего горизонта обычно состоит в проведении капитальной траншеи (съезда) на этот горизонт и в проходке разрезной траншеи на нем. Эти работы имеют место только при крутом и наклонном падении пластов, когда горные работы постепенно, слоями опускаются до конечной глубины карьера. При горизонтальном залегании или пологом падении пластов надобности в проведении подготовительных выработок обычно нет, так как месторождение обрабатывается сразу на всю мощность.

Вскрышные работы служат для удаления пустых пород, вмещающих полезное ископаемое, в результате чего обеспечивается доступ к нему.

Добычные работы предназначены для извлечения полезного ископаемого и являются последним этапом при открытой разработке месторождений.

Подготовка поверхности, работы по осушению, горнокапитальные, подготовительные и вскрышные работы начинаются в последовательном порядке, а затем ведутся параллельно, но с взаимным опережением в пространстве: подготовка поверхности и осушение месторождения опережают вскрышные работы, которые предшествуют добычным работам.

Последовательность развития горных работ в карьере для горизонтальных и крутых пластов показана на рис. 9.

При горизонтальном залегании пластов (рис. 9, а) вначале с поверхности до кровли пласта проходится наклонная капитальная траншея 1. Затем проходится разрезная траншея 2, один борт которой 3 разносится, освобождая площадку, ширина которой должна обеспечить размещение оборудования, возможность проходки разрезной траншеи по залежи и создание в достаточном объеме готовых

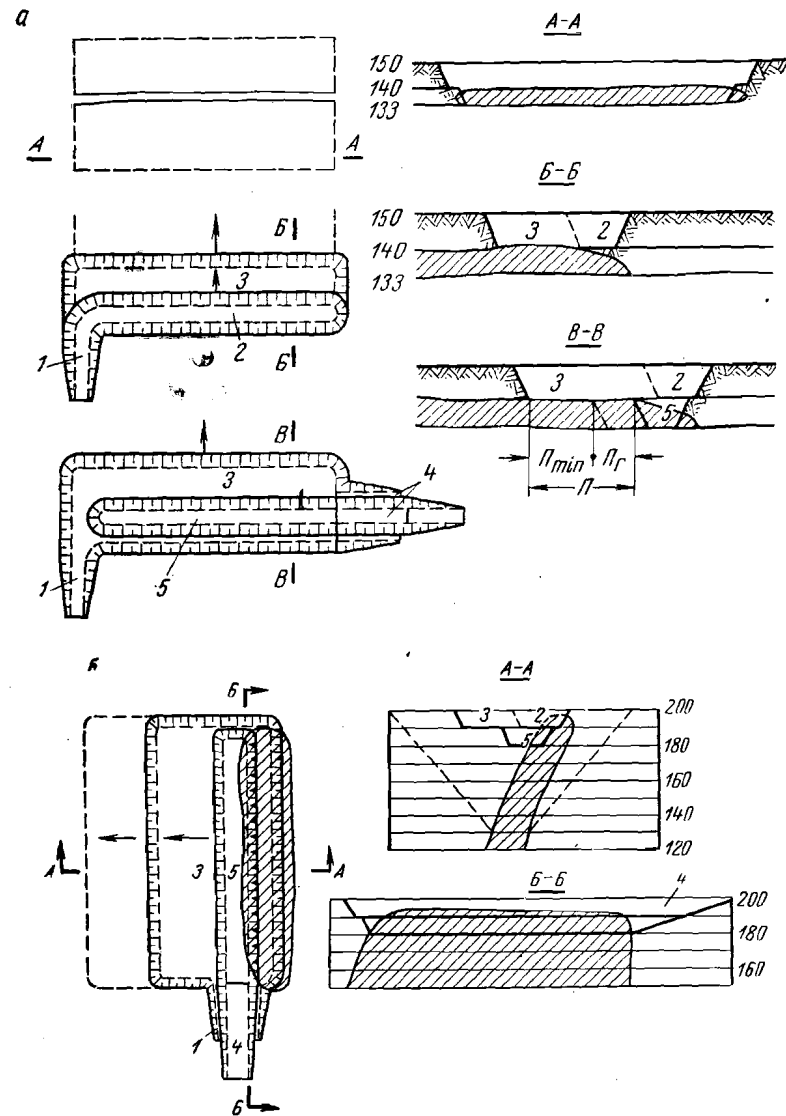


Рис. 9. Последовательность развития работ на карьере до пуска его в эксплуатацию при разработке:

а — горизонтальных пластов (месторождения малой мощности); б — крутых пластов

к выемке запасов полезного ископаемого. После проходки второй капитальной траншеи 4, которая опускается на почву залежи, проходится разрезная траншея 5 по залежи. В результате этих работ создается достаточный фронт по вскрыше и добыче полезного ископаемого и необходимые вскрытые его запасы, что позволяет сдать карьер в эксплуатацию. Горные работы, осуществляемые до этого момента, являются горнокапитальными, их объем определяется как сумма объемов капитальных и разрезных траншей (1, 2, 4, 5, рис. 9, а) и объема капитальной вскрыши (3, рис. 9, а).

При крутом падении пласта последовательность выполнения горнокапитальных и горноподготовительных работ аналогична (рис. 9, б). Однако часто для перехода горных работ на нижний горизонт необходим разнос не одного, а обоих бортов каждой разрезной траншеи. Кроме того, при горизонтальном падении пластов горноподготовительные работы заканчиваются в период строительства, а при крутом они необходимы в течение всего периода эксплуатации.

По организационно-экономическим признакам время, в течение которого осуществляется разработка месторождения, делится на периоды: строительства карьера — от начала горных работ до ввода карьера в эксплуатацию, освоения — от начала эксплуатации до достижения проектной производственной мощности, затухания или доработки.

Все горные работы строительного периода называют *капитальными*. Они финансируются и контролируются стройбанками в соответствии с утвержденной сметой капитальных затрат, которая является частью проекта данного предприятия.

§ 5. Основы экономики открытых горных работ

Разработка месторождения открытым способом должна не только обеспечить добычу определенного объема полезного ископаемого заданного качества и в установленные сроки, но при этом должен быть достигнут максимальный экономический эффект, который заключается в получении максимальной прибыли народным хозяйством при условии выполнения планового задания.

Максимальная прибыль от разработки месторождения может быть получена, если горное предприятие будет построено быстро, с наименьшими затратами, эксплуатация его будет осуществляться безопасно, интенсивно, а качество добытого полезного ископаемого будет удовлетворять требованиям.

Значение экономики, необходимость тщательного экономического обоснования каждого технического решения с каждым годом усиливаются. Кроме перехода народного хозяйства на новую систему планирования и экономического стимулирования, при которой резко усилилось значение таких экономических категорий, как цена, прибыль, рентабельность, возрастающее значение экономики при открытой разработке объясняется следующими причинами. Развитие

добычи руд, каменного угля и многих нерудных ископаемых идет по пути массового строительства карьеров-гигантов. Строящиеся и проектируемые железорудные, асбестовые, меднорудные и угольные карьеры часто будут иметь конечную глубину более 500—900 м, производственную мощность от 20—30 млн. до 100—150 млн. т горной массы в год. В дальнейшем доля крупных карьеров (с годовыми объемами по добыче полезного ископаемого более 5 млн. т, а вскрышных пород свыше 5 млн. м³) возрастет до 32% по добыче полезных ископаемых и до 78% по выемке вскрышных пород.

Строительство мощного горнообогатительного комбината потребует вложения около 100—200 млн. руб., а затраты на выемку горной массы из карьера за весь срок разработки месторождения составят более 0,5—1 млрд. руб. Поэтому все более важное значение приобретают проектирование и строительство карьеров на основе оптимальных решений, тщательная экономическая оценка проектируемых объектов, выбор наиболее экономичных решений после детального экономического анализа. Реализация экономически обоснованных решений при строительстве карьера большой мощности позволит сэкономить миллионы рублей, резко повысить экономическую эффективность капиталовложений и получить десятки миллионов рублей экономии на эксплуатационных затратах при разработке только одного месторождения. Важными факторами являются увеличивающиеся концентрация и интенсивность горных работ, массовое применение более мощных и совершенных и вместе с тем более дорогостоящих горных и транспортных машин. Так, стоимость карьерного автосамосвала большой грузоподъемности составляет 30—40 тыс. руб., а сверхмощного роторного экскаватора с комплексом конвейеров — несколько миллионов рублей. Чтобы добиться максимальной отдачи от машин и наиболее экономично их использовать, потребуется оптимальное планирование, четкая организация работ на основе научных методов.

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

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

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

Рентабельность — это отношение прибыли, полученной предприятием в течение года, к общей величине средств (основных и

оборотных фондов), находящихся в распоряжении данного предприятия. Рентабельность большинства нормально действующих горных предприятий находится в пределах 5—20%.

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

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

$$C_0 = C_d + kC_v, \text{ руб/т}, \quad (\text{II}, 2)$$

где C_0 — себестоимость 1 т полезного ископаемого, руб.;

C_d — затраты на 1 т добычи полезного ископаемого (без затрат на вскрышу), руб.;

k — коэффициент вскрыши, м³/т;

C_v — затраты на 1 м³ вскрыши, руб.

Полная себестоимость 1 т полезного ископаемого открытым способом колеблется от 0,5—1,0 до 3—4 руб/т и более.

Затраты на добычу 1 т полезного ископаемого C_d обычно составляют 0,5—1,2 руб., а затраты на 1 м³ вскрыши — от 0,1—0,2 до 0,8—1,0 руб. В общих эксплуатационных затратах затраты на вскрышу обычно преобладают, составляя часто 50—70% и более. Этим объясняется отличительная особенность открытой разработки — большое значение вскрышных работ.

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

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

Капитальные затраты на строительство карьеров небольшой мощности в простых условиях эксплуатации составляют несколько десятков или сотен тысяч рублей, а на строительство крупных горнообогатительных комбинатов — десятки и сотни миллионов рублей. Капитальные затраты могут вкладываться не только в период строительства, но и в период эксплуатации для увеличения производ-

ственной мощности предприятия, совершенствования техники и технологии.

В период строительства капитальные затраты направляются на подготовку участка, его осушение, сооружение коммуникаций, горнокапитальные работы, приобретение и монтаж оборудования, строительство промышленных зданий и сооружений, а также на строительство жилья, культурно-бытовых объектов и пр. Затраты на горнокапитальные работы составляют от 5—10 до 20—30%, а затраты на оборудование до 40—50% общих затрат на промышленное строительство.

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

$$K = Pd, \quad (\text{II}, 3)$$

где K — капитальные затраты на строительство карьера, млн. руб.;

P — годовая производственная мощность карьера, млн. т;

d — удельные капитальные затраты на 1 т производственной мощности (в среднем они составляют для угольных и рудных карьеров 11—20 руб/т), руб.

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

Производительность труда трудящихся характеризует трудоемкость и уровень механизации открытых горных работ. При этом важным является не только уровень производительности труда, но также темпы ее роста. Так, если в 1950 г. производительность труда рабочего на угольных карьерах составляла 96,3 т/месяц, то в 1966 г. она уже составила 249,5 т/месяц. Производительность труда рабочего на рудных карьерах увеличилась за последние 10—15 лет более чем в 2 раза и составляет 50—75 т горной массы на одного рабочего в смену. Средние темпы роста производительности труда на карьерах за последние 20 лет колеблются в пределах 5—10% в год.

Показатели производительности горнотранспортного оборудования характеризуют его мощность и степень использования. Они, так же как и производительность труда, систематически улучшаются в результате технического прогресса.

ТЕХНОЛОГИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

ГЛАВА IV

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ТРЕБОВАНИЯ К БУРОВЗРЫВНЫМ РАБОТАМ

§ 1. Общие сведения

При подготовке горных пород к выемке с использованием энергии взрыва необходимо обеспечивать: требуемую степень интенсивности и равномерности дробления взорванной горной массы; оптимальную форму и размеры отбитой горной массы, удовлетворяющую безопасным условиям работы средств погрузки; полноту проработки подошвы уступа без оставления порогов, затрудняющих работу экскаватора и требующих значительных расходов средств и времени на их ликвидацию; сохранение относительной монолитности массива путем ослабления действия в этом направлении взрыва крайнего к массиву ряда зарядов; минимальное сейсмическое действие взрыва на массив, а следовательно, и окружающие карьер технические и гражданские здания, а также сооружения; создание в забое требуемого запаса разрыхленного материала, достаточного для бесперебойной работы экскаваторов; высокую экономичность и безопасность работ.

Куски породы максимальных размеров должны свободно помещаться в ковше экскаватора, проходить через приемное отверстие бункера дробилки и т. д. Наибольший линейный размер кусков породы в зависимости от емкости ковша экскаватора определяют по формуле

$$d = 0,8 \sqrt[3]{E}, \text{ м}, \quad (IV,1)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м^3 .

Куски, превышающие указанный размер, называются негабаритными и подвергаются вторичному дроблению.

По условиям безопасности работы экскаватора высота навала горной массы не должна превышать наибольшую высоту его черпа-

ния. Ширина развала также должна удовлетворять геометрическим параметрам экскаватора и не превышать некоторой величины B , определяемой по формуле

$$B = R_{\text{ч.у}} + R_p - C, \text{ м}, \quad (IV,2)$$

где $R_{\text{ч.у}}$ — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м ;
 R_p — радиус разгрузки экскаватора, м ;
 C — расстояние от нижней кромки развала породы до оси погрузочного пути (не менее 3 м), м .

На современных карьерах при высоте уступа 15—17 м и более взорванную породу погружают за два прохода экскаватора. На рис. 10 показана схема к определению размеров развала породы

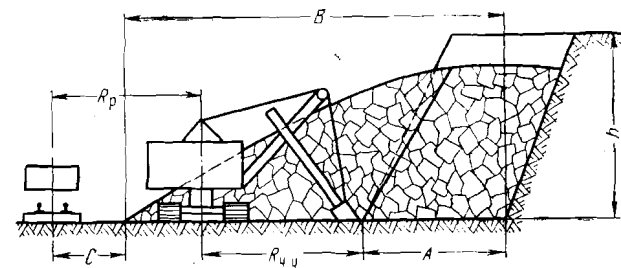


Рис. 10. Схема к определению размеров развала породы от взрыва при уборке за две заходки

от взрыва при уборке за две заходки. Ширина каждой заходки по развалу не должна превышать значения

$$B' = R_{\text{ч.у}}(1 + \sin \alpha) = 1,7R_{\text{ч.у}}, \text{ м}, \quad (IV,3)$$

где α — предельный угол поворота экскаватора от оси его хода в сторону средств транспорта (обычно $\alpha = 45^\circ$ и $\sin \alpha = 0,7$).

Ширина развала, убираемого за два прохода экскаватора, не должна превышать

$$B'' = 2B' = 3,4R_{\text{ч.у}}, \text{ м}, \quad (IV,4)$$

а ширина заходки по целику

$$A = 2,4R_{\text{ч.у}} + C - R_p, \text{ м}. \quad (IV,5)$$

Полнота проработки подошвы уступа зависит от ряда факторов, основными из которых являются: величина сопротивления массива по линии подошвы уступа; тип ВВ; наличие перебура скважины и величина заряда ВВ в нем; местоположение точки инициирования удлиненного заряда; расположение удлиненных зарядов ВВ относительно плоскости забоя и ориентировка трещин относительно распространения фронта взрыва.

Оптимальным сочетанием перечисленных выше факторов достигается полная проработка подошвы уступа. В таком забое не только увеличивается производительность работы экскаватора, но и снижается частота поломки узлов механизма черпания и ходового механизма. Отсутствие порогов в забое экскаватора не нарушает ритмичности работы по погрузке, транспортированию горной массы, а также и обруиванию очередного участка для рыхления пород взрывом.

При некоторых условиях взрывания, например значительных сопротивлениях по подошве, заниженных интервалах времени замедления при короткозамедленном взрывании (КЗВ), взрывание на неубранную из забоя горную массу, применение порядных схем взрывания и т. д., вызывают значительные нарушения в тылу массива, называемые *заколами*. Наличие заколов оказывает отрицательное влияние на последующее бурение скважин, их сохранность до зарядания и качество дробления нарушенного заколами массива. Нарушенный заколами уступ представляет опасность для работы оборудования по обруиванию на уступе и экскавации в забое. Для приведения такого уступа в безопасное состояние необходимо проведение большого объема работ по ликвидации завесаний. Практика показывает, что производительность бурения первого к бровке уступа ряда скважин снижается по сравнению с бурением последующих рядов на 15—30%, особенно в уступе, нарушенном заколами.

Для сокращения времени простоя, вызываемого необходимостью удаления из карьера рабочих и вывоза оборудования на безопасные расстояния во время подготовки к взрыву и взрывания, на карьерах стремятся увеличивать масштабы взрывов. В результате за один прием взрывают десятки, а часто и сотни тонн ВВ. Поэтому значительно возрос сейсмический эффект промышленных взрывов, вредно влияющих на сохранность зданий и сооружений, находящихся на небольших расстояниях от карьера. Изучением путей снижения сейсмического эффекта от промышленного взрыва выработаны некоторые инженерные способы ведения взрывных работ, при которых уменьшается сейсмическое действие взрыва без уменьшения его масштабов.

К таким способам относятся: уменьшение диаметра зарядов ВВ, правильный подбор интервала времени замедления при КЗВ, расположение зарядов и выбор направления отбойки с учетом факела направленности силы сейсмических колебаний, применение при отбойке наклонных скважинных зарядов ВВ и др.

Для создания в забое необходимого запаса подготовленной к выемке горной массы, обеспечивающего бесперебойную работу по добыче, наиболее часто применяют блоковое обруивание и взрывание уступов. При этом экскаваторные блоки по длине разбивают на три участка (рис. 11). На участке I ведется погрузка разрыхленной породы, участок II является резервным, а участок III обруивается с верхнего горизонта и подготавливается к массовому взрыву.

Несмотря на значительное улучшение качества взрывов, происшедшее за последние десять лет, буровзрывные работы производят в две стадии: в первую — разрушают массив, во вторую — дробят негабарит, взрывают заряды, дополнительно заложенные в подошве уступа, в случае ее завышения при неудовлетворительной проработке предыдущим взрывом, обрушают отдельные нависы и заколы.

Первичные взрывные работы на современных карьерах осуществляют зарядами в скважинах. Часто для лучшей проработки подошвы нижнюю часть скважины расширяют (взрывом, механическим расширителем или термическим способом при термическом бурении),

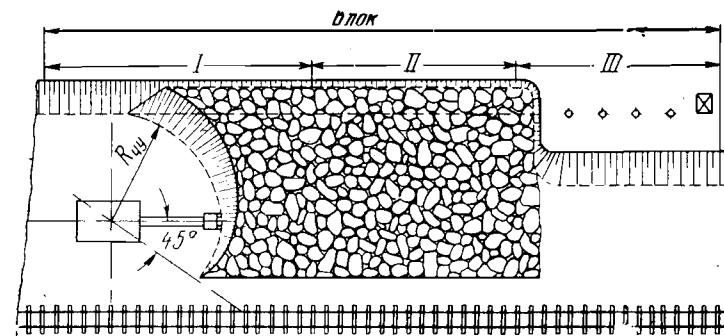


Рис. 11. Деление блока на участки

создавая на уровне подошвы котел, куда помещают усиленный заряд ВВ.

Взрывные скважины в зависимости от текстуры отбиваемого массива и масштаба предприятия бурят диаметром 100—300 мм. Наиболее распространенный диаметр скважин 200—250 мм. В подавляющем большинстве случаев скважины бурятся вертикально. Значительно реже их располагают наклонно, под углом к вертикали 15—25°. Горизонтальное расположение скважин применяется весьма редко и только при относительно легко буримых породах в связи с отсутствием средств для производительного бурения в горизонтальном направлении.

Глубина вертикальных и наклонных скважин предопределяется высотой уступа, а последняя, как указывалось выше, выбирается из условий безопасной работы погрузочного оборудования. В связи с этим глубина скважин на карьерах изменяется от 14 до 30 м. При отбойке двояными уступами глубина скважины принимается равной сдвоенной высоте уступа плюс перебур, примерно равный 0,3 линии сопротивления по подошве (ЛСП).

Для вторичных взрывных работ в основном используют заряды в шпурах, пробуренных в глыбах породы на $1/2$ — $2/3$ их толщины. При этом устье шпуров заполняется либо инертной забойкой, либо заливается водой. В последнем случае применяют водостойчивое ВВ

или обычное ВВ в надежной гидроизоляции. Гидровзрывной способ дробления негабарита характерен меньшим (в 5—8 раз) расходом ВВ и незначительным разлетом кусков при взрыве. Предпринят ряд попыток дробить негабарит наружными зарядами из прессованного ВВ с кумулятивной выемкой. Такой способ более оперативен и не требует предварительного бурения, но полученные результаты еще не всегда положительны.

§ 2. Влияние качества дробления горной массы на производительность и стоимость добычных работ

Эффективность разработки горных пород и руд, представленных скальными массивами, зависит от способов бурения и взрывания, обуславливающих крупность и равномерность кусков отбиваемой взрывом горной массы. Качество дробления массива при первичном его взрывании влияет на эффективность и стоимость таких основных операций, как погрузка полезного ископаемого, его транспортирование, первичная стадия дробления на фабрике и т. д. Анализ стоимости выемки единицы полезного ископаемого скального типа показывает, что в общем объеме горных работ по добыче работы по подготовке массива к выемке рыхлением энергией взрыва составляют 20—35% всех трудовых и стоимостных затрат.

Неравномерно раздробленная взрывом горная масса с большим объемом негабаритных фракций резко снижает производительность средств погрузки. При таких задержках транспортные средства под погрузкой простаивают, что отрицательно влияет при использовании в карьерах железнодорожного транспорта.

Практика работы отечественных карьеров показывает, что с изменением кусковатости горной массы производительность погрузки изменяется в 2 раза и более. Так, на Гниваньских карьерах по добыче гранита при снижении выхода негабарита с 50 до 10% производительность экскаваторов с ковшом емкостью 3—4 м³ повысилась в среднем в 2 раза; на карьерах флюсовых известняков в Донбассе при выходе негабарита 2—5% часовая производительность экскаватора с ковшом емкостью 3 м³ составила 500—600 т, в то время как при его выходе 15—25% производительность экскаватора уменьшается до 250—300 т.

Работа экскаватора при погрузке плохо раздробленной горной массы сопряжена с повышенным износом узлов машины. Это приводит к сокращению плановых межремонтных периодов, нарушает ритмичность работы и производственную мощность карьера в целом. Так, по данным карьеров треста Союзасбест, при хорошо взорванной горной массе экскаватором было погружено без замены каната более 200 тыс. т; горная масса с повышенным процентом выхода негабарита обуславливает снижение указанного объема в 5—10 раз.

Равномерно и интенсивно раздробленная взрывом горная масса обеспечивает на 18—30% повышение производительности дробилок первичного дробления и способствует увеличению стойкости их

брони. Так, на обогатительной фабрике ЮГОКа в Криворожском бассейне стойкость брони в дробилках первичного дробления за счет более интенсивного дробления при взрывании увеличилась на 72%, а на Балаклавских карьерах флюсовых известняков за счет снижения выхода крупных фракций с 8—10 до 1—3% производительность обогатительной фабрики (ДОФ) повысилась на 25—30%.

Снижение производительности погрузки с повышением крупности горной массы объясняется уменьшением коэффициента наполнения ковша и увеличением продолжительности цикла экскавации, вызванным ростом сопротивления горной массы внедрению ковша экскаватора и потерей времени на отбрасывание в сторону негабаритных кусков.

В горной литературе иногда высказывались ошибочные мнения о том, что кусковатость горной массы не влияет на производительность мощных погрузочных, транспортных и дробильных средств. Наблюдениями за работой указанных средств на известняковых и гранитных карьерах Укр. ССР, а также рудных карьерах Каз. ССР установлено, что с изменением кусковатости горной массы (в пределах средневзвешенного куска) от 0,12 до 0,6 м длительность цикла черпания увеличивается в 2 раза даже у мощных экскаваторов с ковшом емкостью 6—8 м³.

При дальнейшем увеличении масштабов горных предприятий и выполнении намеченных задач повышения производительности труда в несколько раз техника циклического действия не может обеспечить необходимый эффект работы. Поэтому для резкого увеличения производительности труда при современной технологии добычи полезных ископаемых скального типа необходимо в указанных условиях применение техники непрерывного действия и переход на поточную технологию. Такой переход пока невозможен из-за отсутствия соответствующих машин.

Ряд научных организаций, занимающихся разработкой условий для создания техники непрерывного действия, указывает на возможность обеспечения при первичном взрывании более интенсивной степени дробления массива, при котором величина кусков не превышала бы линейный размер 0,3 м. Решение этой проблемы возможно только при всестороннем раскрытии физических явлений, сопровождающих взрывное разрушение горной породы, и учете их в комплексе со свойствами разрушаемой среды.

Выработанные к настоящему времени инженерные способы управления энергией взрыва позволяют достигать требуемой степени взрывного дробления скальных горных пород. Такими способами являются: оптимальные параметры расположения зарядов ВВ в массиве; высокая степень рассредоточения ВВ в объеме массива за счет уменьшения диаметра зарядов; применение наклонного расположения зарядов; применение схем многорядного КЗВ, обеспечивающих максимальное соударение отбиваемых горных масс; взрывание в «зажатой» среде; применение инициирования удлиненных зарядов со стороны забоя скважины и т. д.

**ТЕХНОЛОГИЯ, МЕХАНИЗАЦИЯ И ОРГАНИЗАЦИЯ
БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН**

Буровыми работами называются работы по проведению искусственных цилиндрических углублений (полостей) в массиве (шпуров и скважин) с помощью буровых машин.

Шпуром называют искусственное цилиндрическое углубление в горной породе диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м.

Скважина — искусственное цилиндрическое углубление диаметром более 75 мм при глубине до 5 м и любого диаметра при глубине больше 5 м.

Основное назначение шпуров и скважин — размещение в них зарядов ВВ для разрушения горных пород. Все способы бурения объединяют в две группы: механическое бурение с помощью породоразрушающих инструментов и немеханическое бурение, при котором разрушение породы вызывается явлениями электрофизического порядка (нагрев, электрический разряд, ультразвуковые волны, взрывы специальных зарядов и т. д.).

По характеру работы рабочего органа машины и породоразрушающего инструмента выделяют четыре способа механического бурения: ударно-поворотное (ударное), вращательное бурение резанием, ударно-вращательное, вращательно-ударное.

В карьерах распространены первые три способа бурения. Четвертый способ применяется при бурении шпуров по породам средней крепости и крепким породам в подземных условиях.

Из немеханических способов бурения практическое значение имеет термический способ. Применение для проходки скважин энергии взрыва, гидравлического и электрогидравлического эффекта, электромагнитных и ультразвуковых колебаний, плазмы и т. д., хотя и является перспективным, но еще находится в стадии исследований и испытаний. Область применения того или иного способа бурения определяется физико-механическими свойствами горных пород: вращательное бурение резанием — в породах крепостью менее 6; ударно-вращательное — в породах крепостью 10—18; шарошечное бурение — в породах крепостью 6—14; ударно-поворотное (ударно-канатное) — в породах крепостью 10—18; термическое (огневое) бурение — в породах высшей степени крепости.

§ 1. Вращательное бурение скважин

Вращательное бурение в породах крепостью менее 6 осуществляется буровыми станками с резцовой коронкой и шнековой штангой. Этими станками можно бурить скважины диаметром 125—200 мм. Преимущества вращательного бурения: достаточно высокая скорость проходки скважин за счет эффективного разрушения мягких пород и непрерывность процесса; возможность бурения как вертикальных, так и наклонных скважин.

Сущность вращательного бурения заключается в том, что буровой снаряд из штанг шнекового типа с резцовой коронкой, будучи прижат к забою скважины за счет веса станка, получает вращение от вращателя станка. Резцы коронки при вращении производят в забое скважины срезание породы, которая в виде мелочи непрерывно удаляется из скважины спиральными витками штанг. Число оборотов бурового снаряда составляет обычно 200—300 в минуту при осевом давлении до 400 кг. При вращательном бурении скважин на угольных карьерах в настоящее время применяют некоторые марки самоходных станков, техническая характеристика которых приведена в табл. 3.

Таблица 3

Техническая характеристика станков вращательного шнекового бурения *

| Показатели | Марка станков | | | |
|--|---------------|--------------------------|---------|-------------|
| | ПВС-110 | БСН-110 | СВБ-2 | СВБ-3 |
| Диаметр скважин, м | 110 | 110 | 150—160 | 150—160 |
| Глубина бурения, м | 25 | 25—30 | 25 | 30 |
| Осевое давление (вес вращателя с электродвигателем), кг | 295 | 295—400 | 1850 | 5000 |
| Число оборотов бурового инструмента в минуту | 220 | 220 | 120—200 | 60, 80, 120 |
| Диаметр штанг, мм | 100 | 100 | 140 | 140 |
| Длина штанг, м | 1950 | 1950 | 1860 | 4300 |
| Направление бурения | Вертикальное | Вертикальное и наклонное | | |
| Способ передвижения | Самоходный | | | |
| Мощность электродвигателя для бурения, квт | 10 | 14 | 40 | 46 |
| Мощность электродвигателя передвижения станка и подъема инструмента, квт | — | 2,8 | 14 | 23,5 |
| Вес станка, т | 0,495 | 1,4 | 40 | 12 |

* Согласно ГОСТ 13748—68 с 1 января 1970 г. вновь выпускаемые станки этого типа имеют марку СБР в зависимости от мощности и диаметра бурения — СБР-125 и СБР-160.

На рис. 12 показаны станки вращательного бурения.

Станок БСН-110 применяется для бурения вертикальных и наклонных взрывных скважин по углю и мягким породам крепостью 2—4. Все механизмы станка смонтированы на раме, двигатель подвешен через блок на канате и вместе с редуктором скользит по направляющим трубчатой стойкам. Для передвижения станок имеет механизм шагания. Станок СВБ-2 предназначен для бурения вертикальных и наклонных скважин в породах крепостью до 2—6 включительно, а также для бурения по углю. Все механизмы смонтированы на раме, которая тремя точками опирается на гусеничный ход. Вращатель с буровым ставом перемещается по трубчатым

направляющим вниз под собственным весом, а вверх лебедкой. Станком управляют с пульта, расположенного в кабине. Производительность станков вращательного шнекового бурения на отдельных угольных предприятиях Советского Союза приведена в табл. 4.

Для выдачи из скважины выбуренной породы, а также передачи осевого усилия коронке и крутящего момента применяются шнековые штанги, представляющие трубу диаметром 50 или 76 мм с приваренной по наружной стороне спиральной полосой. Износостойкость штанг зависит от абразивности буримой породы и изменяется от 700 м при бурении по песчаникам до 3000 м при бурении по известнякам и глинистым сланцам. Шаг спирали штанг выбирают в зависимости от свойств буримой породы и скорости вращения при бурении. При бурении вязких и влажных пород применяют штанги с уменьшенным шагом спирали шнека, т. е.

$$h = (0,5 - 0,7) D.$$

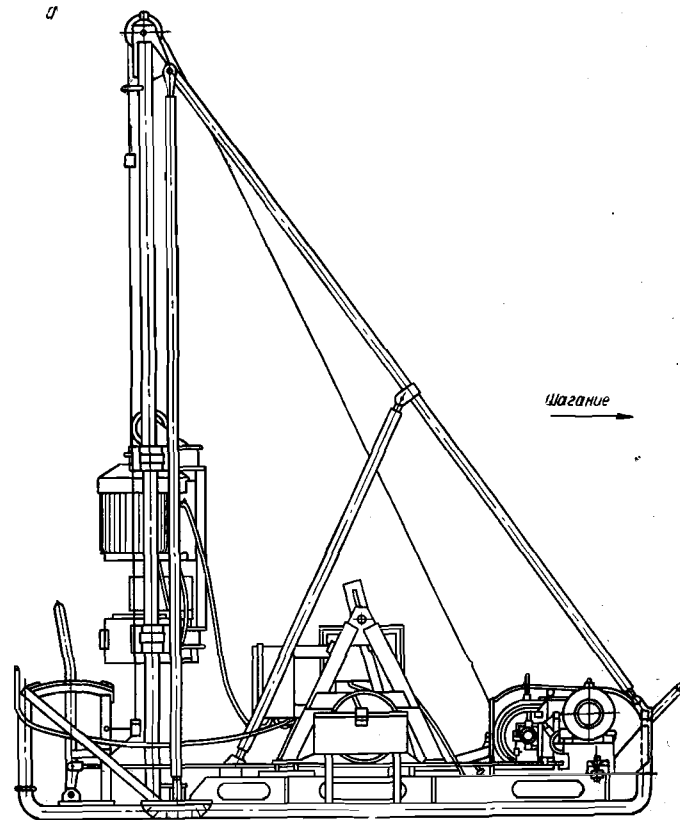


Рис. 12. Станки вра-
а — BCH-110/25;

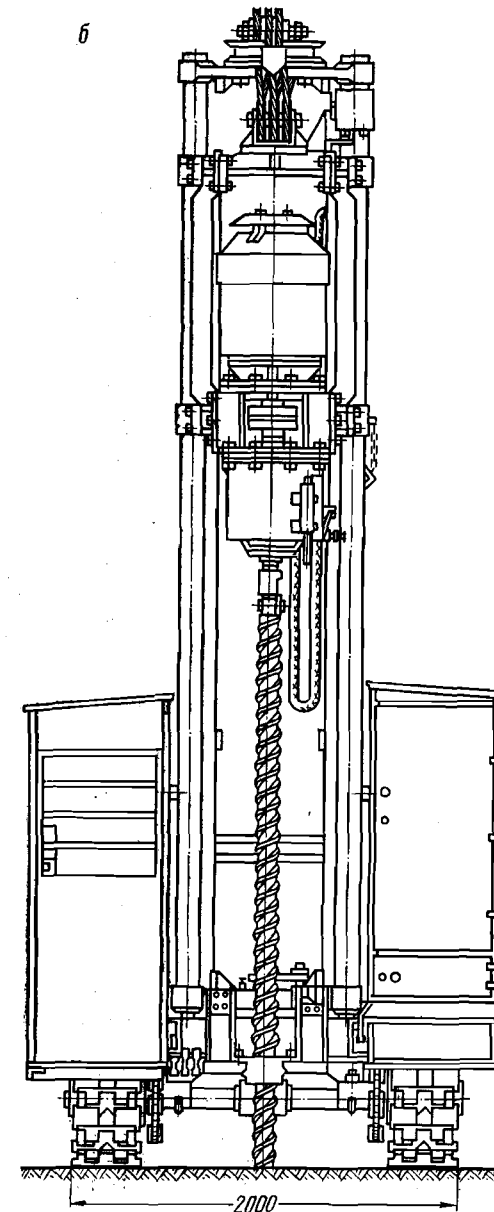
Для сухих и крепких пород целесообразны штанги с нормальным шагом навивки спирали:

$$h = (0,86 - 1,0) D,$$

где h — шаг спирали;
 D — диаметр шнека.

Такие параметры шага спирали шнека исключают заштыбовывание штанг, чем повышается производительность бурения. Для соединения отдельных шнековых штанг в колонну каждая штанга с обеих сторон снабжена металлической вставкой, которые сварены в концы трубы пробочными швами. С одного конца штанги вставка имеет выступ, а с другого — углубление. Введением выступа одной штанги в углубление другой осуществляется наращивание бурового става. Замыкание соединения производится валиком, шплинтуемым от выпадения. Соединение гладким замком не обладает необходимой жесткостью. Поэтому в последнее время применяются штанги с замком в виде резьбовых соединений.

Буровые коронки имеют две, реже три лопасти и хвостовик для соединения со штангами. Лопасти коронок армируют зубками твердого сплава ВК-8 или наплавляют сплавом релит Т-3, представляющим собой литой карбид вольфрама. Этот сплав имеет большую износостойкость, выдерживает большие ударные нагрузки и не теряет своих свойств при высокой температуре. Коронки, армированные пластинками металло-керамического сплава ВК-8 или ВК-8В, обладают повышенной стойкостью, но трудоемки в изготовлении и в восстановлении.



б — СВВ-2
щательного бурения

Производительность станков вращательного бурения определяется по формуле

$$P = \frac{T}{t+t_1}, \text{ м/смену}, \quad (V,1)$$

где T — продолжительность работы станка в смену, мин;
 t — время чистого бурения 1 м скважины, мин;
 t_1 — затраты времени на вспомогательные операции (наращивание и разборка става штанг), передвижку станка от скважины к скважине, установку станка и т. д., приходящиеся на 1 м скважины, мин.

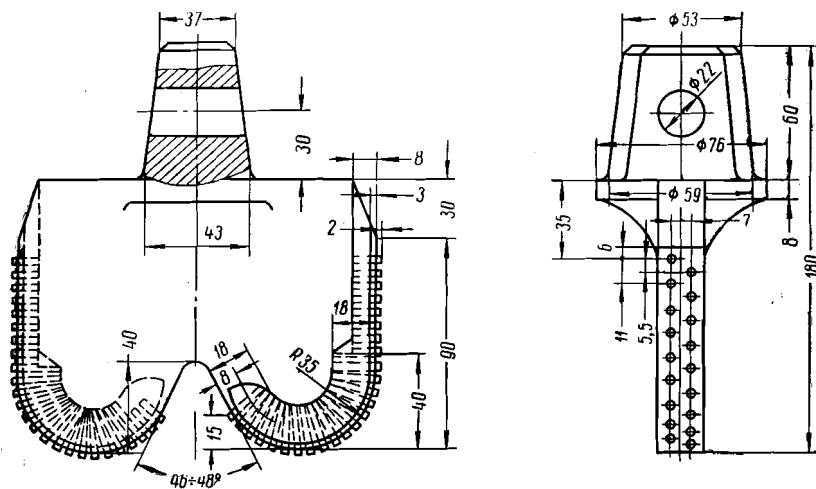


Рис. 14. Коронка конструкции Гипроуглемаша

Время чистого бурения 1 м скважины

$$t = \frac{1}{v}, \text{ мин},$$

где v — скорость бурения 1 м скважины (при бурении по песчаннику — 2,5; бурому углю — 2; аргиллиту — 0,8—1,4; крепкому бурому и каменному углям — 0,65; глинистым сланцам — 0,2 м/мин).

Техническая скорость бурения скважин станками вращательного бурения с применением коронок, армированных твердым сплавом, определяется по формуле

$$v = \frac{hn_0k}{k_0}, \text{ см/мин}, \quad (V,2)$$

где h — углубка скважины за один оборот коронки с числом резцов k_0 , см;

k_0 — число резцов, необходимых для разрушения породы по всему сечению забоя;

k — фактическое число резцов в коронке;
 n_0 — число оборотов коронки в минуту.

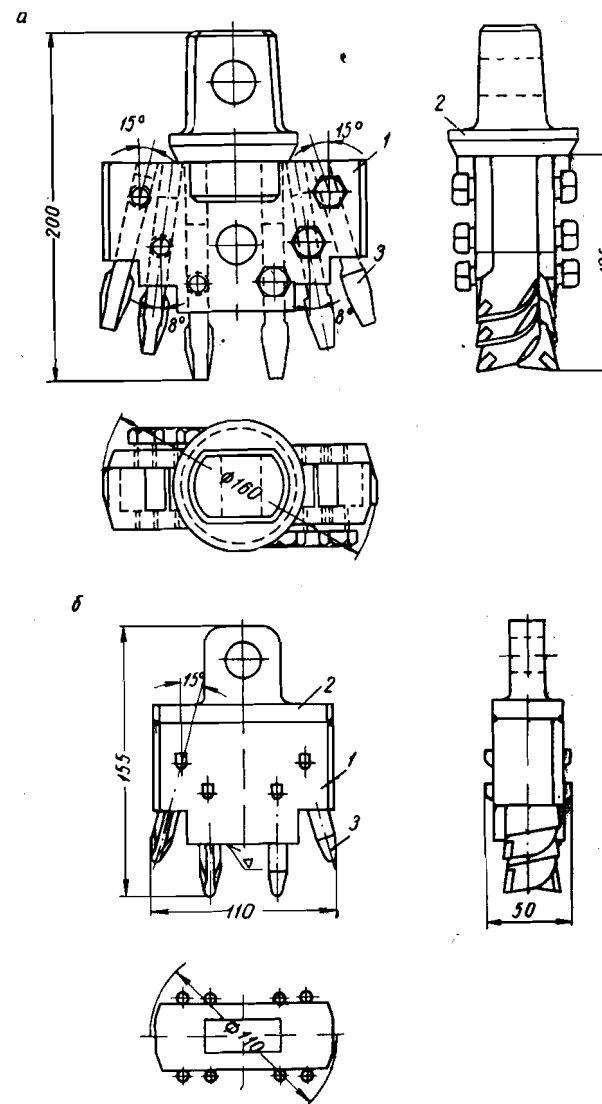


Рис. 15. Коронка с прерывистым левым конусом конструкции М. С. Сафокина и Б. А. Катанова:

a — к станку СВВ-2;
 b — к станку БС-110/25;
 1 — корпус коронки;
 2 — хвостовик; 3 — вставной зубок

Исходя из технической скорости бурения, сменная эксплуатационная производительность определяется по формуле

$$P = \frac{60Tvk_n}{100}, \text{ м/смену}, \quad (V,3)$$

где T — продолжительность смены;
 k_n — коэффициент использования рабочего времени смены на чистое бурение ($k_n = 0,4-0,6$);
 v — техническая скорость бурения, *см/мин.*

§ 2. Ударное бурение скважин

Ударное (ударно-поворотное) бурение скважин на современных карьерах применяется в незначительном объеме. Для проходки взрывных скважин этим способом используют станки ударно-канатного бурения, работа бурового снаряда в которых основана на принципе свободного падения, вызываемого силой тяжести. На карьерах малой производственной мощности (50—150 тыс. м³/год) иногда для бурения скважин применяют среднего веса и тяжелые перфораторы, устанавливаемые на передвижные буровые тележки или специальные колонки. Перфораторы легкого типа (ручные) применяют для различных вспомогательных работ (разделка негабаритов, понижение подошвы уступа и т. д.) на карьерах любой производственной мощности. При ударно-канатном бурении (рис. 16) подвешенный на стальном канате тяжелый буровой снаряд весом от 1200 до 3000 кг, состоящий из долота, штанги и канатного замка, поднимается над забоем скважины с помощью кривошипно-шатунного (балансирного) механизма на высоту 0,45—1,2 м и свободно падает обратно на забой при увеличенной скорости подъема балансира. Число ударов в минуту составляет 45—65. В момент падения лезвие долота раздавливает породу на забое скважины, образуя желобки, и частично скалывает ее между соседними желобками.

На рис. 17 показан инструмент для ударно-канатного бурения. При каждом подъеме буровой снаряд за счет упругих свойств каната и конструкции канатного замка поворачивается вокруг своей оси на угол 10—50°, что обеспечивает разрушение всей площади забоя. В процессе бурения в скважину подливается вода. При этом разрушенная порода переходит во взвешенное состояние, образуя в смеси с водой буровой шлам. Высота столба шлама в скважине и его плотность сказываются на производительности ударно-канатного бурения. Рациональная плотность шлама увеличивается с увеличением крепости буримых пород, и ей соответствует рациональное значение высоты шламового столба и удельного расхода воды. На рис. 18 показана зависимость рациональных значений высоты шламового столба, плотности шлама и удельного расхода воды от крепости пород.

Долота применяют с зубильной, крестовой и фасонной формой головки. При бурении в плотных крепких породах долота с зубильной головкой дают хорошие результаты. В трещиноватых и неоднородных породах исключается заклинивание долота и искривление скважин, если головки имеют крестовую и фасонную формы.

Угол приострения лезвия долот изменяется от 70 до 120°, при этом нижний предел соответствует бурению более мягких пород.

Буровой шлам из скважины удаляется желонкой, состоящей из трубы с дужкой в верхней части и башмака с клапаном в нижней. Учитывая влияние плотности шлама на производительность бурения, удалять весь шлам при желонировании нецелесообразно,

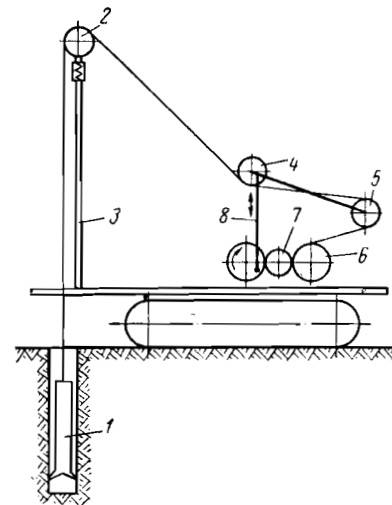


Рис. 16. Схема станка ударно-канатного бурения:
 1 — инструмент; 2 — головной блок; 3 — мачта; 4 — оттяжной блок; 5 — хвостовой блок; 6 — лебедка; 7 — главный вал; 8 — кривошипно-шатунный механизм

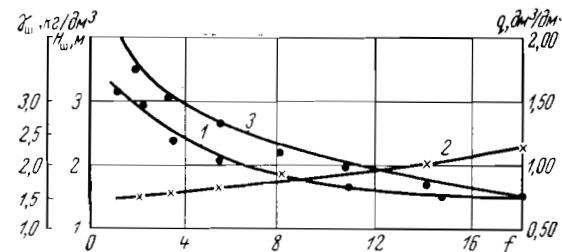


Рис. 18. Зависимость рациональных значений высоты шламового столба $H_{ш}$ (1), плотности шлама $\gamma_{ш}$ (2) и удельного расхода воды q (3) от крепости пород

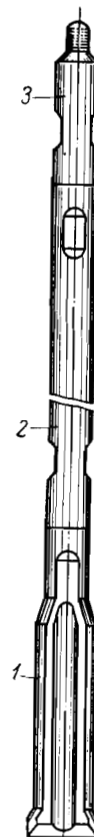


Рис. 17. Инструмент для ударно-канатного бурения:
 1 — долото; 2 — штанга; 3 — канатный замок

а только частично (1—2 желонки), чтобы обеспечить его рациональную плотность.

Производительность станков ударно-канатного бурения зависит от скорости бурения в единицу времени, предопределяемой физико-механическими свойствами пород (крепостью, трещиноватостью, слоистостью и т. д.) и организацией буровых работ.

Скорость бурения можно определять по формуле

$$v = 0,13 \frac{jGhn}{d^2a} = 0,7 \frac{Ghn}{d^2n}, \text{ см/мин.} \quad (\text{V},4)$$

где j — ускорение падения бурового снаряда в скважину (в среднем оно равно $6,0 \text{ м/сек}^2$), м/сек^2 ;

G — вес бурового снаряда, кг ;

h — высота подъема бурового снаряда над забоем скважины, м ;

n — число ударов бурового снаряда в минуту;

d — диаметр скважины, см ;

a — удельная работа бурения, кГм/см^3 .

Эксплуатационная производительность бурового станка в смену определяется по формуле

$$P = 60vTk_n = \frac{0,42GhnTk_n}{d^2a}, \text{ м}, \quad (\text{V},5)$$

где T — продолжительность рабочей смены, ч ;

k_n — коэффициент использования времени смены на чистой работе бурения ($k_n = 0,60-0,80$);

v — скорость чистого времени бурения, м/ч .

Удельная работа бурения * a для долота зубильной формы с углом приострения $100-120^\circ$: для рыхлых и мягких пород — $5-8$; пород средней и ниже средней крепости — $8-17$; пород выше средней крепости и довольно крепких — $17-31$; крепких и очень крепких — $31-60$; пород исключительно крепких и крепчайших — $60-100 \text{ кГм/см}^3$.

Практически сменная производительность станков ударно-канатного бурения на карьерах при весе бурового снаряда $1200-1300 \text{ кг}$ (диаметр долота 230 мм) в мягких вязких породах и породах средней крепости ($f = 5-6$) составляет $22-52 \text{ м}$, в крепких породах крепостью $6-15-7-12 \text{ м}$, в очень крепких породах крепостью $15-16-2,5-3,5 \text{ м}$.

Число буровых станков, потребных для обеспечения нормальной работы экскаватора на участке, уступе или карьере, в целом составляет

$$N = \frac{kQ}{npt}, \quad (\text{V},6)$$

где Q — производительность участка, уступа или карьера в сутки, м^3 ;

k — коэффициент, учитывающий необходимый резерв станков (обычно $k = 1,2-1,25$);

n — число смен работы станков в течение суток;

p — производительность бурового станка в смену, м ;

t — выход горной массы с 1 м скважины при взрывных работах в целике, м^3 .

Недостатки ударно-канатного бурения: возможность бурения только вертикальных скважин; низкая производительность труда горнорабочих; необходимость снабжения станков водой; зависимость производительности бурения от климатических условий. Ударно-канатное бурение морально устарело и интенсивно заме-

* По данным Я. Д. Зайдмана и П. П. Назарова.

няется более прогрессивным — вращательным, шарошечным, ударно-вращательным и огневым способами.

Применяемые для вспомогательных целей на карьерах перфораторы легкого типа (ручные) бывают с нормальной частотой ударов (до 2000) и высокочастотные с числом ударов свыше 2000 в минуту. Высокочастотные перфораторы обеспечивают увеличение скорости бурения. Повышенная частота ударов, при сохранении работы удара в пределах 5 кГм , достигается за счет уменьшения хода поршня, увеличения его диаметра и повышения расхода сжатого воздуха.

Техническая характеристика некоторых ручных перфораторов приведена в табл. 6.

Таблица 6

Техническая характеристика ручных перфораторов

| Показатели | Марка перфоратора | | | | | | | |
|---|-------------------|--------|-------|-------|--------|--------|-------|-------|
| | ПР-30Л | ПР-18Л | ПР-10 | ПР-13 | ПР-30К | ПР-24Л | ПР-35 | ПА-23 |
| Вес перфоратора, кг | 31 | 18 | 11 | 13 | 30 | 26 | 28 | 23 |
| Длина, мм | 650 | 610 | 470 | 500 | 620 | 610 | 638 | 620 |
| Диаметр поршня, мм | 70 | 85 | 62 | 60 | 76 | 85 | 72 | 68 |
| Ход поршня, мм | 68 | 35 | 25 | 35 | 74 | 43 | 55 | 50 |
| Работа удара при 5 атм , кГм | 5,6 | 3,5 | 1,5 | 2 | 5,3 | 5 | 5 | 3,5 |
| Число ударов в минуту | 1700 | 2500 | 3750 | 2800 | 1650 | 2700 | 1690 | 1865 |
| Крутящий момент (максимальный), кГ-см | 135 | 110 | 68 | 50 | 99 | 200 | 130 | 85 |
| Расход воздуха, $\text{м}^3/\text{мин}$ | 3 | 2,5 | 1,9 | 1,8 | 2,6 | 3,5 | 2,65 | 2,35 |

Быстроударные перфораторы, наряду с обеспечением повышенной скорости бурения, создают большой шум во время работы и вибрацию, что оказывает отрицательное влияние на здоровье горнорабочих. Поэтому для эффективного их применения необходимы установочные средства, обеспечивающие дистанционное управление.

В качестве бурового инструмента применяют буры из пустотелой инструментальной стали шестигранного сечения диаметром 22 и 25 мм . Коронка бура армирована металлокерамическим твердым сплавом марки ВК-10 или ВК-15.

В последнее время цельные буры заменяют составными со съемной коронкой. Это позволяет изготавливать коронки на специализированных заводах. Благодаря выполнению ряда технологических требований при изготовлении и высокой тщательности технологии впаивания твердых сплавов на заводе, коронки получают значительно повышенной стойкости при уменьшенной стоимости. Сжатый воздух к перфораторам в карьере поступает из центральных компрессорных установок или передвижных компрессоров с электрическим двигателем или двигателем внутреннего сгорания.

§ 3. Шарошечное бурение скважин

Шарошечный способ бурения скважин по кинематике действия рабочего органа является типично вращательным. Динамика же действия породоразрушающего наконечника позволяет рассматривать этот процесс бурения как ударный. Станки шарошечного бурения в настоящее время являются наиболее распространенными на открытых разработках. Они предназначены для проходки вертикальных, а в некоторых конструкциях и наклонных взрывных

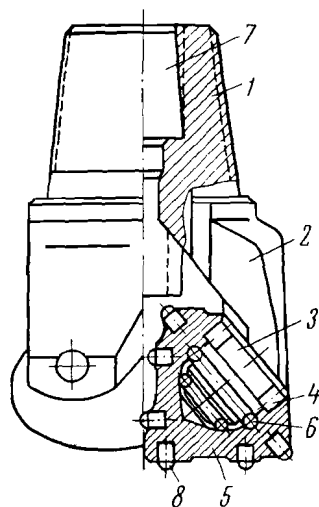


Рис. 19. Схема устройства шарошечного долота
1 — nipple; 2 — лапы; 3 — консольные оси (цапфа); 4 — роликовые опоры; 5 — шарошки; 6 — шариковые опоры; 7 — канал для подачи воды или воздуха; 8 — зубцы

скважин в крепких и средней крепости породах (f от 6—14 до 16). Мощные шарошечные станки, способные бурить скважины диаметром до 320 мм, обеспечивают достаточную технико-экономическую эффективность в породах крепостью до 18. На рис. 19 показана схема устройства шарошечного долота.

На поверхности конусов шарошек имеется несколько рядов (венцов) зубцов, ударами которых о забой скважины осуществляется разрушение породы при вращении долота, прижатого к забою с силой 14—17 Т.

Если зубцы выполнены заодно с шарошкой, то долото называют зубчатым. Долота с впрессованными или впаянными зубцами из твердого сплава называют штыревыми. Первые применяются в породах средней крепости, мягких или твердых, а вторые в крепких, на что указывает последняя буква в марке долота М, С или Т (по классификации нефтяников).

Штыревые долота в зависимости от крепости и вязкости пород имеют рабочую поверхность зубцов в виде клина или полусферы. Эти долота имеют соответственно в индексе ТЗ и К или ОК.

Для бурения пород, перемежающихся по крепости, выпускаются долота с чередованием в венцах стальных зубцов с штырями из твердого сплава. Они имеют индекс ТК.

При бурении взрывных скважин, глубина которых 20—30 м (реже больше), очистка их от продуктов бурения производится сжатым воздухом, подаваемым к забою по буровым штангам от специально установленного на станке компрессора. Сжатым воздухом также охлаждаются зубцы и опоры шарошек.

Применяемые в настоящее время на карьерах Советского Союза и зарубежных стран шарошечные станки по конструктивным признакам можно объединить в четыре группы:

1) для бурения только вертикальных скважин с расположением бурового устройства и мачты в центральной части станка (рис. 20, а);

2) для бурения только вертикальных скважин с расположением бурового устройства и мачты в передней части станка (рис. 20, б);

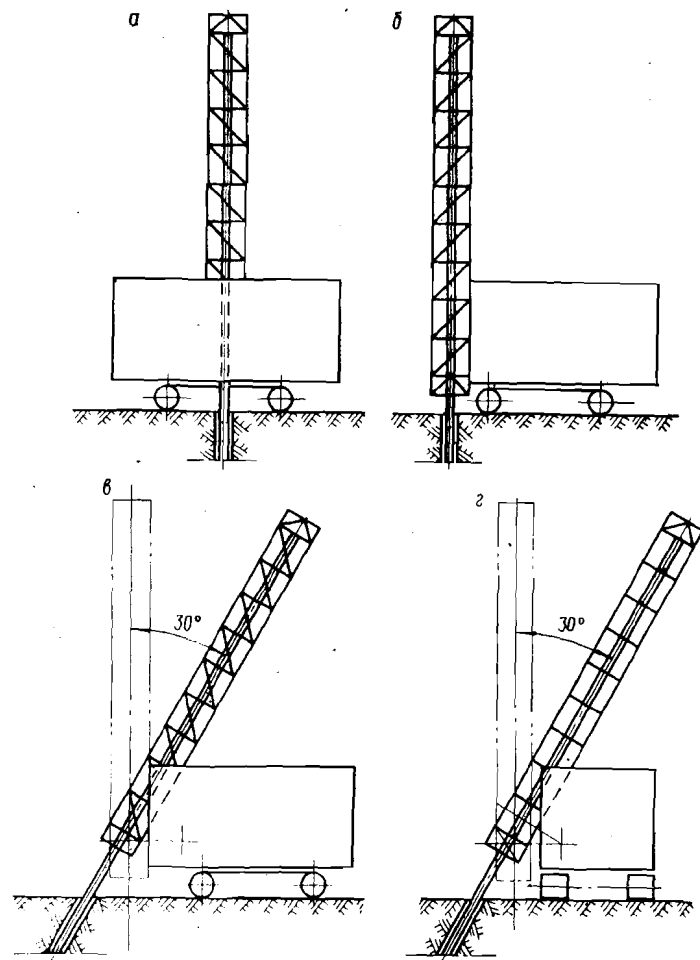


Рис. 20. Конструкции шарошечных буровых станков в зависимости от расположения буровых мачт

3) для бурения вертикальных и наклонных скважин с расположением бурового устройства и мачты в передней части станка (рис. 20, в);

4) для бурения вертикальных и наклонных скважин в плоскости, перпендикулярной продольной оси станка, с расположением бурового устройства и мачты сбоку станка (рис. 20, г).

Станки первой группы имеют значительный коэффициент (0,8) использования веса на осевое усилие. Недостатки этих станков: невозможность бурить наклонные скважины; трудность забуривания скважин и наблюдения за удалением буровой мелочи из скважины, так как устье скважины находится между гусеницами станка и под центральной его частью. Широкое распространение имеют станки второй группы, хотя коэффициент использования их собственного веса для осевого усилия не высок (0,53—0,66) и они не приспособлены для бурения наклонных скважин. Станки третьей группы при бурении наклонных скважин имеют еще меньший коэффициент использования веса, чем станки второй группы, снижающийся при увеличении угла наклона скважин и зависящий от коэффициента трения домкратов о почву.

Общий вид современного станка шарошечного бурения БАШ-250 показан на рис. 21.

С 1970 г. для бурения вертикальных взрывных скважин на карьерах Советского Союза выпускаются станки шарошечного бурения (табл. 7).

Таблица 7

Типоразмеры и область применения шарошечных станков

| Типоразмер | Крепость пород | Категория крепости пород | Коэффициент крепости пород f | Параметры | | |
|------------|--|--------------------------|--------------------------------|--------------------|--------------------|---------------|
| | | | | диаметр долота, мм | глубина бурения, м | вес станка, т |
| СВШ-160 | Средние и довольно крепкие | IV, III | 6—10 | 145; 161 | 24 | 20 |
| СВШ-200 | Средние, довольно крепкие и крепкие | IV; III; II | 6—12 | 190; 214 | 32 | 40 |
| СВШ-250 | Довольно крепкие, крепкие и очень крепкие | III; II | 8—14 | 243; 269 | 32 | 60 |
| СВШ-320 | Крепкие, очень крепкие и в высшей степени крепкие абразивные | III; II; I | 10—18 | 295; 320 | 40 | 110 |

Шарошечное бурение для современных карьеров с крепкими рудами и породами наиболее перспективно. По данным Гипромаш-обогатения, к 1970 г. пробурено скважин на карьерах: шарошечными станками типа СВШ — около 65%; станками вращательного бурения типа СБР — 21%; станками ударно-вращательного буре-

ния с погружными пневмоударниками типа СБУ — 8%; станками ударно-канатного бурения типа СВК — 5%; станками огневого бурения типа СБО — 1%.

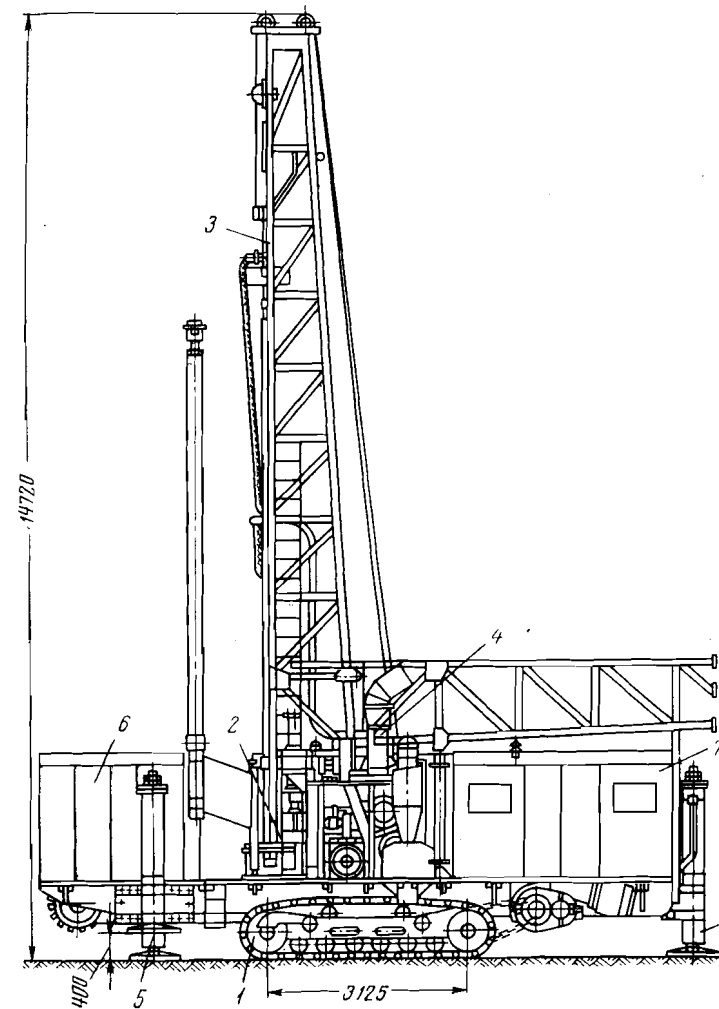


Рис. 21. Шарошечный буровой станок БАШ-250:

1 — ходовая часть; 2 — ротор с приводом; 3 — мачта; 4 — пылеулавливающее устройство; 5 — гидродомкрат; 6 — кабина управления; 7 — кабина для компрессоров

Производительность шарошечного бурения зависит от основных режимных параметров: осевого давления, скорости вращения при интенсивном удалении продуктов бурения из забоя скважины. Исследованиями технологических режимов бурения в различных условиях установлено, что с увеличением осевого усилия и скорости вращения бурового инструмента достигается значительное повышение

скорости бурения. Однако при этом происходит интенсивный износ шарошечных долот. Увеличением в 2—3 раза расхода воздуха на продувку скважины обеспечивается повышение скорости шарошечного бурения в 1,8—2 раза.

С увеличением осевого усилия наблюдается пропорциональное повышение скорости бурения. При этом интенсивность прироста скорости бурения увеличивается с ростом скорости вращения долота и расхода воздуха на продувку. На рис. 22 показана зависимость шарошечного бурения от изменения режимных параметров.

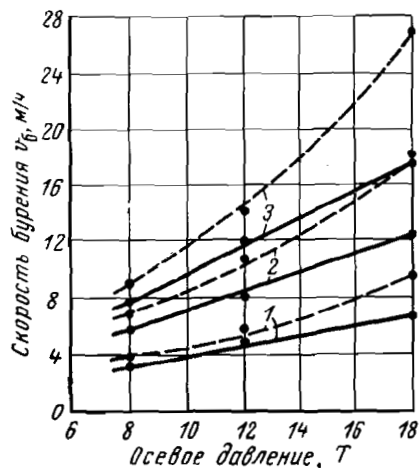


Рис. 22. Зависимость скорости шарошечного бурения от изменения режимных параметров:

1, 2, 3 — при скорости вращения долота соответственно 50, 100 и 150 об/мин (сплошной линией показан расход воды, равный 10 м³/мин, пунктирной — 30 м³/мин)

продувки. Внедрение этих мероприятий обеспечивает оптимальное число оборотов инструмента в минуту (150—200).

Прочность горных пород на сжатие при нагревании уменьшается в 2—4 раза за счет возникновения в них определенных напряжений. В последнее время это положение используется как эффективное средство интенсификации процесса разрушения при бурении. Проходят испытания инструменты с термомеханическим принципом разрушения пород, представляющие собой двухшарошечное долото, совмещенное с керосино-воздушной горелкой. Инструмент охлаждается водой.

Термшарошечное бурение в перидотитах и гранитах (при прочих равных условиях) увеличивает скорость бурения в 1,5—2 раза по сравнению с обычным шарошечным бурением. С увеличением осевого усилия и скорости вращения рабочего органа скорость термомеханического бурения повышается более интенсивно, чем механического.

Из приведенных экспериментальных зависимостей видна взаимосвязь режимных параметров при их влиянии на скорость бурения. Рекомендуется с увеличением крепости буримой породы число оборотов шарошки уменьшать, а осевое усилие (кг/см) диаметра долота увеличивать. На рис. 23 приведены рекомендуемые осевые усилия и скорости вращения при шарошечном бурении пород различной крепости.

Разработан ряд эффективных путей снижения износа шарошечных долот при увеличенном осевом усилии и скорости вращения бурового става. Основными из них являются: смазка опор шарошек из специально смонтированных лубрикаторных масленок, улучшение аэродинамики шарошечных долот и обеспечение достаточного количества воздуха для

Скорость бурения шарошечными долотами ориентировочно можно определять по формуле

$$v = \frac{kQ_{ос}n}{fd}, \text{ см/мин}, \quad (V,7)$$

где k — коэффициент пропорциональности (значение этого коэффициента в первом приближении принимается равным 3,75);

$Q_{ос}$ — максимальное осевое усилие на забой, Т;

n — число оборотов бурового инструмента в минуту;

f — коэффициент крепости буримых пород.

Для станков шарошечного бурения необходимо выдерживать следующие соотношения: $Q_{ос} = 0,7G$ и $Q_{ос} = 6 \div 7fd$ (G — вес станка, т; d — диаметр скважины, см).

Для удаления буровой мелочи без ее переизмельчения необходимо создавать скорость воздушного потока, равную 18—20 м/сек, что обеспечивается подачей воздуха в количестве 15—18 м³/мин. Сменная эксплуатационная производительность станка шарошечного бурения может определяться по формуле

$$P = \frac{60Tl_{д}n_{д}}{T_{скв}}, \text{ м/смену}, \quad (V,8)$$

где T — продолжительность смены, ч;

$T_{скв}$ — время бурения одной скважины, мин;

$l_{д}$ — стойкость долота в метрах пробуренной скважины;

$n_{д}$ — число долот, применяемых при бурении;

$$T_{скв} = \sum_1^n T + t_{пер} + t_3, \text{ мин}, \quad (V,9)$$

где $\sum_1^n T$ — суммарное время бурения всеми долотами, мин;

$t_{пер}$ — время передвижки станка, мин;

t_3 — время непроизводительных задержек, мин;

$$\sum_1^n T = l_{д}n_{д} \left[\frac{60}{v} + (n_{д} + 1) \left(\frac{t_{п}}{l_{х}} + \frac{t_{н}}{l_{ш}} \right) \right] + (n_{д} - 1)t_{п}, \quad (V,10)$$

где $t_{п}$ — время на один перехват при спуске или подъеме штанги, мин;

$t_{н}$ — время навинчивания (отвинчивания) штанги или долота, мин;

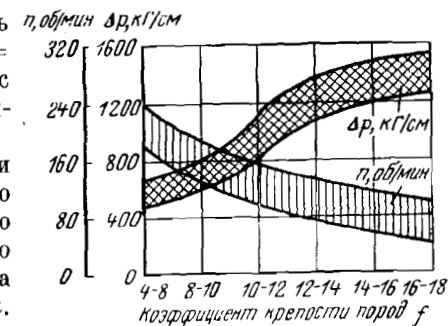


Рис. 23. Рекомендуемые осевые усилия и скорости вращения при шарошечном бурении пород различной крепости

l_x — ход шпинделя, м;
 $l_{ш}$ — длина штанги, м;
 t_p — время разбуривания конуса скважины при переходе на бурение новым долотом, мин.

С учетом этих факторов формула (V,8) для определения сменной производительности шарошечных станков имеет вид

$$P = \frac{60T}{\frac{60}{v} + (n_d + 1) \left(\frac{t_n}{l_x} + \frac{t_n}{l_{ш}} \right) + \frac{(n_d - 1)t_p + t_{п} + t_3}{l_d n_d}}, \text{ м/смену. (V,11)}$$

§ 4. Ударно-вращательное бурение скважин

Ударно-вращательное бурение скважин на карьерах производится специальными буровыми станками с погружными пневмоударниками. Этот способ проходки скважин применим для бурения в крепких и весьма крепких породах крепостью 10—18. Пневмоударник снабжается трехперой или крестообразной армированной твердым сплавом коронкой с однодолотчатым опережающим лезвием. Во время бурения он находится у забоя скважины и наносит периодические удары по хвостовику коронки, а сам вместе с коронкой непрерывно вращается через колонну штанг от вращателя бурового станка, установленного на поверхности у устья скважины.

В настоящее время на карьерах Советского Союза применяется несколько конструкций буровых станков этого типа (табл. 8).

Таблица 8

Техническая характеристика буровых станков с погружными пневмоударниками

| Показатели | Марка станка | | | | |
|--|-------------------------|------------|----------|----------|------------|
| | «Урал-61» | СБУ-125 | СБМК-5 | П-31 | «Урал-64» |
| Диаметр коронки, мм . . . | 155 | 105—125 | 105—125 | 105 | 155 |
| Глубина бурения, м . . . | 16—22 | 24 | 24 | 24 | 32 |
| Направление бурения к горизонту, град | 90—65 | 104—14 | 90—20 | 90—45 | 90—60 |
| Способ перемещения . . . | Гусеничный или колесный | Гусеничный | | Колесный | Гусеничный |
| Тип пневмоударника . . . | М-150 ц; М-32 | МП-3 | М-1900УК | | М-32К |
| Энергия удара, кГм . . . | 12 | 9,2 | 7,5 | 7,5 | 14 |
| Число ударов в минуту | 2200 | 1650 | 1750 | 1750 | 1800 |
| Диаметр штанг, мм . . . | 89 | 89 | 89 | 89 | 114 |
| Расход сжатого воздуха при $p=5 \text{ атм}$, м ³ /мин . . . | 4,8 | 4,5 | 4,2 | 4,2 | 6 |
| Число оборотов в минуту | 75 | 60 | 41 | 60 | 60 |
| Вес станка, т | 21 | 5 | 3,3 | 1,2 | 20 |

В табл. 9 приведены типоразмеры и область применения станков ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками.

Таблица 9

Типоразмеры и область применения станков ударно-вращательного бурения с погружными пневмоударниками

| Типоразмер | Преимущественная область применения | | |
|------------|--|---------------------------|---------------------------------|
| | крепость породы | категория крепости породы | коэффициент крепости породы f |
| СБУ-125 | Крепкие и очень крепкие абразивные | III, II, I | 10—16 |
| СБУ-160 | | | |
| СБУ-200 | Крепкие, очень крепкие и в высшей степени крепкие абразивные | III, II, I | 12—18 |
| | То же | III, II, I | 12—18 |

Основные преимущества ударно-вращательного способа бурения: высокая производительность; возможность проходить наклонные скважины; отсутствие необходимости в подвозке тяжелого инструмента и в снабжении водой; малый конструктивный вес станков по сравнению с шарошечными за счет уменьшения осевого усилия и т. д.

При ударно-вращательном способе бурения сочетаются элементы вращательного и ударного способов. Породоразрушающий инструмент находится под одновременным действием статического осевого давления, прижимающего буровой инструмент к забою и заглубляющего в забой режущую кромку резцов, вращающего усилия, вызывающего скол породы впереди заглубленных резцов, и динамических нагрузок, периодически с большой частотой воздействующих на буровой наконечник.

Нижний предел рационального применения ударно-вращательного способа бурения ограничен породами крепостью 6—8, а верхний — породами крепостью 20.

В породах крепостью 9—11 и 14—16 станки ударно-вращательного действия показывают соответственно в 3—9 или 2—7 раз более высокую скорость бурения, чем станки ударно-поворотного действия. Так, на многих горных предприятиях Советского Союза станками ударно-вращательного действия при разном конструктивном исполнении и различном выполнении отдельных узлов достигнута высокая эффективность отбойки, а также снижена общая стоимость добычи единицы полезного ископаемого по сравнению с ударно-канатным способом бурения. Это обеспечено за счет более интенсивного и равномерного дробления при отбойке на карьерах комбинатов «Апатит», Джемказган и др.

На карьерах Магнитогорского комбината станком ударно-вращательного действия при диаметре скважины 150 мм достигнуто повышение производительности отбойки в породах крепостью 14—16

примерно в 3 раза по сравнению с ударно-канатным, с учетом разницы в диаметрах скважины.

На гранитных карьерах Укр.ССР станки «Урал-61» и «Урал-64» при крепости породы 9—16 обеспечивают среднюю механическую скорость бурения около 6 м/ч. Эти станки при бурении в массивах крупноблочного строения позволяют иметь сравнительно густые сетки расположения скважин и осуществлять различные схемы короткозамедленного взрывания, учитывая текстурные особенности породы. В этих условиях ударно-вращательный способ бурения более эффективен, чем шарошечный, так как пока не созданы достаточно прочные и износостойкие шарошечные долота малых диаметров (150 мм и меньше).

При ударно-вращательном способе бурения крепких пород эффективность разрушения определяется энергией удара. Статическая нагрузка должна быть достаточной для удержания лезвия бурового наконечника в момент удара прижатом к забою скважины и создающим напряженное состояние в породе. Оптимальным считается осевое усилие около 250—350 кг.

Вторым важным режимным параметром при этом способе бурения является скорость вращения буровой коронки, взаимосвязанная с числом ударов, диаметром буровой коронки и крепостью породы.

В породах крепких и весьма крепких ($f = 14-18$) при диаметре коронки 105 мм и числе ударов 1900 в минуту число оборотов составляет 25—40 в минуту; в породах средней крепости ($f = 10-12$) — 40—60 и в породах ниже средней крепости ($f = 8-10$) — 60—90. С ростом диаметра коронки скорость вращения должна уменьшаться, а увеличение числа ударов пневмоударника позволяет повысить скорость вращения коронки.

Ударно-вращательный способ бурения с погружными пневмоударниками имеет один существенный недостаток: при бурении нисходящих обводненных скважин резко снижаются показатели работы с увеличением глубины бурения более 12—15 м.

Показатели работы несколько улучшаются с увеличением количества и давления сжатого воздуха, подаваемого в скважину для бурения и удаления буровой мелочи вместе с поступающей из стенок скважины водой. Попытки создания специального пневмоударника для бурения в обводненных условиях пока не увенчались успехом. В случае применения ударно-вращательного способа бурения следует учитывать величину проходки на одну заточку. При использовании для бурения сильнозатупленных коронок происходит выкрашивание лезвий твердого сплава. Поэтому при бурении в породах крепостью 12—14 рекомендуется интервал проходки на одну заточку принимать равным 4,0—4,5 м.

Увеличить износостойкость коронок ударно-вращательного способа бурения возможно применением так называемых подсекающих лезвий в коронке, что легко осуществимо в коронках крестовой формы. Применяя в коронке подсекающие лезвия, совпадающие с окружностью бурения, достигают хорошей разрушаемости породы

в угловых частях забоя скважины. В результате радиальные вставки изнашиваются значительно меньше.

Перспективным для бурения скважин диаметром 150 мм является комбинированный способ, соединяющий работу погружного пневмоударника и шарошки. Механизм для комбинированного бурения разработан ИГД им. А. А. Скочинского совместно с ВНИИБТ.

При испытательном бурении на Гайском карьере Бакальского рудоуправления комбинированный способ бурения показал суммарную от двух способов скорость бурения, обеспечил в 3—4 раза большую износостойкость ударного инструмента и в 2 раза — шарошечного.

Комбинированный ударно-шарошечный буровой инструмент позволяет бурить скважины диаметром 150 мм со скоростью 7,0—8,5 м/ч по кварцитам и 20—22 м/ч по сидеритам и доломитам; скорость бурения в 7—9 раз выше, чем при ударно-канатном способе, в 3—5 раз выше, чем при ударно-вращательном, и в 2 раза выше, чем при шарошечном.

§ 5. Огневое (термическое) бурение скважин

При механическом способе бурения скважин в крепких и весьма крепких абразивных горных породах породоразрушающий инструмент затупляется, в результате чего снижается скорость бурения и повышается стоимость буровых работ. Стремление повысить эффективность бурения в таких породах привело к созданию станков термического бурения.

Сущность термического способа проходки скважин состоит в разрушении горных пород с помощью высокотемпературных мощных газовых струй, получаемых от специального термобура с реактивной горелкой. Из такой горелки газовые струи со сверхзвуковой скоростью (до 1800 м/сек) истекают на забой скважины, имея высокую температуру (до 2200° С). В горелку подается смесь кислорода с керосином. Горелка охлаждается водой, которая, превращаясь в пар, вместе с продуктами горения выносит на поверхность из скважины продукты разрушения породы.

Станок термического бурения (рис. 24) конструкции Гипрорудмаша (Криворожский бассейн) смонтирован на гусеничной тележке. Внутри каркаса установлены механизмы подъема-опускания штанги, насосные агрегаты, пульт управления.

Трехсопловая горелка конструкции Гипрорудмаша (рис. 25) имеет три выходных отверстия сопел 10, а также мелкие отверстия для воды 7. Она при помощи цилиндрического переходника из нержавеющей стали соединяется с буровой штангой 1, сделанной из толстостенной цельнотянутой трубы. Внутри штанги размещены трубопроводы для подвода к горелке кислорода 8 и керосина 9.

В камеру сгорания 3, имеющую грушевидную форму, смесь распыленного керосина с газообразным кислородом поступает через форсунку 2 эжекторного типа. Камера горелки расположена в чехле 5, внизу имеется днище 4 с башмаком 6.

В процессе бурения горелка вместе со штангой находится в непрерывном возвратно-вращательном состоянии, вследствие чего огненные газовые струи, выбрасываемые со сверхзвуковой скоростью через сопло 10, встречают последовательно новые участки забоя.

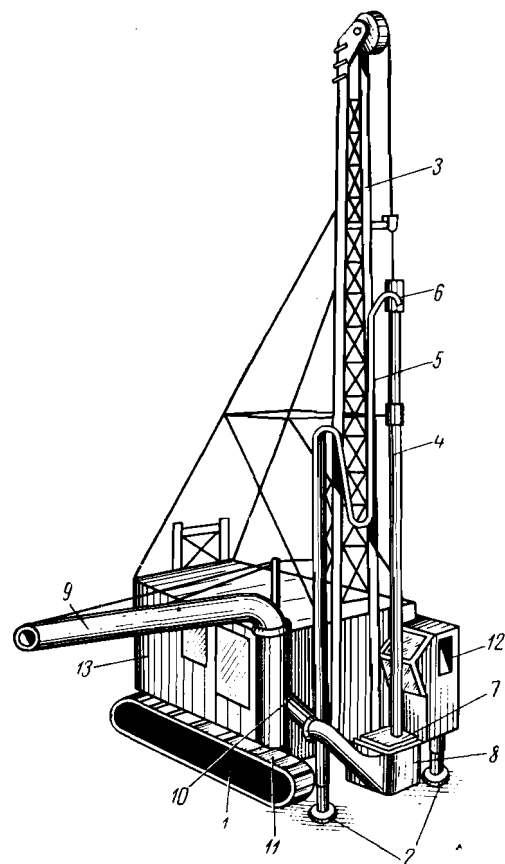


Рис. 24. Схема станка термического бурения:
1 — рама с гусеничным ходом; 2 — домкраты;
3 — мачта; 4 — штанга; 5 — шланги для подачи кислорода, керосина и воды; 6 — вертикальный клапан; 7 — механизм вращения; 8 — коллектор для улавливания буровой мелочи; 9 — труба для улавливания буровой пыли; 10 — вентилятор; 11 — лоток для разгрузки буровой мелочи; 12 — кабина управления; 13 — кузов

поворачивания или полной остановке горелки порода в забое начинает оплавляться и бурение замедляется.

Кислород, керосин и вода поступают из соответствующих резервуаров по отдельным трубопроводам. Резервуаром для кислорода могут служить реципиенты — батареи стандартных или специальных

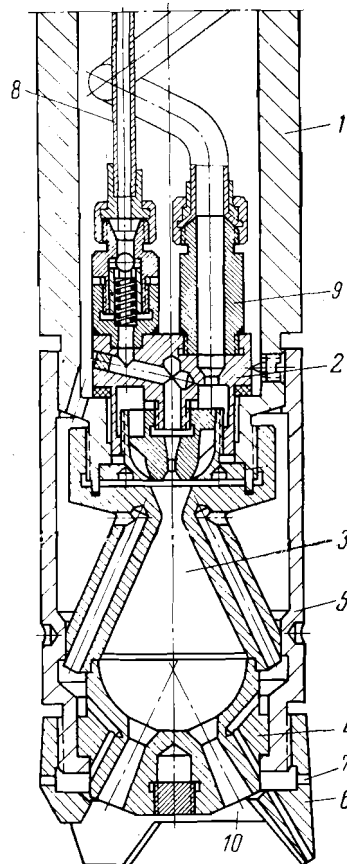


Рис. 25. Горелка термического бурения

Это способствует интенсивному разрушению породы, отделяющейся от массива в виде кусочков, пластинок и чешуек. При малой скорости

кислородных баллонов, смонтированных на двухосных автоприцепах, обеспечивающих работу станка в течение двух смен.

Термическое бурение скважин особенно эффективно в породах, имеющих кремнистое основание и низкий коэффициент теплопередачи. Применение данного способа наиболее эффективно в очень крепких и абразивных породах, в которых могут применяться только станки ударно-канатного бурения, но они дают весьма низкую производительность.

На ряде карьеров Советского Союза применяют буровые станки огневого бурения СБО-160/20 (СБО-2) и СБО-4, предназначенные для бурения вертикальных взрывных скважин как в сухих, так и в обводненных крепких породах. Применение данных станков позволяет расширить скважины до диаметра 500—600 мм в любой их части. В буровом станке СБО-160/20 (СБО-2) окислителем является кислород, а в станке СБО-4 — сжатый воздух. Эти станки самоходные. Основное оборудование станка смонтировано в кузове, установленном на гусеничной тележке. Режимы работы станков автоматизированы — имеется система автоматического поддержания оптимального расстояния от горелки до забоя скважины и регулирования соотношения рабочих компонентов. Кабина для машиниста и машинное отделение утепленные.

Техническая характеристика станков огневого бурения приведена в табл. 10.

Таблица 10

Техническая характеристика станков огневого бурения *

| Показатели | Тип станка | |
|--|--------------------|---------|
| | СБО-160/20 (СБО-2) | СБО-4 |
| Диаметр скважины, мм | 180—220 | 200—250 |
| Глубина бурения, м | 20 | 40 |
| Диаметр котла (расширения), мм | До 500 | До 600 |
| Скорость бурения по породам крепостью 17—20, м/ч | 12—15 | 6—7 |
| Скорость расширения скважин, м/ч | 25—30 | 20—25 |
| Расход рабочих компонентов: | | |
| керосина или солярки, кг/ч | 100 | 150 |
| кислорода, м ³ /ч | 350 | — |
| сжатого воздуха, м ³ /ч | — | 1000 |
| технической воды, м ³ /ч | 3 | 1,5—3,0 |
| Установленная мощность электродвигателей, кВт: | | |
| в летнее время | 25 | 25 |
| в зимнее время | До 100 | До 100 |
| Скорость передвижения станка, км/ч | 0,625 | 0,625 |
| Вес станка (с запасными частями и инструментом), т | 40 | 45 |

* В соответствии с ГОСТ 13748—68 эти станки имеют наименование СБО-20 и СБО-40.

Станок СБО-20 отличается от первой модели увеличенной глубиной бурения (до 20 м), возможностью работы горелки на двух режимах: нормальном, при котором обеспечивается диаметр бурения 180—200 мм, и форсированном — для образования увеличенного диаметра (до 400—500 мм). Поэтому с увеличением производительности станка СБО-2 по сравнению с первой моделью расход кислорода повысился до 350 м³/ч при нормальном режиме и до 500 м³/ч — при форсированном.

Сменная производительность станков термического бурения на карьерах Криворожского бассейна и Бакальского месторождения в породах крепости 14—16 и 14—18 достигает 30—35 м, что в 5—7 раз выше производительности станков ударно-канатного бурения в этих же условиях. Стоимость проходки скважины при этом снижается на 25—30%. Основные показатели термического бурения приведены в табл. 11.

Таблица 11

Показатели термического бурения

| Показатели | Железистые кварциты Криворожского бассейна | | Кварциты Бакальского месторожде- ния ($\rho=14-18$) |
|--------------------------------------|---|--------------|--|
| | $\rho=15-20$ | $\rho=10-14$ | |
| Среднечасовая скорость бурения, м | 5—9 | 5—8 | 4—6 |
| Диаметр скважины, мм | 200—220 | 200—220 | 200—220 |
| Средний расход компонентов топлива: | | | |
| кислорода, м ³ /ч | 240 | 240 | 130 |
| керосина, кг/ч | 120 | 120 | 60 |
| Затраты топлива на 1 м скважины: | | | |
| кислорода, м ³ | 80 | 80 | 30—35 |
| керосина, кг | 35—40 | 35—40 | 12—15 |
| Производительность бурения, м/смену | 20—30 | 20—25 | 20—25 |
| Проходка скважины на одну горелку, м | 80—120 | 80—120 | 80—120 |

Расход компонентов топлива на 1 м скважины при нормальной организации его доставки составляет: кислорода 50—70 м³, керосина 15—20 кг.

§ 6. Автоматизация процессов бурения

Оптимальное управление процессом бурения с учетом конструктивных ограничений, а также горногеологических и технологических условий работы бурового оборудования осуществимо только с помощью автоматических систем управления, устанавливающих оптимальную взаимосвязь параметров режима и достоверные критерии процесса бурения. Наиболее совершенным в настоящее время считается критерий максимума производительности бурения при минимальных затратах на бурение 1 м скважины. Ввиду значительного

отличия физико-механических процессов, происходящих в скважинах при разных способах бурения, оптимальные законы управления будут различными. Для получения этих законов необходимо ясное представление о влиянии на режим бурения механических и других переходных процессов, возникающих в скважине, а также о надежных средствах сбора достоверной текущей информации из забоя (датчиков осевых давлений, скорости вращения, износа бурового инструмента и т. д.). При этом обработка полученной информации и формирование управляющих воздействий могут производиться с помощью специализированных вычислительных устройств.

В настоящее время разработаны системы автоматического управления буровыми станками вращательного действия, так как процесс бурения непрерывен и легко поддается автоматизации. Для других способов бурения разработаны отдельные устройства и приборы, выполняющие функции телеизмерения и автоматической защиты. Основным требованием при создании систем автоматического управления процессом бурения с использованием станков вращательного бурения было поддержание необходимой их скорости. Исследования показывают, что основными параметрами вращательного бурения, влияющими на скорость проходки взрывных скважин, являются конструкция и тип бурового инструмента, осевое усилие на него, число оборотов и способ удаления буровой мелочи.

Получение максимальной скорости бурения может быть обеспечено с помощью автоматического регулирования осевой нагрузки и скорости вращения бурового става при эффективном и полном удалении из скважины продуктов бурения. Скорость вращательного бурения резанием с увеличением числа оборотов коронки повышается до определенного предела. После достижения этого предела скорость бурения уменьшается, причем значение предельного (критического) числа оборотов коронки при повышении осевой нагрузки увеличивается.

Для получения максимальной скорости бурения в этом случае целесообразно применить экстремум-регулятор, с помощью которого изменяется и запоминается значение скорости подачи долота.

В настоящее время предложен экстремум-регулятор по минимальным удельным энергозатратам при вращательном бурении резанием.

Внедрение шарошечного способа бурения на карьерах позволило накопить опыт в определении оптимальных режимов бурения. Этот опыт, а также промышленные эксперименты показывают, что скорость бурения повышается при увеличении осевого усилия; возрастает также проходка скважины на одно долото. Однако при этом быстро выходят из строя опоры шарошек; повышение скорости вращения долота увеличивает скорость бурения, но одновременно приводит и к резкому снижению стойкости зубцов. Это указывает на то, что регулирование осевого усилия и скорости вращения долота по максимальной скорости не обеспечит наилучших технико-экономических показателей бурения. Поэтому при автоматизации

шарошечных буровых станков оптимальным считается режим бурения, обеспечивающий высокую (максимальную) производительность при минимальных затратах на бурение 1 м скважины. Этому критерию соответствуют минимальная удельная энергоемкость разрушения, минимальный износ долота и выход наиболее крупных фракций буровой мелочи.

В системах автоматического регулирования (САР) осевой нагрузки и скорости вращения бурового става указанный критерий используется косвенно. Скорость вращения и осевая нагрузка станков

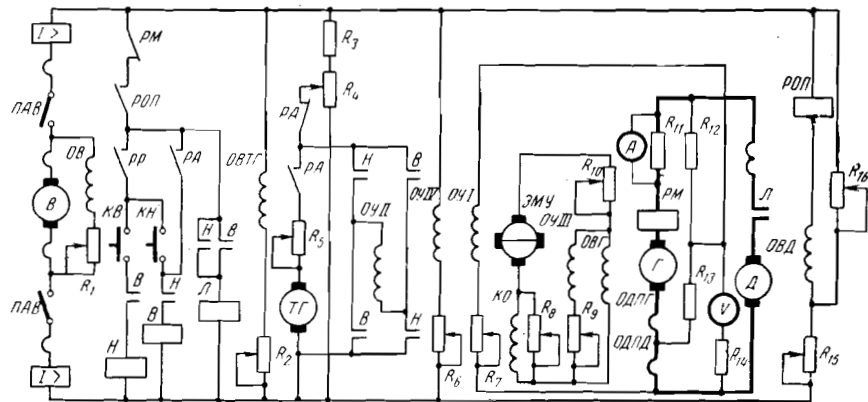


Рис. 26. Система автоматического регулирования скорости вращения бурового става станка СБШ-200

шарошечного бурения регулируются в системах на основании априорных сведений об оптимальном режиме бурения, полученных в результате проведения и обработки большого числа опытов по бурению пород различной крепости.

Скорость вращения долота регулируется автоматически в зависимости от скорости бурения, которая, в свою очередь, при постоянной осевой нагрузке, однозначно зависит от физико-механических свойств породы. При этом соотношения между скоростями бурения и вращения выбраны исходя из критерия минимальной стоимости бурения. Осевая нагрузка регулируется прямо пропорционально крепости буримой породы, как это следует из основного технико-экономического критерия. САР осевой нагрузки и скорости вращения позволяет регулировать в широких пределах скорость вращения от 30 до 300 об/мин и осевую нагрузку от 0 до 18 Т.

На рис. 26 показана система автоматического регулирования скорости вращения бурового става СБШ-200. Привод вращения патрона осуществлен по системе генератор-двигатель с электрическим усилителем ЭМУ. Тахогенератор ТГ приводится во вращение гидротурбинкой, установленной в сливной магистрали гидроцилиндра подачи бурового става.

На рис. 27 показана схема гидроподдачи долота станка СБШ-200. Скорость вращения гидротурбинки пропорциональна скорости бурения. Характеристика тахогенератора ТГ выбрана с таким расчетом, чтобы при бурении пород различной крепости обеспечить установление скоростей вращения, исходя из критерия минимальной стоимости бурения.

В системе предусмотрена возможность ручного и автоматического регулирования скорости двигателя Д (см. рис. 26). При ручном управлении скорость вращения изменяется с помощью регулируемого сопротивления R_4 в цепи обмотки ОУИ электрического усилителя ЭМУ.

Обмотка ОУИ служит для создания жесткой отрицательной обратной связи по напряжению в обоих режимах. Она включена в диагональ тахометрического моста, образованного сопротивлениями R_{12} и R_{13} , обмоткой дополнительных полюсов ОДПД и якорем двигателя Д.

Включение автоматического режима осуществляется с помощью реле РА, катушка которого на схеме не показана. При включении этого реле отключается сопротивление R_4

ручного регулирования скорости вращения двигателя Д и обмотка ОУИИ ЭМУ подключается к датчику скорости бурения, которым служит тахогенератор ТГ. Обмотка ОУИВ обеспечивает минимальную скорость вращения бурового инструмента при скорости бурения равной нулю, а обмотка ОУИИ служит в обоих режимах для стабилизации процесса и осуществляет жесткую отрицательную обратную связь по напряжению ЭМУ.

Действие рассматриваемой САР скорости вращения бурового става состоит в следующем. При изменении скорости бурения изменяется скорость вращения гидротурбинки (см. рис. 27), а следовательно, и напряжение тахогенератора ТГ, которое подается на обмотку электрического усилителя ЭМУ ОУИИ (см. рис. 26). Увеличение или уменьшение тока в обмотке ОУИИ вызывает пропорциональное изменение напряжения на якоре ЭМУ, т. е. возбуждения генератора Г, в результате чего изменяется напряжение на двигателе Д. Таким образом, увеличение или уменьшение скорости бурения приводит к такому же изменению скорости вращения бурового става. Обмотка ОУИ электрического усилителя ЭМУ включена встречно с обмотками ОУИИ и замыкает САР, осуществляя жесткую отрицательную обратную связь по напряжению генератора.

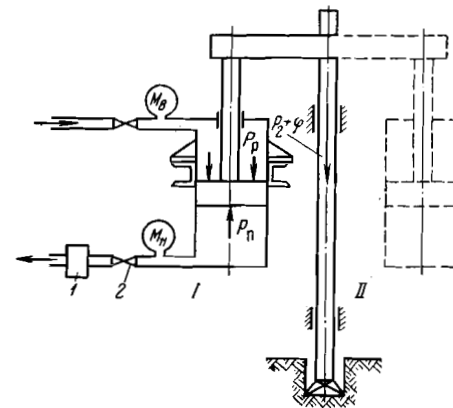


Рис. 27. Схема гидроподдачи долота станка СБШ-200
1 — гидротурбинка; 2 — гидродросьель; I и II — гидроцилиндры

Реверсирование двигателя *D* производится с помощью реверсирующей цепочки в цепи обмотки *OUII*. Реле *POII* служит для контроля обрыва поля двигателя *D*.

Для ручного регулирования осевой нагрузки служит гидродроссель, установленный на сливной магистрали механизма подачи. При автоматическом регулировании осевой нагрузки гидродроссель устанавливается машинистом в определенное положение. В сливную магистраль механизма подачи будет введено сопротивление истечению жидкости.

Осовая нагрузка определяется разностью давления в напорной и сливной полостях цилиндров механизма подачи (см. рис. 27), причем в напорной полости давление будет постоянным и равным давлению в гидросистеме. Во время бурения скорость подачи определяется сопротивляемостью буримой породы. Чем мягче порода, тем больше давление на сливе, тем меньше давление на забой, и наоборот. Однако такое саморегулирование осевой нагрузки не может происходить в широких пределах изменения крепости буримых пород. Поэтому при значительных изменениях крепости необходимо менять уставку гидродросселя в сливной магистрали.

Применение САР скорости вращения бурового става и осевой нагрузки с системой автоматизации перехвата штанги зажимным патроном позволяет автоматизировать процесс бурения скважины на величину подачи, соответствующую длине одной штанги.

В связи с серийным изготовлением тиристоров появилась возможность использовать новейшие достижения техники для создания надежного, компактного и простого в обслуживании электропривода для вращения бурового става. В настоящее время САР скорости вращения бурового става с кремниевыми управляемыми полупроводниковыми выпрямителями типа ВКДУ-100 разработана и успешно прошла испытания. Для оперативного технологического контроля за бурением и квалифицированном руководстве этим процессом при большом парке разбросанных на значительной площади буровых станков целесообразно применение телеконтроля и телеуправления.

Наличие средств сбора, передачи, приема и сосредоточения информации о процессах бурения в одном пункте позволяет: осуществлять непрерывный контроль и руководство процессом бурения, уменьшать простой и непроизводительные потери времени, улучшать качество бурения и, в конечном счете, уменьшать его стоимость. Разработка аппаратуры дистанционного контроля и диспетчерского управления ведется в направлении создания схем и устройств надежной двусторонней связи диспетчера со всеми участками, на которых производится бурение, и устройств дистанционного контроля и управления процессом бурения.

Для упрощения задачи обычно выбирается один параметр — подача бурового инструмента на забой, сведения о котором непрерывно автоматически передаются на диспетчерский пункт, где регистрируются на пульте диспетчера. Для передачи информации

о величине подачи могут использоваться проводные каналы связи и радиоканалы.

В последнем случае электрические сигналы о величине подачи преобразовываются передающим устройством в радиосигналы и посылаются в эфир.

Приемная аппаратура на пульте диспетчера производит обратное преобразование радиосигналов в электрические, которые поступают на регистрирующие приборы.

Зарегистрированные изменения во времени и пространстве подачи бурового инструмента позволяют диспетчеру или руководителю работ получить исчерпывающее представление о состоянии работ по бурению скважин, о глубине скважин, скорости бурения на любом интервале по глубине скважины, простоях, характере буримых пород, наращивании инструмента и т. д., что дает возможность осуществлять назначенные оптимальные режимы бурения.

ГЛАВА VI

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ

§ 1. Принципы расположения и расчета скважинных зарядов при взрывной отбойке

Сущность метода скважинных зарядов заключается в том, что рыхление горных пород осуществляется взрывом серии удлиненных зарядов ВВ, размещенных в вертикальных скважинах.

Подавляющий объем породы на карьерах разрушается скважинами диаметром 200—250 мм. Данный метод отбойки горных пород при открытой разработке месторождений в настоящий период является преимущественным и все больше применяется для образования котлованов и траншей при строительстве железных и автомобильных дорог.

В связи с увеличением мощности ковша экскаватора и других видов горнотранспортного оборудования наблюдается стремление к увеличению диаметра скважин. Но при необходимости мелкого дробления породы, особенно при крупноблочном строении массива, применяют скважины уменьшенного диаметра (100—150 мм). Вертикальные скважины, а когда позволяет конструкция станка, то и наклонные, диаметром 200—250 мм бурят шарошечными станками типа СВИ.

В весьма крепких содержащих кварц породах (например, железистые кварциты Криворожского бассейна) применяют станки огневого бурения типа СБО, которыми можно бурить скважины диаметром до 350—400 мм.

Скважины малых диаметров (110—150 мм) бурят станками ударно-вращательного действия (типа СБУ), которыми также без особых технологических затруднений можно бурить и наклонные

скважины. При расчете параметров расположения скважин исходным является их диаметр. Величина диаметра скважин выбирается исходя из производственной мощности карьера; применяемого на карьере горнотранспортного оборудования; структуры пород; требований к степени измельчения горной массы, определяемых последующей технологией ее использования; целесообразности применения схем короткозамедленного взрывания, требующих многорядности расположения зарядов ВВ при малой производственной мощности карьера, и т. д.

Современные средства бурения позволяют с достаточной эффективностью проходить взрывные скважины диаметром 100—300 мм. Увеличением диаметра скважин достигается снижение величины удельного бурения. Одновременно увеличение диаметра при сохранении постоянным удельного заряда ВВ приводит к увеличению концентрации заряда и уменьшению равномерности дробления массива с ростом выхода негабарита.

Изменение диаметра скважины вызывает изменение скорости ее бурения по зависимости

$$\frac{v_1}{v_2} = \left(\frac{d_2}{d_1} \right)^n, \quad (\text{VI},1)$$

где v_1 и v_2 — скорости бурения соответственно при диаметрах бурения d_1 и d_2 ;

n — показатель степени, изменяющийся от 1 до 2,5 в зависимости от свойств породы, режима бурения и степени затупления инструмента.

Влияние диаметра скважин на эффективность бурения обычно оценивается по выходу горной массы с 1 м пробуренной скважины и объему массива, обуренного машиной в единицу времени. Так как заряды ВВ в массиве располагают по прямоугольной сетке, то с уменьшением диаметра заряда в n раз при тех же параметрах расположения зарядов, выраженных в функции диаметра заряда, площадь массива, приходящаяся на заряд, уменьшится в n^2 раз. Следовательно, чтобы иметь при уменьшенном диаметре скважины ту же сменную производительность по обуренной горной массе, которая обеспечивается при большем диаметре, необходимо увеличить скорость бурения уменьшенным диаметром в n^2 раз (n — отношение большего диаметра к меньшему).

Современные средства бурения скважин на карьерах не обеспечивают вышеуказанного условия и поэтому стоимость обуривания единицы горного массива повышается с уменьшением диаметра скважин. Этим объясняется тенденция ряда карьеров большой производственной мощности увеличивать диаметр скважин, хотя качество дробления при взрывании в этом случае без увеличения удельного заряда ВВ ухудшается. В зависимости от выбранного диаметра скважины определяется величина сопротивления по подошве (СПП), т. е. расстояние от нижней бровки уступа до оси скважины, которое может преодолеть заряд. Параметры расположения зарядов в мас-

сиве взаимосвязаны, поэтому величина СПП зависит от свойств породы (объемного веса, хрупкости и трещиноватости), свойств ВВ в заряде (характеристики ВВ, плотности заряжения скважины, длины заряда, веса заряда ВВ, приходящегося на единицу длины скважины), от схемы расположения и последовательности взрывания зарядов, расстояния между скважинами, количества взрывааемых рядов скважин, величины перебура. Все эти факторы различными авторами вводятся в расчетные формулы, в которых учитывается совокупное влияние их на выбор СПП.

Наиболее распространенными являются формулы, составленные на основе максимально возможного использования выбуренного объема скважины для размещения заряда ВВ. Максимальный заряд, который можно разместить в скважине исходя из ее фактического диаметра, плотности ВВ, величины забойки и перебура, определяется по формуле

$$Q = 10 \frac{\pi d^2}{4} \Delta \tau H, \text{ кг} \quad (\text{VI},2)$$

или

$$Q = 7,85 d^2 \Delta \tau H, \text{ кг}, \quad (\text{VI},3)$$

где d — диаметр скважины, дм ;

Δ — плотность ВВ, кг/дм^3 ;

τ — коэффициент заполнения скважины ВВ.

Заряд, который необходимо разместить в скважине (рис. 28) исходя из взрывааемого объема породы и фактического удельного заряда ВВ, определяется из зависимости

$$Q = q H a w, \text{ кг}, \quad (\text{VI},4)$$

где q — удельный заряд ВВ, кг/м^3 ;

H — высота уступа, м ;

a — расстояние между скважинами, м ;

w — линия наименьшего сопротивления (в данном случае ЛНС для первого ряда скважин является СПП).

Приравнивая правые выражений (VI,3) и (VI,4) и заменив a значением mw из выражения $a = mw$, получаем

$$q H m w^2 = 7,85 d^2 \Delta \tau H, \quad (\text{VI},5)$$

где m — коэффициент сближения скважин.

Из выражения (VI,5) получаем

$$w = d \sqrt{\frac{7,85 \Delta \tau}{q m}}, \text{ м}. \quad (\text{VI},6)$$

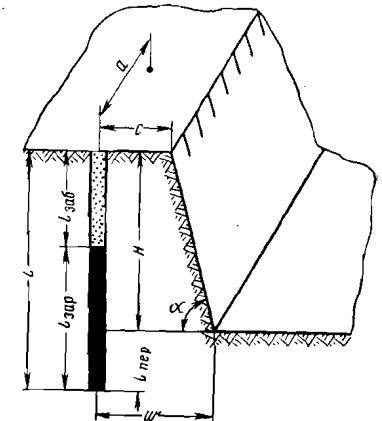


Рис. 28. Параметры расположения вертикальных скважин

Уравнение (VI,5) различными авторами решается по-разному. Так, П. П. Назаров, подставляя значения

$$l_{\text{зар}} = H + l_{\text{пер}} - l_{\text{заб}}$$

и

$$a = mw,$$

а также заменив

$$l_{\text{пер}} = pw$$

и

$$l_{\text{заб}} = zw,$$

приводит выражение (VI,5) к квадратному уравнению относительно w , решая которое получает формулу для определения СПП

$$w = \frac{-g(z-p) + \sqrt{g^2(z-p)^2 + 4qmgH}}{2gmH}, \text{ м.} \quad (\text{VI,7})$$

где g — вместимость ВВ в скважине, кг/м;
 z — коэффициент забойки, равный 0,75;
 p — коэффициент перебура, равный 0,1—0,3;
 q — удельный заряд ВВ, кг/м³.

При взрывании слаботрещиноватых массивов, даже невысокой прочности, выход крупных негабаритов будет большим, а в подошве образуются пороги. Это потребует уменьшения СПП по сравнению с расчетной. Наоборот, при взрывании сильно трещиноватых массивов значение w может быть увеличено по сравнению с расчетным, так как такие массивы легко разрушаются при незначительном сотрясении от взрыва.

Для ориентировочных расчетов w можно пользоваться формулой (VI,6) или (VI,7). Окончательное значение w , так же как и Q , устанавливается по результатам опытных взрывов. На практике СПП, выраженное в диаметрах скважины, находится в пределах

$$w = (30 - 40) d,$$

а значение

$$a = (0,8 - 1,2) w.$$

После определения СПП по одной из приведенных формул его значение проверяется из условия безопасного бурения скважин первого ряда

$$w_6 = H \operatorname{ctg} \alpha + c, \text{ м.} \quad (\text{VI,8})$$

Необходимо соблюдение $w_6 \leq w$. Если это условие не выдержано, то необходимо увеличить диаметр скважин или перейти на наклонные скважины, в результате чего значение $H \operatorname{ctg} \alpha$ резко уменьшится или превратится в нуль (α — угол откоса уступа, град; H — высота уступа, м; c — расстояние от верхней бровки до первого ряда скважин, по Правилам безопасности $c \geq 3$ м).

Из выражений (VI,6) и (VI,8) можно определить диаметр первого ряда скважин, преодолевающих СПП по условию безопасности бурения w_6 , по формуле

$$d = \frac{H \operatorname{ctg} \alpha + c}{\sqrt{\frac{7,85 \Delta \tau}{qm}}} \quad (\text{VI,9})$$

Удельный заряд ВВ определяется на основе опытных взрывов в процессе ведения работ. Значения удельного заряда ВВ можно принимать по данным, приведенным в табл. 12.

Таблица 12

Удельный заряд ВВ при взрывании различных пород аммонитом № 6

| Породы | Категория крепости породы по ЕН Вир (1960 г.) | Категория крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова | Удельный заряд ВВ, кг/м ³ | |
|---|---|---|--------------------------------------|--------------|
| | | | при выбросе | при рыхлении |
| Песок | — | IX | 1,5—1,7 | — |
| Песок плотный или влажный | — | VIII | 1,2—1,3 | — |
| Суглинок тяжелый | II | VIII | 1,0—1,50 | 0,35—0,40 |
| Крепкие глины | III | VII | 1,0—1,30 | 0,35—0,45 |
| Лёсс | III—IV | VIIa | 0,9—1,30 | 0,30—0,45 |
| Мел | IV | VI | 0,8—1,35 | 0,25—0,30 |
| Гипс | IV—V | VI | 1,0—1,30 | 0,35—0,45 |
| Известняк ракушечный | V—VI | VI | 1,5—1,75 | 0,5—0,60 |
| Опока, мергель | IV—V | VI | 1,0—1,30 | 0,35—0,45 |
| Туфы трещиноватые, плотная тяжелая пемза | V | VI | 1,30—1,50 | 0,45—0,50 |
| Конгломерат и брекчия на известковом цементе | V—VI | V | 1,50—1,40 | 0,40—0,50 |
| Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, известняк, мергель | VI—VII | V | 1,15—1,40 | 0,40—0,50 |
| Доломит, известняк, магнетит, песчаник на известковом цементе | VII—VIII | IV | 1,3—1,70 | 0,45—0,60 |
| Известняк, песчаник | VII | IV—III | 1,3—2,10 | 0,45—0,7 |
| Гранит, граводиорит | VII—X | IV—I | 1,5—2,15 | 0,5—0,7 |
| Базальт, андезит | IX—XI | III—I | 1,75—2,30 | 0,6—0,75 |
| Кварцит | X | II | 1,5—1,75 | 0,5—0,6 |
| Порфирит | X | II—I | 2,1—1,15 | 0,7—0,75 |

При отбойке породы заряд ВВ на уровне подошвы работает в более трудных условиях. Для избежания образования в этом месте порогов заряд ВВ в нижней части скважины усиливают, что достигается: бурением скважины ниже подошвы уступа; расширением нижней части скважины взрывным, термическим или механическим способом для размещения заряда ВВ большей величины; применением в нижней части скважин ВВ с более высокой удельной энергией взрыва.

Глубина перебура рассчитывается по формулам, дающим значение в пределах $(0,1-0,3)w$, т. е. $0,8-3,0$ м.

Увеличение перебура оказывает отрицательное влияние на результат ведения работ: ухудшает дробление породы по той причине, что значительная часть заряда ВВ скважины размещается в перебуре, а верхняя часть уступа не подвергается эффективному действию взрыва и плохо дробится; чрезмерно разрушает верхнюю площадку расположенного ниже уступа, что усложняет бурение скважин; приводит к уменьшению выхода горной массы с 1 м скважины и увеличению удельного расхода ВВ.

Наличие в массиве, особенно на уровне подошвы уступа, четко выраженного горизонтального напластования облегчает работу заряда ВВ в нижней части скважины, и в этих условиях перебура нет. Перебура также нет, если подстилающие породы имеют незначительную прочность и требуется раздельная выемка. В этом случае скважины бурятся на глубину меньшую, чем высота уступа.

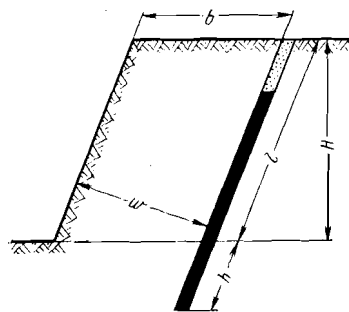


Рис. 29. Расположение наклонных скважин

Длина забойки в скважинах выбирается, исходя из условий создания равномерного сопротивления действию взрыва во всех направлениях и предотвращения опасного разлета кусков.

Обычно длина забойки определяется по формуле

$$l_{\text{заб}} \geq 0,75w. \quad (\text{VI},10)$$

Длина забойки может быть уменьшена до $0,4-0,5w$ при рассредоточении зарядов ВВ воздушными промежутками. На ряде карьеров подтверждена возможность сокращения длины столба инертной забойки до $0,3-0,4w$ за счет замены нижней части забойки воздушным промежутком. Такая замена улучшает качество дробления верхней части уступа без заметного увеличения дальности разлета кусков.

Применение наклонных скважин имеет преимущества перед вертикальными и иногда является единственным способом преодоления возникающих технологических трудностей. Наклонные скважины можно бурить при любом угле откоса и практически при любой высоте уступа. На рис. 29 показано расположение наклонных скважин. Наиболее широко применяются наклонные скважины диаметром $100-150$ мм, которые бурят параллельно откосу уступа. В этом случае ЛНС одинакова по всей высоте уступа и составляет

$$w = b \sin \alpha, \quad (\text{VI},11)$$

где α — угол откоса уступа, равный углу наклона скважин к горизонту, град.

Расстояние между зарядами ВВ принимают равным $(0,8-1,2)w$ или

$$m = \frac{a}{w} = 0,8-1,2.$$

Полная длина скважин будет

$$l = l_1 + h = \frac{H}{\sin \alpha} + h,$$

где l_1 — длина скважины до подошвы уступа, м.

Длина забойки определяется с учетом избежания выброса породы вверх

$$l_{\text{заб}} = \frac{w}{\sin \alpha}. \quad (\text{VI},12)$$

Расчет основных параметров величины и расположения наклонных скважин основывается на тех же принципах, что и для вертикальных скважин.

В Советском Союзе наклонные скважины применяют на карьерах небольшой производственной мощности, а также на карьерах значительной мощности для вспомогательных работ (подбуривание повышенной подошвы, заткоска бортов и т. д.).

К недостаткам применения наклонных скважин относится трудность их заряжания порошкообразными ВВ, потеря скважин из-за вывалов кусков породы из стенок скважины. При этом усложняется чистка скважин буровым станком.

Первоочередными задачами для дальнейшего внедрения отбойки полезного ископаемого с помощью наклонных скважин следует считать: усовершенствование буровых станков шарошечного бурения и бурового инструмента; освоение способов бурения наклонных взрывных скважин диаметром $150-250$ мм и более.

§ 2. Взрывание на выброс в случае применения скважинных зарядов

Открытый способ ведения горных работ всегда сопровождается выполнением ряда вспомогательных работ, например проходкой водоотливных и нагорных канав различного типа и назначения, траншей и т. д. Горная масса, вынутая при их проходке, часто является пустой породой и может быть складирована на бортах этих выработок. Вспомогательные работы обычно должны быть проведены в короткие сроки. При этом наиболее применим весьма эффективный способ — взрыв на выброс, который производит не только разрушение горных пород на отдельные куски, но и перемещение их частично или полностью в определенном направлении за пределы заданного профиля. В результате этого образуются выемки различного назначения. Для образования выемок незначительной глубины, проходимых в мягких грунтах (глины, суглинки), заряды ВВ размещают в вертикальных и наклонных скважинах. Выемки узкого профиля могут быть образованы взрыванием вертикальных скважин-

ных зарядов. На рис. 30 показана схема расположения вертикальных скважинных зарядов.

Следует различать выброс двусторонний (обычный), осуществляемый взрыванием одного или нескольких зарядов ВВ, заложенных вдоль оси проектируемой выемки. Основная масса породы выбрасывается на обе стороны. Направленный (односторонний) выброс осуществляется взрывом не менее двух зарядов. У того ряда зарядов,

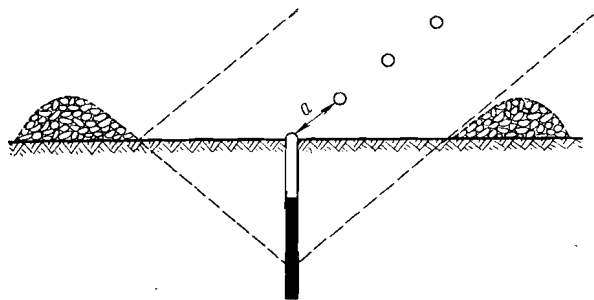


Рис. 30. Схема расположения вертикальных скважинных зарядов выброса

который наиболее удален от стороны направления выброса, показатель действия взрыва должен быть на 0,5 больше показателя действия зарядов другого ряда.

Для получения одностороннего выброса породы с преимущественным выбросом 70—80% на одну сторону следует применять наклонные скважинные заряды (рис. 31, а). В плотных трудновзрываемых грунтах наклонные скважинные заряды комбинируют со встречными подкольными зарядами уменьшенного диаметра (рис. 31, б) для обеспечения проектной глубины выемки и повышения направленности выброса породы до 90%.

Диаметры встречных скважин в случае применения зарядов подкола в 2,1 раза меньше диаметра основных скважин и бурятся на таком же расстоянии друг от друга и под тем же углом, что и остальные.

Для получения выемок широкого профиля применяется комбинация из одного ряда вертикальных и двух рядов наклонных скважин (рис. 31, в). В случае применения вертикальных скважинных зарядов расчет параметров производится из условий минимально допустимой величины диаметра заряда ВВ. Ниже приведены минимальные диаметры зарядов ВВ (в мм) в различных грунтах для получения выемки глубиной 3 м.

| | |
|---|---------|
| Влажный суглинок | 50—80 |
| Вязкая глина, влажный вязкий суглинок | 80—100 |
| Лёссовидные грунты и лёсс | 100—130 |
| Супесь | 130—160 |

Глубина скважин определяется по формуле

$$L = k_{\text{пер}} H, \text{ м}, \quad (\text{VI},13)$$

где L — глубина скважины, м;
 $k_{\text{пер}}$ — коэффициент перебура, принимаемый равным 1,0—1,2;
 H — проектная глубина выемки, м.
 Длину заряда определяют по формуле

$$l_{\text{зар}} = 0,75L, \text{ м}. \quad (\text{VI},14)$$

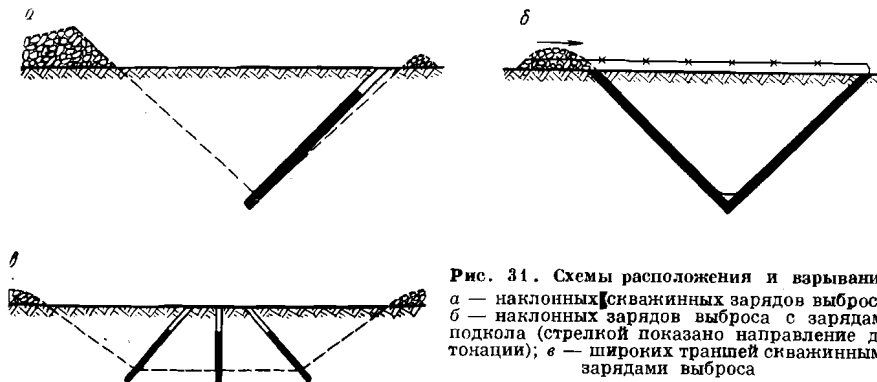


Рис. 31. Схемы расположения и взрывания: а — наклонных скважинных зарядов выброса; б — наклонных зарядов выброса с зарядами подкола (стрелкой показано направление детонации); в — широких траншей скважинными зарядами выброса

Вес заряда рассчитывают по формуле

$$Q = l_{\text{зар}} P, \text{ кг}, \quad (\text{VI},15)$$

где P — вместимость скважины, кг/м.

Расстояние между зарядами определяют по формуле

$$a = c_{\text{п}} d, \text{ м}. \quad (\text{VI},16)$$

где $c_{\text{п}}$ — коэффициент сближения зарядов, зависящий от простреливаемости грунта;

d — диаметр заряда, м.

Коэффициент сближения зарядов определяют по формуле

$$c_{\text{п}} = 1,9 \sqrt{\Delta \Pi_{\text{пр}}}, \quad (\text{VI},17)$$

где $\Pi_{\text{пр}}$ — показатель простреливаемости;

Δ — плотность ВВ в заряде, т/м³.

Значения коэффициента $c_{\text{п}}$ для наиболее распространенных пород приведены ниже:

| | |
|---------------------------------------|-------|
| Плотная тяжелая глина | 9—10 |
| Моренный суглинок | 10—12 |
| Глина средней плотности | 11—13 |
| Суглинок лёссовидный и лёсс | 13—15 |
| Оглиненные суглинки и глины | 14—16 |

Взрывчатые вещества, рекомендуемые к применению на открытых разработках

| Класс | Группа | Наименование ВВ |
|--------------------------------------|---|--|
| Непредохранительные | | |
| 1. ВВ только для открытых работ | А. Гранулированные ВВ для сухих скважин и котлов | Зерногранулит 80/20 Игданит Гранулит АС Гранулит С |
| | Б. Литые ВВ | Аммонал ТСА-40 Аммонал ТСА-12 |
| | В. Гранулированные ВВ для обводненных скважин | Гранулированный тротил (гранулотол) Зерногранулит 30/70 Алюмотол |
| | Г. Шнекованные ВВ для обводненных скважин | Шнекованный аммонит В-3 |
| | Д. Порошкообразные ВВ для открытых работ | Аммонит № 9* Аммонит № 10* |
| | Е. Льющиеся водонаполненные ВВ | Акватол 65/35 |
| 2. ВВ для открытых и подземных работ | А. Прессованные ВВ для работ по крепким породам | Аммонит скальный № 1 |
| | Б. Патронированные порошки, не содержащие нитроэфиров | Аммонит № 6* Аммонит № 6ЖВ Аммонит № 7 Аммонит № 7ЖВ Водоустойчивый аммонит Динафталит Динамон АМ-10 |
| | В. Патронированные порошки, содержащие нитроэфир | Детонит 6А Детонит 10А Детонит 15А-10 |
| | Г. Пластичные ВВ для работ по крепким породам | 62%-ный труднозамерзающий динамит |
| | Д. Гранулированные ВВ | Акваниты № 2** и 3** Зерногранулит 79/21 Гранулит АС-8** |

* ВВ, допущенные к постоянному применению, но утратившие к настоящему времени свое прежнее значение в связи с выпуском новых ВВ, более совершенных для применения в тех же условиях.

** ВВ, допущенные к промышленным испытаниям.

Вертикальные скважины взрывают мгновенно с помощью детонирующего шнура электродетонаторами мгновенного действия. При наклонных скважинах угол наклона принимают в зависимости от ширины выемки в пределах 45—55°.

Длину скважины L определяют по формуле

$$L = \frac{k_{\text{пер}} H}{\sin \alpha}, \text{ м.} \quad (\text{VI.18})$$

где α — угол наклона скважин, град.

Расстояние A от оси проектируемой выемки до устья скважин для зарядов выброса определяют по формуле

$$A = \sqrt{L^2 + H^2}, \text{ м.} \quad (\text{VI.19})$$

В остальном порядок расчета параметров наклонных скважин такой же, что и для вертикальных скважин.

Широкое распространение взрывов на выброс объясняется рядом присутствующих этому методу преимуществ: взрывание пород любой крепости, образование выемок значительной глубины и т. д. Недостатки: необходимость иногда весьма значительного увеличения расхода ВВ.

Скважинные заряды выброса могут найти широкое применение в нескальных породах, когда требуется получить более крутые откосы выемок.

§ 3. Взрывчатые материалы для открытых работ и условия рационального их применения

Промышленные ВВ по условиям применения разделены на предохранительные и предохранительные. На открытых разработках применяются только предохранительные ВВ.

Перечень ВВ, рекомендуемых к применению на открытых горных работах (по состоянию на 1 января 1968 г.), и их характеристики приведены в табл. 13 и 14.

Наибольшее распространение на карьерах получили аммиачно-селитренные ВВ. Меньше применяются нитросоединения. Пороха применяют при добыче штучного камня (дымный порох) и для рыхления массивов (бездымный).

Состав и основные свойства ВВ, наиболее распространенных на карьерах

Аммониты — смесь аммиачной селитры с химическими взрывчатыми соединениями, относящимися к группе нитропроизводных ароматического ряда. Назначение последних — улучшение восприимчивости аммиачной селитры к детонации и повышение работоспособности ВВ. В качестве взрывчатой добавки в аммониты входит тротил.

Аммониты безопасны в обращении, малочувствительны к трению и удару, с трудом загораются от открытого пламени и спокойно

Свойства ВВ, рекомендуемых к применению на открытых работах
(заряжание скважин, «котлон», камер)

| Наименование ВВ | Состояние и составные части ВВ | Энергия взрыва (вода-пар), ккал/кг | Работоспособность (в из- менном состоянии), см ³ | Объем свинцового ци- линдра при испытании в котлах, мм | Правильная плотность заряжания, г/см ³ | Критический диаметр от- крытых зарядов, мм | Подготовка ВВ перед взрывом | Водо- устойчивость | Рекомендуемые промежуточные детонаторы |
|-----------------------------|--|---------------------------------------|---|--|--|---|--|--|--|
| Зерно- гранулит 80/20 | Зернистая смесь гранулированной аммиачной селит- ры с цеолитро- ваным тротилом | 940—1025 | 350—370 | 24—26 | 0,9 | 30—40 | Заводского изготовления | Пригоден к применению только в сухой части скважины | Шапки-дето- наторы Т-400, ТГ-150 |
| Зерно- гранулит 50/50 | Зернистая смесь гранулированной аммиачной селит- ры с гранулиро- ванным (или рас- плавленным) тротилом | 850—860 | 340—350 | 25 | 0,9—0,95 | 30—50 | То же | Засыпается в скважину и используется как суспензи- онное ВВ в непроточной воде | Шапки-дето- наторы Т-400, ТГ-300, ТГ-500 |
| Зерно- гранулит 30/70 | То же | 895—925 | 310—330 | 22—27 | 1,1 | 35—60 | » | То же | То же |
| Акватор 65/35 | Водонаполненная загущенная смесь | 800 | 350—360 | 28—30 | 1,4—1,5 | 20—40 | На заводе изготавливается | Пригоден к применению | Шапка-дето- натор Т-20 |
| Игданит | Смесь гранули- рованной или чешуйчатой ам- миачной селитры с жидкими нефтепродуктами | 800—940 | 320—330 | 15—20 | 0,9 | 150 | Готовится на месте зарядки с водой | как в обвод- ненных с про- точной водой, так и в сухих скважинах | Шапки-дето- наторы Т-400, ТГ-150 |
| Гранулит С | Смесь гранули- рованной аммиач- ной селитры с жидким нефтепро- дуктом и опуд- ренная древесной мукой | 877 | 315—340 | 15—20 | 0,9 | 150—180 | Заводского изготовления | То же | То же |
| Грану- лит АС | Смесь гранули- рованной аммиач- ной селитры с жидким нефте- продуктом и опуд- ренная алю- миниевым порошком | 940 | 340—400 | 20—27 | 0,9—1,0 | 100 | То же | » | » |
| Грану- лотол | Крупногранули- рованный хорошо тонущий в воде тротил | 930 | 285—235 | 18—22 | 0,8—0,95 | 50—60 | » | Пригоден для неограничен- ного пребывания в воде | Шапки-дето- наторы Т-400, ТГ-300, ТГ-500 |

| Наименование ВВ | Состояние и составные части ВВ | Энергия взрыва (вода—пар), ккал/кг | Работоспособность (в раз- см ³ мельченном состоянии), см | Обжигание свинцового пи- лифра при испытывании в копцах, мм | Практическая плотность зарядания, г/см^3 | Критический диаметр от- крытых зарядов, мм | Подготовка ВВ перед взрывом | Водо- устойчивость | Рекомендуемые промежуточные детонаторы |
|--|---|---|---|---|--|---|--------------------------------|---|--|
| Алюмо- тол | Крупногранули- рованный сплав тротила с алюми- нием, хорошо тонет в воде | 1260 | 420—440 | 26—28 | 0,95—1,0 | 25—30 | Заводского изготовления | Притоден для неограничен- ного пребыва- ния в воде | Шашки-дето- наторы Т-400, ТТ-300, ТТ-500 |
| Аммотол ТСА-42 в шаш- ках и кусках | Сплав тротила, аммиачной селит- ры и алюминия в кусках или цилиндрических шашках | 1118 | 400—430 | 28—30 | 1,4—1,5 | 25—35 | То же | Слабая | Шашки-дето- наторы ТТ-500, ТТ-500 |
| Аммотол ТСА-40 | То же | 1128 | 450—470 | Полное разру- шение | 1,5—1,6 | 20—25 | » | Высокая | Шашки-дето- наторы ТТ-1000 |
| Тротил в ли- той в шашках и кусках | Цилиндрические шашки диаметром 280—400 мм и куски размером до 400 мм | 1010 | 285—295 | 28—30 | 1,5—1,55 | 40—45 | » | Притоден для неограничен- ного пребыва- ния в воде | То же |

Примечание. Аммотолы ТСА также выпускаются в виде смеси их кусков с гранулированным тротилом или алюмогалом, что удобно при зарядке.

сгорают на открытом воздухе. Для взрывания на открытых горных работах изготавливают шнекованные ВВ повышенной водоустойчивости.

Аммиачноселитренные ВВ, применяемые на открытых разработках, в порошкообразном или гранулированном виде упаковывают по 40 кг в крафтцеллюлозные мешки.

Динамоны представляют собой механическую смесь тонкодисперсной аммиачной селитры и горючих веществ (торф, древесная мука, сажа, мука сосновой коры, жмых, керосин, мазут, солярное масло и др.). Динамоны можно изготавливать на месте взрывных работ.

Динамоны обладают свойствами, подобными свойствам аммонитов. В настоящее время динамоны не применяются на предприятиях Советского Союза, так как создана более качественная их разновидность — игданиты.

Игданит представляет собой смесь 94,5—95,5% гранулированной или чешуированной аммиачной селитры с 4,5—5,5% солярового масла. Гранулы аммиачной селитры содержат специальные добавки (фуксин, апатит, соли кальция или натрия) для предохранения от слеживаемости. Игданит готовят на месте взрывных работ одним из следующих способов: заливкой солярового масла в мешки с аммиачной селитрой; смешиванием аммиачной селитры с соляровым маслом в стационарных установках, расположенных вблизи карьера; с помощью зарядных агрегатов, предназначенных для транспортирования аммиачной селитры, засыпки ее в скважины с одновременным смачиванием дозированным количеством солярового масла.

Игданит мало чувствителен к начальному импульсу и для взрывания его зарядов необходимо применять промежуточный детонатор из аммонита, тротила или зерногранулита. В обводненных скважинах в качестве промежуточного детонатора применяют водоустойчивые аммониты, размещаемые в обводненной части скважины. Благодаря высокой безопасности работ, простоте изготовления и дешевизне игданиты широко применяют на открытых горных работах.

Гранулиты изготавливают пропиткой подсушенных гранул аммиачной селитры минеральным маслом и последующим опудриванием гранул алюминиевой пудрой или другой тонкоизмельченной горючей добавкой. Гранулит С состоит из 94% гранулированной аммиачной селитры, 2,5% минерального масла и 3,5% древесной муки. Гранулит АС состоит из 93% аммиачной селитры, 3% минерального масла и 4% алюминиевой пудры. Гранулиты применяют для взрывания скважин в сухих забоях.

Зерногранулиты представляют собой механическую смесь гранулированных тротила и аммиачной селитры. В зависимости от процентного содержания в зерногранулите аммиачной селитры и тротила различают три сорта этих ВВ: зерногранулит 80/20, зерногранулиты на чешуированном тротиле 50/50 и 30/70.

Зерногранулиты менее чувствительны к механическим воздействиям и труднее загораются при поджигании, чем порошкообразные

аммониты. Благодаря хорошей сыпучести, малой слеживаемости и незначительной чувствительности к механическим воздействиям процесс заряжания скважин зерногранулитам легко механизмуруется применением зарядных агрегатов.

Зерногранулит 80/20 применяется для заряжания сухих скважин, а зерногранулиты 50/50 и 30/70 — обводненных скважин на открытых работах. При засыпке в воду они тонут, образуя при этом смесь зерен тротила, гранул аммиачной селитры и водного раствора аммиачной селитры.

В последнее время начали выпускать литые аммиачноселитренные ВВ — аммотолы ТСА-12 и ТСА-40, которые хорошо зарекомендовали себя на практике. В их состав входят тротил, аммиачная селитра и алюминиевый порошок. Введение в смесь небольшого количества воды позволяет снизить температуру плавления аммиачной селитры и производить ее смешивание с тротилом и алюминиевым порошком в расплавленном состоянии.

Высокая плотность отливок из плавленных смесей аммиачной селитры с тротилом и алюминием позволяет получить высокую плотность заряжания, большую концентрацию энергии в их объеме.

Сплавы ТСА трудно растворимы в воде, поэтому их можно применять в обводненных условиях. Лучшие результаты получают в случае применения сплава ТСА в виде сыпучей смеси кусков аммотола с гранулированным тротилом или алюмотолом. Иницирование зарядов ВВ из ТСА осуществляется с помощью промежуточных детонаторов из шашек прессованного тротила.

Нитросоединения ароматического ряда используются как составные части при изготовлении промышленных аммиачноселитренных ВВ и как самостоятельные ВВ для открытых работ. Представители ВВ типа нитросоединений — тринитротолуол, тетрил, гексоген и тэн. В настоящее время применяют тринитротолуол, гексоген и их сплавы.

Тринитротолуол (тротил, тол) является одним из самых распространенных ВВ типа химических соединений. Он представляет собой порошок светло-желтого цвета, горький на вкус, под действием солнечного света принимающий бурую окраску. Тротил почти не растворим в воде, к удару и трению малочувствителен. При температуре 80° С тротил спокойно плавится, вспыхивает при температуре 270—300° С. При быстром нагревании загорается и сгорает на открытом воздухе спокойно в больших количествах; в замкнутом пространстве горение переходит во взрыв. На открытых работах тротил применяется как самостоятельное ВВ. Он обладает большим отрицательным кислородным балансом, поэтому образует много ядовитой окиси углерода. Тротил выпускают в чешуйчатом, гранулированном, прессованном и плавленном виде.

Порошкообразный и прессованный тротил детонирует от капсуля-детонатора. Для детонации гранулированного и плавленного тротила необходимо применение промежуточного детонатора из порошкообразного или прессованного тротила.

Для заряжания обводненных скважин применяется гранулированный тротил (гранулотол), свободно тонущий в воде.

Алюмотол представляет собой гранулированный сплав тротила с алюминиевым порошком. Алюмотол хорошо детонирует в воде, имеет высокую плотность гранул (1,6 г/см³). Применяется при взрывании обводненных скважин в крепких породах. Для иницирования требует промежуточного детонатора в виде прессованной тротиловой шашки.

При взрыве тротила или алюмотола в обводненных скважинах водная среда действует как «внутренняя» оболочка, повышает давление взрыва с выделением дополнительного количества тепла. Благодаря этому взрыв гранулированного тротила или алюмотола более эффективен в обводненных скважинах. Эффективность взрыва еще более возрастает, если гранулы тротила или алюмотола окружены не водой, а насыщенным водным раствором аммиачной селитры.

Водонаполненные ВВ отличаются от других типов промышленных ВВ тем, что содержат в качестве пластификатора водные гели. В зависимости от содержания водного геля эти ВВ могут иметь консистенцию от легкоподвижной льющейся до высоковязкой тестообразной массы. Известны ВВ с содержанием водного геля от 5 до 20%. В состав водонаполненных ВВ обычно входят аммиачная селитра и тротил или другие мощные ВВ, а в ряде случаев алюминий, нитраты кальция и натрия.

К водонаполненным ВВ относятся акваниты (пластичные ВВ), предназначенные для заряжания шпуров и скважин в подземных выработках, и акватолы (льющиеся ВВ) для заряжания скважин на открытых работах. Плотность водонаполненных ВВ составляет 1,4—1,55 г/см³.

По своей структуре и составу ВВ, применяемые в водонаполненном состоянии, делят на три группы:

гранулированный тротил и сплавы его с другими не растворимыми в воде компонентами;

аммиачноселитренные льющиеся смеси, изготовленные на крупнодисперсных компонентах (акватол 65/35 и гранулит 70/30);

водонаполненные ВВ (аммиачноселитренные пластичные составы — акваниты).

Для возбуждения детонации водонаполненного ВВ требуется промежуточный детонатор в виде тротиловой шашки, патронов детонитов или скальных аммонитов. Водонаполненными ВВ можно заряжать как сухие, так и обводненные скважины.

Акваниты изготавливаются в заводских условиях, а акватолы — в заводских условиях в виде сухого полуфабриката, наполняемого водой непосредственно на месте применения в стационарных установках по водосовмещению или в самоходных смешительно-зарядных агрегатах.

Для иницирования зарядов ВВ на открытых горных разработках применяют следующие средства взрывания: огнепроводный и детонирующий шнуры, детонационные реле, капсули-детонаторы,

электродетонаторы мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия (табл. 15—18).

Таблица 15

Характеристика огнепроводного шнура

| Марка шнура | Наименование шнура | Диаметр шнура, мм | Длина шнура в бухте, м | Скорость горения, см/сек | Количество оплеток | Материал наружного покрытия | Применение в среде |
|-------------|--------------------------|-------------------|------------------------|--------------------------|--------------------|---|------------------------------|
| | | | | | | | |
| ОША | Асфальтированный | 4,8—5,8 | 10 | 1,0—0,86 | 3 | Водоизолирующая мастика, опудренная тальком | Влажной и сухой |
| ОШДА | Двойной асфальтированный | 5,0—6,0 | 10 | 1,0—0,86 | 4 | То же * | Обводненной, влажной и сухой |
| ОШП | Пластикатный | 5,0—6,0 | 10 | 1,0—0,86 | 3 | Пластикатная масса | То же |

* Вторая за внешней оплетка двойного асфальтированного шнура покрыта водоизолирующей мастикой.

Таблица 16

Характеристика капсулей-детонаторов

| Капсуль-детонатор и марка | Материал гильзы | Состав инициирующего ВВ капсуля, г | | | |
|------------------------------|--------------------|------------------------------------|----------------|----------|--------|
| | | авид свинца | гремучая ртуть | тене-рес | тетрил |
| Азидотетриловый № 8А | Алюминий | 0,2 | — | 0,1 | 1,0 |
| Гремучертутнотетриловый № 8Б | Бумага | — | 0,5 | — | 1,0 |
| То же, № 8М | Медь | — | 0,5 | — | 1,0 |
| » № 8С | Сталь или биметалл | — | 0,5 | — | 1,0 |
| » № 8УБТС | То же | — | 0,35 | — | 1,15 |
| » № 8УБТМ | Медь | — | 0,35 | — | 1,15 |
| » № 8УБТВ | Бумага | — | 0,35 | — | 1,15 |

Современные взрывы на карьерах выполняются в основном при многорядном расположении зарядов. Получение хороших результатов при таких взрывах было бы невозможно без применения короткозамедленного взрывания. Наиболее простым способом при этом является применение электродетонаторов короткозамедленного

Таблица 17

Основные характеристики электродетонаторов

| Тип электродетонатора | Вид действия или замедление, мсек | Капсуль-детонатор | Выводные провода | | Сопротивление мостика и проводов, ом |
|-----------------------|-----------------------------------|--|-----------------------|---------------------------|--|
| | | | материал | длина, м | |
| ЭД-8-Э | Мгновенного действия | № 8С | Медные | 2—4 2—3 3,5—4 | 2,0—4,2 1,6—3,6 1,6—3,8 |
| ЭД-8-Ж | То же | № 8С | Медные или стальные * | 2 2,5 3 3,5 4 | 2,9—5,6 ** 3,3—6,5 3,7—7,5 4,1—8,5 4,5—9,5 |
| ЭД-КЗ | 25; 50; 75; 100; 150; 250 | Специальный с креплением обжимкой по пластикатной пробке | То же | 2—2,5 2 2,5 3 | 2—3,6 2,9—5,6 ** 3,3—6,5 3,7—7,5 |
| ЭД-ЗД | 500; 700; 1000; 1500; 2000 | То же | » | 2—4 2 2,5 3 | 2—4,2 2,9—5,6 ** 3,3—6,5 3,7—7,5 |

* Стальные провода во всех электродетонаторах имеют антикоррозионное защитное покрытие. К электродетонаторам со стальными проводами предъявляют особые требования по надежности крепления к проводам мостиков накаливания.

** Сопротивление приведено для стальных выводных проводов.

Таблица 18

Характеристика детонирующих шнуров

| Марка | Диаметр, мм | Длина в бухте, м | Вес ВВ на 1 м шнура, г | Скорость детонации, м/сек | Число нитяных оплеток | Покрытие наружной оплетки | Допустимое время выдержки в воде, ч | Цвет шнура |
|-------|-------------|------------------|------------------------|---------------------------|-----------------------|-----------------------------|-------------------------------------|-----------------------------------|
| | | | | | | | | |
| ДШ-А | 4,8—5,8 | 50 | 12,0 | 6500 | 3 | Водоизолирующая мастика | 12 | Белый или белый с красными нитями |
| ДШ-Б | 4,8—5,8 | 50 | 12,5 | 6500 | 3 | То же | 24 | Красный |
| ДШ-В | 5,5—6,1 | 50 | 13,0 | 6500 | 3 | Полихлорвиниловый пластикат | 24 | » |

действия. Однако не на всех предприятиях безопасно применять электровзрывание, так как некоторые породы и руды проводят электрический ток, и при утечке тока из электрооборудования в массиве пород имеются блуждающие токи, по величине способные подорвать электродетонатор.

В таких условиях короткозамедленное варывание осуществляют детонационными реле КЗДШ (рис. 32), устанавливаемыми на линии детонирующего шнура и замедляющими передачу детонации к отдельным зарядам или группам на 10, 20, 35 и 50 мсек. Можно создать различные другие интервалы замедлений сочетанием указанных интервалов при последовательном соединении требуемых КЗДШ.

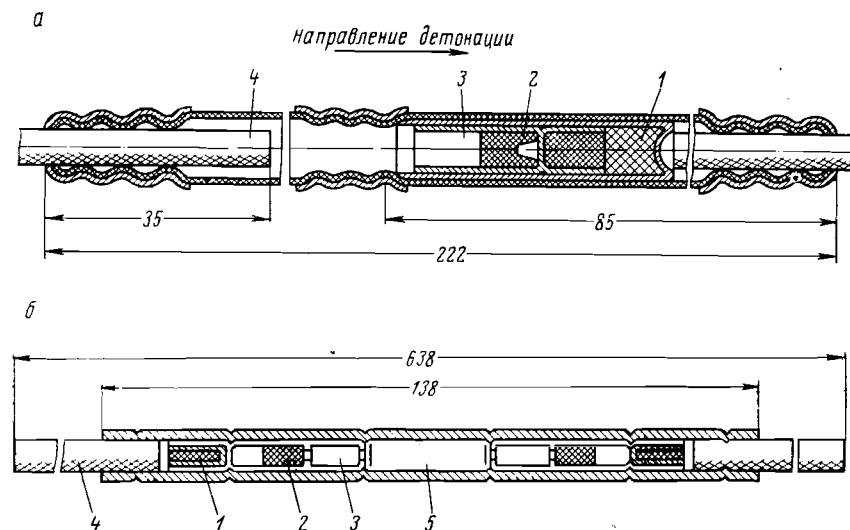


Рис. 32. Устройство пиротехнического замедлителя детонирующего шнура: а — КЗДШ-58; б — КЗДШ-62-2; 1 — капсуль-детонатор; 2 — замедляющий состав; 3 — промежуточный колпачок; 4 — детонирующий шнур; 5 — металлическая трубка

Следует иметь в виду, что детонационное реле КЗДШ-58 одностороннего действия, и его установка должна осуществляться с учетом направления протекания детонации в детонирующем шнуре (как указано стрелкой на гильзе КЗДШ-58). Реле КЗДШ-62-2 двустороннего действия. Это реле, хотя его стоимость и выше, гарантирует от возможной ошибки при монтаже сети и возможного «отказа» при взрывании одной или группы скважин.

§ 4. Степень дробления массива и ее оценка

Требования, предъявляемые к взрывным работам в отношении дробления полезного ископаемого, обусловленные технологией его использования, неодинаковы. Так, при добыче железистых кварцитов, которые должны быть в дальнейшем измельчены при обогащении, переизмельчение горной массы при первичном взрывании является положительным фактором. Также допускается переизмельчение мергеля или известняка. При добыче известняка, используемого в качестве флюсов при плавке железных руд, переизмельчение взрывом недопустимо. Качество взрыва оценивается гранулометрическим

составом всей горной массы или только выходом наиболее крупной негабаритной фракции. Оценка взрыва по первому способу требует трудоемких замеров, применение которых не всегда может быть оправдано. Поэтому на горных предприятиях чаще пользуются способом оценки взрыва учетом выхода негабаритных кусков с установлением: процента выхода негабаритов по объему; гранулометрического состава негабаритной фракции; среднего объема негабаритного куска.

На предприятиях, где мелкие фракции полезного ископаемого непригодны для их дальнейшего использования, качество взрыва оценивается также по проценту отходов мелочи.

Объем негабарита в процентах от общего объема отбитой горной массы определяется по выражению

$$V_{нг} = \frac{v_{нг}}{v} 100, \% \quad (VI,20)$$

Переход от объемных к числовым характеристикам негабарита производится по формуле

$$V_{нг} = \frac{v_{ср}^n}{v} \quad (VI,21)$$

или

$$N_{нг} = \frac{v_{нг}}{v_{ср}}, \text{ шт/м}^3, \quad (VI,22)$$

где $V_{нг}$ — относительный объем негабарита в горной массе, %;

$v_{нг}$ — абсолютный объем негабарита, м^3 ;

$v_{ср}$ — средний объем негабаритного куска, м^3 ;

n — число негабаритных кусков в отбитой горной массе;

v — объем отбитой горной массы, м^3 ;

$N_{нг}$ — число негабаритных кусков на 1 м^3 породы, шт/м^3 .

Оценка степени дробления массива выходом негабарита слишком условна, так как размер допустимого максимального куска на различных предприятиях может быть разным и устанавливается в зависимости от параметров горнотранспортного оборудования или на основе всестороннего технико-экономического анализа для конкретных условий. Изменение допустимого размера куска в ту или иную сторону приводит к изменению процента выхода негабарита, хотя степень раздробленности горного массива осталась без изменения. По этой причине на предприятиях анализ эффективности производственных процессов в зависимости от выхода негабарита в горной массе сопровождаются указанием конкретного размера допустимого максимального куска.

Для более тщательного установления степени дробления горного массива, что необходимо при исследовательских работах, критерием оценки может служить:

средний размер куска, определенный по формулам средневзвешенного, среднеколичественного или другим, соответствующим определенному принципу подсчета;

величина вновь образованной поверхности или изменение удельной поверхности продуктов разрушения; отношение объема взрывающегося массива к объему среднего куска. Средний размер куска, полученный при взрывании массива, определяется по формуле

$$d_{\text{ср. к}} = \frac{\sum d_x n_x}{\sum n}, \text{ см,} \quad (\text{VI,23})$$

или

$$d_{\text{ср. в}} = \frac{\sum q_x d_x}{\sum q}, \text{ см,} \quad (\text{VI,24})$$

где $d_{\text{ср. к}}$ — среднеколичественный размер куска, см;
 d_x — средний размер кусков данной фракции, см;
 n_x — число кусков данной фракции;
 $\sum n$ — общее число кусков, полученное при дроблении;
 $d_{\text{ср. в}}$ — средневзвешенный размер куска, см;
 q_x — суммарный вес кусков данной фракции, т;
 $\sum q$ — полный вес отбитой горной массы, т.

Гранулометрический состав отбитой горной массы или ее негабаритной фракции выражается либо по выходу отдельных классов, либо по сумме выхода фракций ниже или выше данного класса, что более удобно.

При открытом способе добычи гранулометрический состав горной массы может определяться: сортировкой всей или характерной части отбитой горной массы (способ весьма трудоемок, но наиболее достоверен); линейным или линейно-перекрестным измерением всех кусков, лежащих на поверхности навала горной массы (при этом предполагается, что распределение по фракциям одинаково в любом горизонтальном сечении навала).

Содержание каждой фракции при замерах по поверхности навала горной массы определяется из выражения

$$V_{x, л} = \frac{\sum L_x}{\sum L} 100, \%, \quad (\text{VI,25})$$

где $\sum L_x$ — суммарная длина замеров фракции размером x , см;
 $\sum L$ — суммарная длина замеряемых участков развала, см.

При линейно-перекрестном (планиметрическом) методе процентное содержание каждой фракции определяется как отношение суммарной площади, занимаемой кусками этой фракции, к общей анализируемой площади:

$$V_{x, пл} = \frac{\sum S_x}{\sum S} 100, \%. \quad (\text{VI,26})$$

Для удобства, оперативности и безопасности работ непосредственные замеры в условиях производства часто заменяют фото-

планиметрическим способом, т. е. замерами на фотографиях развала горной массы, выполненных в определенном масштабе под прямым или косым углом к навалу. Так как более оперативными способами оценки качества дробления массивов взрывом на производстве являются способы определения процента только негабаритной фракции и ее гранулометрического состава, то наиболее часто применяются: поштучный обмер негабаритных кусков, отложенных экскаватором в процессе погрузки горной массы; линейный или планиметрический замер негабаритных кусков, лежащих на поверхности навала горной массы. Данные способы и сопутствующие им расчеты аналогичны способам по определению гранулометрического состава всей горной массы (фотопланиметрические измерения отброшенного негабарита и определение выхода негабарита по расходу средств взрывания или ВВ на вторичное дробление).

Более точные результаты обеспечивают замеры негабаритных кусков по поверхности навала горной массы. Подсчет выполняется по формуле

$$N_{н.г} = \frac{n \sqrt{V_n}}{S \sqrt{S}}, \text{ шт/м}^3, \quad (\text{VI,27})$$

где $N_{н.г}$ — число негабаритных кусков на 1 м^3 породы;
 n — число зафиксированных негабаритных кусков на площади замера S .

Обеспечение требуемой степени дробления массива при первичном взрывании горного массива можно осуществить применением комплекса способов, повышающих эффективность использования энергии ВВ. Известные способы более полного использования при дроблении массива энергии ВВ можно объединить в три группы.

1. Способы технологического характера: многорядное короткозамедленное взрывание, взрывание наклонными удлиненными зарядами ВВ, применение уступов повышенной высоты, взрывание на навал и под навалом горной массы.

2. Способы, основанные на рациональном использовании текстуры горного массива, которая учитывается при выборе схем отбойки, направления развития фронта взрыва относительно расположения основной системы трещин, выбора диаметра заряда и т. д.

3. Способы, основанные на использовании законов развития процесса разрушения хрупких сред взрывом, знание и учет которых позволяет выбирать наиболее эффективный тип ВВ, конструкцию заряда, параметры расположения зарядов, интервал времени замедления, условия инициирования и т. д.

§ 5. Допустимый размер негабаритного куска и рациональная интенсивность взрывного дробления массива

Отбиваемый горный массив всегда неоднороден и расчленен трещинами различной раскрытости и плотности расположения. С увеличением диаметра заряда, а следовательно, и расстояния между ними влияние неоднородности массива на результат взрыва

увеличивается, так как с ростом размеров отбиваемого участка повышается число неоднородностей. Уменьшение абсолютных размеров отбиваемого массива приближает его к монолиту.

Наличие трещин на пути распространения волн напряжения снижает их энергетические параметры. Поэтому при равных относительных параметрах расположения зарядов, выраженных в диаметрах заряда, падение интенсивности волн напряжений у поверхности обнажения будет более значительным при зарядах ВВ больших диаметров. Расположенный у поверхности обнажения объем породы будет подвержен действию волн напряжений недостаточной величины и поэтому разрушится только по естественным трещинам. Находящаяся ближе к заряду ВВ часть массива под действием волн напряжений более высокой интенсивности будет разрушаться с дроблением отдельностей. Эту часть массива принято называть *зоной регулируемого дробления*, а периферийную часть, разрушающуюся по естественным трещинам, — *зоной нерегулируемого дробления*.

Размеры зон и их соотношение, кроме параметров заряда, зависят от свойств породы и ВВ. В зависимости от расстояния между трещинами в массиве при одинаковых параметрах взрывных работ и условиях взрывания результат будет неодинаковым.

При проектировании горных предприятий необходимо учитывать взаимосвязь между допустимым размером куска, буровзрывными работами и мощностью горнотранспортного оборудования. Такую связь всегда можно установить по ожидаемому гранулометрическому составу горной массы, предопределяемому трещиноватостью массива. При малых допустимых размерах куска и значительных расстояниях между естественными трещинами осуществить взрыв с равномерным и интенсивным дроблением массива весьма трудно, особенно при больших концентрированных зарядах ВВ. В подобных условиях увеличением удельного заряда или мощности ВВ достигается снижение объема негабаритной фракции, однако число кусков в единице объема негабарита не уменьшается и даже может повыситься, что вызовет рост расходов на вторичное дробление.

Промышленным взрывом должна обеспечиваться такая интенсивность и равномерность дробления массива, при которой затраты на единицу продукции по всему комплексу добычи и первичному механическому дроблению были бы минимальными. В общем виде целесообразность интенсификации взрывного дробления за счет изменения технологии буровзрывных работ может быть выражена зависимостью

$$\sum \mathcal{E} \pm C_m \geq \sum U_c \quad (VI,28)$$

где $\sum \mathcal{E}$ — средства, сэкономленные от повышения производительности погрузки, транспорта и дробильных отделений фабрик, сокращения простоев машин в ремонте и уменьшения расходов на замену износившихся деталей, *руб/м³*;

C_m — экономия или потери средств в связи с изменением выхода мелочи, вызванные новыми условиями взрывания, обеспечивающими общее увеличение интенсивности дробления (учитывается только для некоторых полезных ископаемых), *руб/м³*;

$\sum U_c$ — увеличение затрат средств на буровзрывные работы при более интенсивном дроблении, *руб/м³*.

Приближенно целесообразную мощность погрузочного, транспортного и дробильного оборудования, кроме учета повышения их производительности, можно определять по минимуму суммарных затрат на вторичное дробление и первичную стадию механического дробления

$$\frac{\Delta C_1 + \Delta C_2 + \Delta C_3 + \Delta C_4}{\Delta C_5} \leq 1, \quad (VI,29)$$

где $\Delta C_1, \Delta C_2$ — изменение затрат на вторичное дробление при изменении допустимого размера кусков, *руб/м³*;

$\Delta C_3, \Delta C_4$ — изменение затрат на погрузку и транспорт в связи с изменением мощности оборудования и его производительности, *руб/м³*;

ΔC_5 — изменение затрат на механическое дробление в связи с установкой более мощной дробилки, *руб/м³*.

Если левая часть выражения (VI,29) меньше единицы, то целесообразно увеличить допустимый размер куска, и наоборот. В случае перехода на поточную технологию на карьерах, разрабатывающих скальные породы, рациональная степень дробления определяется аналогично.

Увеличение даже в несколько раз стоимости буровзрывных работ для получения интенсивно раздробленной горной массы оказывается целесообразным благодаря большому экономическому эффекту, получаемому в результате высокопроизводительной работы оборудования непрерывного действия и изъятия процесса первичной стадии механического дробления на фабрике.

§ 6. Регулирование кусковатости взорванной горной массы

Наиболее важными параметрами удлиненного заряда ВВ являются его диаметр и удлиненность, представляющая собой отношение длины заряда к его диаметру. Основные параметры расположения зарядов — линия наименьшего сопротивления (ЛНС) и расстояние между зарядами в ряду.

Влияние диаметра заряда. Между диаметром заряда ВВ и параметрами его расположения имеется прямая зависимость. Преодолеваемая взрывом ЛНС изменяется пропорционально диаметру заряда равной удлиненности. Однако степень дробления массива при этом не остается постоянной, а ухудшается с увеличением диаметра скважины. С уменьшением диаметра заряда более интенсивно сокра-

щается радиус зоны тонкого измельчения вокруг него и снижаются потери энергии в ближней к заряду зоне, чем повышается к. п. д. работы взрыва. В скальных трещиноватых массивах изменение диаметра заряда вызывает изменение абсолютных значений ЛНС и расстояния между зарядами. Это приводит к изменению числа трещин в отбиваемой зарядом части массива. Поэтому отбойка зарядами малого диаметра обеспечит более высокую равномерность распределения напряжений в массиве как в сечении, перпендикулярном оси заряда, так и в параллельном сечении, поскольку при неизменном удельном заряде ВВ и относительных параметрах расположения заряда уменьшение диаметра повышает удлиненность.

С уменьшением диаметра зарядов улучшение качества дробления наиболее существенно проявляется в массивах крупноблочного строения с отдельностями размером 1 м и более. В массивах, разбитых трещинами на отдельности размером 0,3—0,5 м, уменьшение диаметра заряда с 200 до 100 мм практически не повышает качество дробления. В породах, расчлененных густой сетью трещин (железистые кварциты Криворожского бассейна), увеличение диаметра заряда приводит к улучшению качества взрыва. Выход повышенного объема мелочи в этом случае не является отрицательным явлением, так как перед обогащением кварцит подвергается интенсивному измельчению на фабрике.

Применение зарядов уменьшенных диаметров — один из способов получения равномерно и интенсивно раздробленной горной массы, особенно при добыче полезных ископаемых крупноблочного сложения и когда переизмельчение их не допускается по технологическим соображениям. Применение при этом зарядов уменьшенного диаметра — единственный путь к обеспечению более высокого качества горной массы, позволяющий применять машины непрерывного действия.

Повышается эффективность дробления зарядами уменьшенного диаметра и при отбойке спаренными и плоскими в поперечном сечении зарядами. Так, на карьерах Норильского комбината отбойка парносближенными зарядами, расположенными на расстоянии 3—5 диаметров один от другого, обеспечила увеличение выхода горной массы с 1 м скважины на 25—30% и даже 40% по сравнению с обычным способом взрывания цилиндрическими зарядами при равной степени дробления и несколько уменьшенном удельном заряде ВВ.

Созданные в Норильске для проходки спаренных скважин диаметром 155 мм двухшпиндельные буровые станки пневмоударного бурения НБС-5 обеспечили производительность по обуренной горной массе, равную 36,2 тыс. м³/месяц, при выходе горной массы 25,5 м³/м скважины и стоимости обуривания 0,29 руб/м³ в породах крепостью 16—18.

Взрывание зарядов в скважинах плоского поперечного сечения, пробуренных станком типа СБО со специальной горелкой, на карьерах НКГОКа обеспечило увеличение выхода горной массы более интенсивного дробления без переизмельчения.

Влияние параметров расположения зарядов. Основным параметром — величина ЛНС обуславливает сопротивление массива к деформации и разрушению. Эксперименты на моделях и в горных массивах подтвердили обратную зависимость интенсивности дробления от величины ЛНС. Причина — увеличение удельного заряда и энергии ВВ на единицу разрушаемого объема породы. Степень разрушенности бывает максимальной у заряда, и она увеличивается с удалением к плоскости обнажения.

У откоса уступа на расстоянии 5—10 диаметров заряда наблюдается интенсификация дробления, вызванная действием отраженной от плоскости забоя волны напряжений. В результате взаимодействия напряжений от двух одновременно взрываемых соседних зарядов, что имеет место при любой схеме короткозамедленного взрывания, образуются области со значительно пониженными напряжениями, являющимися местами неудовлетворительного дробления и выхода негабарита.

В массиве эти области находятся на пересечении под прямым углом лучей, проведенных в радиальном направлении от каждого из зарядов.

При малых значениях ЛНС и больших расстояниях между зарядами области пониженных напряжений смещаются к забою. Изменением коэффициента сближения зарядов ($m = \frac{a}{w}$) можно сместить

указанные области к линии расположения зарядов или к обнаженной поверхности. Увеличение коэффициента сближения зарядов от 0,7 до 1,0—1,3 повышает равномерность распределения напряжений в массиве и обеспечивает более интенсивное дробление при всех значениях ЛНС.

Параметры расположения зарядов имеют такое же влияние и при наклонном размещении скважин в массиве. Наряду с этим наклонно расположенным зарядам присущи при взрыве два замечательных качества:

ЛНС первого ряда зарядов одинакова по всей высоте уступа, что создает более равномерное сопротивление массива разрушению и обеспечивает более равномерное дробление;

наклонный удлиненный заряд при взрыве приподнимает отбиваемую часть массива, в результате чего разрушение как по боковой поверхности уступа, так и по подошве происходит в форме отрыва, имеющего более низкую энергоемкость, чем сдвиг.

При расположении удлиненных зарядов под углом 15—25° к вертикали всегда достигаются интенсивное дробление и полная проработка подошвы уступа до отметки, на которой находится забой наклонной скважины. Поэтому величина перебура при этом уменьшается до 0,6—0,8 м, чем сокращается удельный объем бурения.

Широкое внедрение наклонного расположения удлиненных зарядов осложняется трудностью бурения наклонных скважин, особенно шарошечными станками. В наклонных скважинах часто происходит осыпание стенок, особенно в районе устья скважины.

§ 7. Регулирование кусковатости горной массы увеличением энергии ВВ и повышением эффективности ее использования

Увеличение энергии ВВ в практических условиях при взрывной отбойке достигается повышением удельного заряда ВВ. Для этого удлиняют колонку заряда или, если это неприемлемо по условиям безопасности, сгущают сетку расположения скважин. Экспериментально установлено, что увеличение удельного заряда ВВ влияет на интенсификацию качества дробления зарядами большого диаметра и менее значительно при зарядах малых диаметров.

При однорядном расположении зарядов в уступном забое наблюдается некоторое предельное значение удельного заряда ВВ, зависящее от параметров заряда, свойств пород и типа ВВ. Повышение этого предела не улучшает качество дробления, а вызывает усиленный развал горной массы.

Многорядное взрывание благодаря применению схем, обеспечивающих соударение горных масс, и использованию горной массы от взрыва первого ряда зарядов в качестве подпорной стенки позволяет эффективно использовать для дробления увеличенные удельные заряды. В этих условиях увеличением удельного заряда ВВ достигается весьма интенсивное дробление массива со значительным выходом мелких фракций, особенно в хрупких породах с невысокой крепостью. Так, на Щуровском карьере при отбойке известняков крепостью 6—8 увеличение удельного заряда ВВ с 0,52 до 1,03 кг/м³ вызвало повышение выхода мелочи (—0,1 мм) до 56% общего объема отбитой горной массы. Поэтому повышенный расход ВВ, особенно при зарядах больших диаметров, должен определяться на основе анализа стоимости готовой продукции с учетом выхода мелочи.

Практика показывает, что с увеличением абсолютных значений параметров сетки расположения зарядов для сохранения постоянной крупности дробления массива необходимо увеличивать удельные заряды ВВ. Это необходимо учитывать при переходе на увеличенные диаметры скважин.

Влияние энергетической характеристики заряда ВВ на качество дробления отбиваемого массива зависит от диаметра заряда и свойств пород массива. Если заряды имеют относительно большие диаметры, то применение ВВ с высокими энергетическими характеристиками (бризантность и работоспособность) не всегда влияет на общую интенсификацию дробления. Это объясняется увеличением неравномерности дробления за счет переизмельчения породы вблизи заряда и недостаточным дроблением удаленных от заряда участков. Поэтому в этих условиях более эффективны грубодисперсные ВВ средней мощности с расширенной зоной химической реакции в детонационной волне. Время действия взрыва на массив и равномерность распределения в нем напряжений при этом увеличиваются, что приводит к более равномерному и интенсивному дроблению.

Работами ИГД им. А. А. Скочинского показано, что критерием эффективности действия взрыва является величина общей энергии

заряда. Поэтому заряды игданита — ВВ с малой бризантностью — обеспечивают лучшее качество дробления, чем заряды из высокобризантных ВВ, но такой же энергии.

Рыхление крупнооблочных пород высокой вязкости осуществляют зарядами ВВ с высокими удельными энергетическими характеристиками, что снижает расходы на бурение. Часто эту задачу положительно решают применением комбинированных зарядов: с большой удельной энергией в нижней части скважины, где сопротивление массива разрушению более значительно, и малой удельной энергией — в верхней части.

Значительное перераспределение энергии взрыва заряда достигается рассредоточением колонки ВВ на отдельные части путем оставления между ними воздушных промежутков. Этим достигается: равномерное распределение ВВ по массиву в вертикальном сечении уступа;

снижение пикового давления во фронте взрывной волны и увеличение времени действия взрыва за счет демпфирующего влияния воздушных промежутков;

уменьшение выхода переизмельченного продукта и увеличение энергии ВВ на более интенсивное дробление части массива, удаленной от заряда.

Улучшению качества дробления также способствует интерференция волн напряжений, порожденных в массиве отдельными частями заряда.

В промышленных условиях карьеров Криворожского бассейна и известняков Донбасса проверена возможность замены забойки в скважине небольшим «запирающим» зарядом ВВ весом 5—15 кг, устанавливаемым на середине высоты проектного столба забойки. При взрывании с помощью детонирующего шнура этот заряд взрывается первым и достаточно эффективно удерживает продукты взрыва нижележащих частей заряда. «Запирающий» заряд изготавливается из части заряда, принятого расчетом для каждой скважины.

Рассредоточение зарядов воздушными промежутками эффективно при диаметрах скважины 150 мм и более. В скважинах диаметром 150 мм и меньше рассредоточение зарядов воздушными промежутками снижает величину удельного заряда или повышает удельный расход бурения.

На передовых карьерах проверен ряд способов повышения степени дробления горных пород при первичном взрывании за счет более эффективного использования полезной энергии взрыва. К таким способам относятся взрывание на необработанную в забое горную массу от предыдущего взрыва или под навалом породы (взрывание в «зажатой» среде), увеличение высоты уступа и связанное с этим применение внутрискважинного замедления, инициирование удлиненных зарядов ВВ со стороны забоя скважины и двустороннее, использование при отбойке текстурных особенностей массива. Так как часть энергии взрыва при отбойке в «зажатой» среде затрачивается на частичное перемещение подпорной стенки и образование мест

для размещения вновь отбиваемой породы, то удельный заряд ВВ при этом должен быть увеличен.

Улучшение качества дробления при взрывании на неубранную горную массу получено в породах невысокой крепости, а также в крепких, но весьма трещиноватых и хрупких породах. В монолитных, крепких и особенно вязких породах, а также в породах крупноблочной текстуры применение взрывания на неубранную горную массу еще недостаточно изучено.

Способ отбойки массива под предварительно раздробленным слоем породы представляет разновидность взрывания в «зажатой» среде. При этом над отбиваемым массивом оставляется от предыдущего горизонта навал породы толщиной 0,7—0,8 м. Бурение взрывных скважин ведется через этот слой, что осложняет бурение.

Увеличение времени действия взрыва на массив путем удлинения заряда достигается применением повышенной высоты уступа. Благодаря увеличению уступов обычной высоты в 2—3 раза значительно уменьшается время на подготовительные операции при бурении, снижается относительная величина перебура. Это вызывает повышение выхода горной массы с 1 м скважины.

На карьерах ГОКов Криворожского бассейна хороший эффект от взрывания высоких уступов получен в результате сочетания этого способа в комбинации со взрыванием на неубранную горную массу. Замеры по определению granulометрического состава при взрывании уступами обычной высоты (15 м) и увеличенными до 30 м показали, что при обычной высоте уступа в горной массе имеется около 15% кусков размером в поперечнике более 400 мм, в то время как в случае применения высоких уступов выход фракции размером +400 мм снижается до 5%, а на КЦГОКе — до 1%.

Дальнейшее совершенствование буровзрывных работ в Криворожском и Донецком бассейнах привело к проверке действия заряда ВВ при внутрискважинном короткозамедленном взрывании, что особенно важно при высоких сдвоенных уступах. Взрывание с внутрискважинным замедлением заключается в том, что заряд большой длины разделяется промежутком из породной мелочи на два или более зарядов. Величина промежутка принимается равной 1,0—1,5 м. Каждая часть заряда имеет свой боевик с электродетонатором типа ЭДКЗ. Интервал времени замедления 15—25 мсек. Последовательность взрывания — сверху вниз.

Эффективным способом повышения качества дробления при взрывании, особенно для проработки подошвы уступа обычной высоты, является инициирование зарядов ВВ со стороны забоя скважины.

На ряде гранитных карьеров Укр. ССР (Ново-Полтавский, Рыбальский, Малинский, Пинизевичи и т. д.), где применяют обратное со стороны забоя скважины инициирование, всегда наблюдается идеальная проработка подошвы уступа при сокращенном на 30—50% перебура. На случай отказа взрывную сеть дублируют, и второй боевик с ЭДКЗ помещается в заряд со стороны устья скважины. Иницирование удлиненных зарядов со стороны забоя скважин

осуществимо только при электровзрывании, так как специальный детонирующий шнур пока не прошел проверки в промышленных условиях.

§ 8. Повышение интенсивности взрывного дробления массивов применением эффективных схем и параметров короткозамедленного взрывания

Короткозамедленное взрывание — это наиболее эффективный способ повышения к. п. д. работы взрыва, идущей на равномерное дробление. Внедрение на открытых разработках короткозамедленного взрывания позволило за счет перехода на многорядное расположение зарядов увеличить масштабы взрывов. В результате в 6 раз и более сократилось время простоев предприятий на подготовку и производство взрыва. За счет улучшения качества взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании повышена производительность средств погрузки на 25—30%, транспорта на 15—30%, дробилок первичного дробления на 20—35%.

Из большого числа средств для осуществления короткозамедленного взрывания распространение имеют следующие:

1) специальные электродетонаторы короткозамедленного взрывания с различными интервалами замедления, выполняемого пиротехническим замедлителем;

2) пиротехническое реле для замедления взрывной волны, распространяющейся по детонирующему шнуру.

Принцип, на котором основано замедление детонирующего шнура, такой же, как и в электродетонаторах, — пиротехнический. Основным фактором, определяющим эффективность короткозамедленного взрывания, является интервал времени замедления, а также последовательность взрывания отдельных зарядов ВВ или их серий. Оптимальные решения выбираются с учетом свойств горных пород и параметров сетки расположения зарядов ВВ.

Расчетное определение оптимальной величины интервала времени замедления производится в соответствии с той или иной гипотезой, описывающей физическую сущность разрушения при короткозамедленном взрывании.

Если учесть, что взрывом предыдущих зарядов ВВ увеличивается напряжение в части массива, разрушаемого последующими зарядами, то взрыв зарядов ВВ второй очереди должен произойти в момент максимальной величины напряжений от зарядов первой очереди.

Оптимальное время замедления в этом случае определяется

$$t_{он} = kw, \text{ м/сек}, \quad (\text{VI.30})$$

где $k = 3—5$ — коэффициент, учитывающий свойства пород (для крепких пород принимается меньшее значение);
 w — ЛНС, м.

С учетом происходящих в массиве волновых явлений, развития трещин разрушения и сдвижения части массива на 8—10 мм, формула для определения оптимального времени замедления примет вид

$$t_{\text{оп}} = t_1 + t_2 + t_3, \quad (\text{VI},31)$$

где t_1 — время распространения волны напряжений от зарядной полости до поверхности обнажения и обратно, мсек;

t_2 — время образования трещин длиной, равной ЛНС, мсек;

t_3 — время образования щели шириной 8—10 мм, м/сек.

Значения входящих в формулу (VI,31) слагаемых зависят от параметров сетки расположения зарядов в массиве (w) и свойств пород (V_p ; $V_{\text{тр}}$; $V_{\text{щ}}$), которые определяются из выражений:

$$t_1 = \frac{2w}{V_p}; \quad t_2 = \frac{w}{V_{\text{тр}}}; \quad t_3 = \frac{\delta}{V_{\text{щ}}}. \quad (\text{VI},32)$$

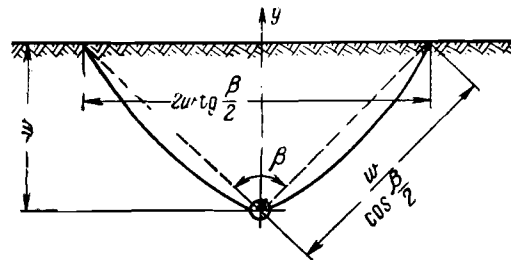


Рис. 33. Схема для определения времени трещинообразования

Опыт показал, что более правильно при определении t_2 и t_3 исходить из образования призмы выброса. На рис. 33 показана схема для определения времени трещинообразования.

Время t_2 представляет собой длительность стадии трещинообразования в массиве до начала смещения призмы, околтуренной трещинами

$$t_2 = \frac{w}{\eta V_{\text{тр}} \cos^2 \frac{\beta}{2}}, \quad \text{мсек}. \quad (\text{VI},33)$$

Так как процесс разрушения массива имеет хаотический характер, то расчет t_3 более логично произвести не из условий образования некоторой щели минимальной ширины, а из условий вслучивания призмы выброса примерно на 10 см, т. е.

$$t_3 = k_1 \frac{w^2 \gamma \text{tg}^3 \frac{\beta}{2}}{d}, \quad \text{мсек}, \quad (\text{VI},34)$$

где η — коэффициент трещиноватости горного массива, равный 0,6—0,95;

β — угол раскрытия призмы выброса (обычно до 90°), град;

k_1 — экспериментальный коэффициент, равный $8 \cdot 10^{-5} - 1 \cdot 10^{-4}$;

γ — объемный вес взрывающей породы, кг/см³;

d — диаметр скважинного заряда, см.

Практикой выработаны наиболее эффективные схемы однорядного короткозамедленного взрыва. На рис. 34 показаны схемы последовательности короткозамедленного взрыва скважинных зарядов

при однорядном взрывании. Однако по сравнению с мгновенным взрыванием при однорядном короткозамедленном взрывании не достигается значительного улучшения дробления массива вследствие сильной трещиноватости прилегающей к откосу уступа области.

Значительно лучший эффект дробления достигается применением многорядного короткозамедленного взрыва, так как в данном случае исключается нарушение предыдущим взрывом забоя во втором и последующих рядах в результате того, что трещины от взрыва каждого предыдущего ряда зарядов не успевают раскрыться до размеров, полностью препятствующих распространению

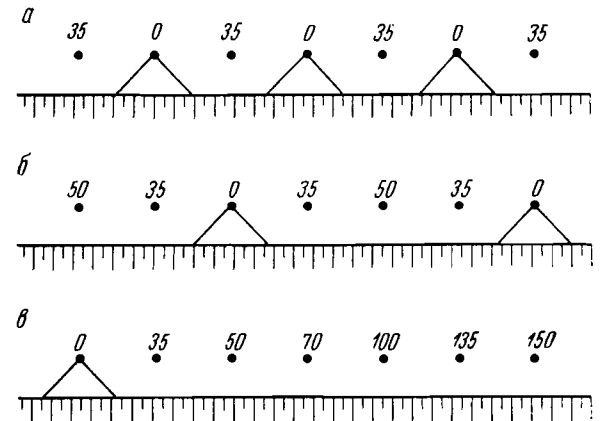


Рис. 34. Последовательность короткозамедленного взрыва скважинных зарядов при однорядном их расположении:

а — через скважину; б — волновая; в — фланговая

волн напряжений по массиву. В схемах многорядного короткозамедленного взрыва максимально используется на дробление во всех последующих рядах та часть энергии, которая в первом ряду затрачивается на бесполезный развал горной массы.

Благодаря наличию перед разрушаемым массивом некоторой подвижной стенки из горной массы, образованной взрыванием предыдущего ряда, горная масса от последующих взрываний не разлетается даже при увеличении удельного заряда ВВ на 15—25%. Это весьма существенное преимущество многорядного взрыва перед однорядным короткозамедленным взрыванием, где возможность интенсифицирования дробления увеличением удельного заряда ВВ незначительна, так как при определенной величине энергии ВВ вся добавочная энергия расходуется на развал горной массы.

На рис. 35 показаны схемы многорядного короткозамедленного взрыва зарядов. Наиболее хорошие результаты получены в случае применения схем, в которых важное значение имеет соударение.

Схемы, показанные на рис. 35, а, б, наиболее применимы при взрывании сильнотрещиноватых тонкополосчатых массивов, обладающих высокими упругими константами (например, железистые кварциты Криворожского бассейна). Схемы, показанные на рис. 35, в, г, применяются для взрыва блочных пород типа

известняков Донбасса. При взрывании крупноблочных гранитных массивов хорошие результаты получены в случае применения схем, показанных на рис. 35, в, г, д.

В мелкокрейниватых породах применяют также радиальные схемы, когда скважины располагаются по концентрическим окружностям (рис. 35, е).

Схемы с продольным и поперечным врубом имеют ряд недостатков, присущих порядным схемам. Ввиду сокращения на 30—40% расстояния между скважинами врубового ряда и увеличения перебура в них до 15—18 диаметров заряда, значительно возрастает удельный объем бурения.

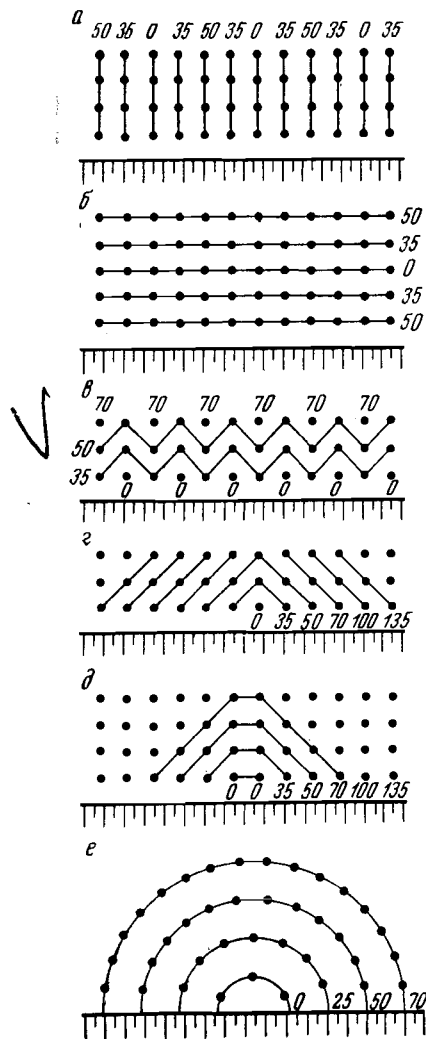


Рис. 35. Схемы короткозамедленного многорядного взрывания на открытых разра-
ботках:

а — поперечная врубо-волновая; б — про-
дольная врубо-волновая; в — волновая;
г и д — клиновидные; е — кольцевая

При радиальных схемах взрывания уменьшается ширина развала горной массы, как и при врубовых схемах. Однако радиальные схемы не имеют тех серьезных недостатков по увеличению расхода ВВ и объема бурения.

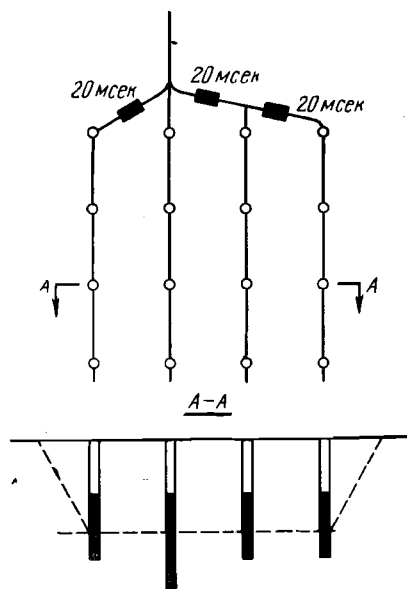


Рис. 36. Схема расположения и последователь-
ность многорядного взрывания при проходке
траншей

Наиболее сложна организация буровзрывных работ при проходке траншей. Так, при мгновенном способе взрывания производительность труда низка, а стоимость извлечения единицы полезного ископаемого высока. Причина этого — стесненность условий работы погрузочного и транспортного оборудования, а также малые масштабы взрывов.

На рис. 36 показана схема расположения и последовательность многорядного взрывания при проходке траншей.

Применение многорядного короткозамедленного взрывания с врубовой схемой последовательности взрывания и расположением вруба по оси траншеи обеспечивает одновременное рыхление массива по всей длине траншеи или на значительной ее части. Благодаря укрупнению масштаба взрыва устраняются простои при погрузочно-транспортных операциях и достигаются высокие технико-экономические показатели. Так, на карьерах флюсовых известняков в Донбассе с крепостью 10—12 применение врубовых схем многорядного короткозамедленного взрывания при проходке траншей обеспечило увеличение выхода горной массы с 1 м скважины с 60—78 до 84—96 м³ при одновременном снижении выхода негабарита от 12 до 3%. Удельный заряд при этом увеличился на 7%. За счет сокращения простоев средств погрузки при взрывах увеличенных масштабов и лучшего качества дробления производительность экскаваторов увеличилась на 30—50%.

На карьерах Криворожского бассейна проходка траншей участками длиной по 500 м с применением врубовой схемы короткозамедленного взрывания и вводом для погрузки нескольких экскаваторов на различных участках обеспечила сокращение времени подготовки горизонта более чем в 2 раза.

§ 9. Технология и организация работ при зарядании скважин

Перед заряданием каждая скважина должна быть тщательно очищена от бурового шлама, кусочков породы, посторонних предметов и т. д. Скважину по всей глубине проверяют шаблоном. Это делается для установления точной ее глубины и тщательности очистки. Вокруг скважины в радиусе не менее 0,7 м поверхность должна быть очищена от обломков породы и мусора. Если скважина пройдена в неустойчивых осыпающихся породах, то ее устье закрепляют металлической обсадной трубой, которая по возможности должна быть извлечена после окончания зарядания.

Накануне производства массового взрыва начальник буровзрывных работ делает заявку на выдачу ВВ и на своевременную подачу необходимого транспорта. ВВ, необходимое для массового взрыва, подвозят к месту зарядания на железнодорожных платформах (вагонах) или на автомашинах одновременно или отдельными партиями с таким расчетом, чтобы работы по заряданию скважин не прекратились. Доставка ВВ непосредственно к скважинам производится в соответствии с расчетным зарядом. К скважинам также

доставляется в достаточном количестве забоечный материал, складываемый на расстоянии 1—2 м от их устья.

Во время зарядания скважин ВВ взрывник ведет непрерывный контроль за процессом зарядки промером глубины расположения заряда ВВ в скважине. При рассредоточенном заряде на определенной глубине колонку ВВ рассредоточивают инертной забойкой или созданием воздушного промежутка. Для создания воздушных промежутков между частями заряда используют предварительно изготовленные приспособления из двух фанерных дисков с диаметром, на 5—10 мм меньшим диаметра скважин. Диски прибиваются к торцам рейки. Длина рейки равна длине воздушного промежутка. В фанерных дисках имеются отверстия для пропуска детонирующего шнура или электропроводов.

Более простой, но менее точный способ создания воздушного промежутка — закупорка скважины на требуемой глубине бумагой из мешков для ВВ. Пробку, сделанную из бумаги, легкими толчками камня, привязанного к веревке, проталкивают на необходимую глубину и более сильным толчком расклинивают в скважине.

При зарядании скважин патронированным ВВ диаметр патронов должен быть на 15—20% меньше диаметра скважины. В скважину патроны опускают на шпегате с помощью специального крюка. Для этого в торце патрона делают петлю из шпегата или проволоки. Вес патрона-боевика должен быть не более 6 кг. Порошкообразное и гранулированное ВВ засыпают в скважину через воронку или с помощью специальной зарядной машины. Скважинный заряд снаряжается одним либо двумя боевиками. В случае применения рассредоточенных зарядов в каждой его части необходимо размещать по одному патрону-боевику.

Все перечисленные выше работы по производству массового взрыва должны быть увязаны между собой во времени. Для этого каждому массовому взрыву предшествует составление организационного календарного плана, в который входит график организации и последовательности выполнения отдельных операций на участке взрыва. Переход к увеличению масштабов взрывов, обеспечивающих необходимый объем горной массы для бесперебойной работы мощного горнотранспортного оборудования, вызывает трудности в организации работ. В современной практике ведения открытых горных работ исследуется возможность применения для управления производственными процессами системы сетевого планирования и управления (СПУ).

Сетевые графики дают возможность более точно оценить объем и продолжительность предстоящих работ, четко увязать их в технологической последовательности, а также правильно согласовать деятельность многих участков и осуществлять маневрирование разнообразными ресурсами, исходя из реальных условий. Составление и применение сетевых графиков возможно как для всего буровзрывного комплекса, так и на отдельный массовый взрыв. Сетевой график позволяет сократить время на производство массового взрыва.

§ 10. Технология и организация работ при взрывании скважин электрическим способом

Электрическое взрывание — это взрывание с помощью электродетонаторов; этот способ применим для любых методов и условий производства взрывных работ, за исключением участков, опасных по блуждающим токам, которые способны вызвать взрыв электродетонатора.

Электрическому взрыванию присущ ряд работ, отличающих этот способ от других. К ним можно отнести: проверку электродетонаторов по сопротивлению; изготовление патронов-боевиков; расчет и монтаж сети; проверку ее исправности и присоединение магистральных проводов к источнику тока.

Современные электродетонаторы выпускают трех типов: мгновенного, замедленного и короткозамедленного действия; электродетонаторы короткозамедленного действия выпускаются с большим диапазоном замедлений и изготавливаются с нихромовыми мостиками накаливания. Общими характеристиками для электродетонаторов являются: максимально безопасный ток, импульс воспламенения и время срабатывания.

Все электродетонаторы перед выдачей их для взрывания должны быть проверены на исправность мостика накаливания по сопротивлению.

Провода электродетонаторов, после проверки их сопротивления в специальном помещении на складе, должны быть замкнуты накоротко и в таком положении должны находиться до момента присоединения их к участковым или магистральным проводам, которые при монтаже сети должны быть замкнуты. Расчет электровзрывных сетей сводится к определению сопротивления как всей сети, так и отдельных ее ветвей, а также к определению тока, проходящего в сети через каждый электродетонатор в отдельности.

При электрическом способе взрывания возможно применение всех известных способов электрических соединений для соединения электродетонаторов в цепь: последовательного, параллельного, параллельно-последовательного и последовательно-параллельного.

Сопротивление электровзрывных сетей с электродетонаторами рассчитывают по формулам:

последовательное соединение

$$R_{\text{общ}} = L_m r_m + L_c r_c + N r_{\text{эд}}, \text{ ом}; \quad (\text{VI}, 35)$$

последовательно-параллельное соединение

$$R_{\text{общ}} = L_m r_m + \frac{1}{K} (L' r_c + N' r_{\text{эд}}), \text{ ом}, \quad (\text{VI}, 36)$$

параллельное соединение

$$R_{\text{общ}} = L_m r_m + L_c r_c + \frac{r_{\text{эд}}}{N}, \text{ ом}, \quad (\text{VI}, 37)$$

где $R_{\text{общ}}$ — общее сопротивление взрывной сети, *ом*;
 $L_{\text{м}}$ — общая длина магистральных проводов, *м*;
 $L_{\text{с}}$ — общая длина соединительных проводов, *м*;
 $L_{\text{с}}$ — суммарная длина соединительных проводов в каждой группе, *м*;
 N — общее число электродетонаторов;
 N' — суммарное число электродетонаторов в каждой группе;
 $r_{\text{с}}$ и $r_{\text{м}}$ — сопротивление 1 *м* соответственно соединительного и магистрального провода, *ом*;
 $r_{\text{эд}}$ — сопротивление электродетонатора, *ом*;
 K — число параллельно соединенных групп проводов.

Общая сила тока во взрывной сети рассчитывается по формуле

$$I_{\text{общ}} = \frac{U}{R_{\text{общ}}}, \text{ а.} \quad (\text{VI,38})$$

Сила тока, проходящего через электродетонатор, в зависимости от схемы соединения сети равна:

при последовательном соединении сети

$$i_{\text{эд}} = I_{\text{общ}}, \text{ а;} \quad (\text{VI,39})$$

при последовательно-параллельном соединении сети

$$i_{\text{эд}} = \frac{I_{\text{общ}}}{K}, \text{ а;} \quad (\text{VI,40})$$

при параллельном соединении сети

$$i_{\text{эд}} = \frac{I_{\text{общ}}}{N}, \text{ а;} \quad (\text{VI,41})$$

где $I_{\text{общ}}$ — общая сила тока во взрывной сети, *а*;
 $i_{\text{эд}}$ — сила тока, проходящего через электродетонатор, *а*;
 U — напряжение источника тока, *в*.

Сила тока, приходящаяся на электродетонатор, должна быть не меньше гарантийных значений:

1 *а* — при одновременном взрывании постоянным током до 100 электродетонаторов;

1,3 *а* — при одновременном взрывании постоянным током до 300 электродетонаторов;

2,5 *а* — при взрывании переменным током.

Не разрешается в одной взрывной сети применять электродетонаторы с разными характеристиками.

Максимальное число электродетонаторов, которое можно взорвать от сетей постоянного и переменного тока при последовательно-параллельном соединении в сети, рассчитывают по формуле

$$N = \frac{U^2}{4R_{\text{м}}r_{\text{эд}}(1+c)i_{\text{г}}^2}, \quad (\text{VI,42})$$

где $i_{\text{г}}$ — гарантийная сила тока, *а*;
 c — отношение общего сопротивления соединительных проводов к общему сопротивлению электродетонаторов;
 $R_{\text{м}}$ — сопротивление магистральных проводов, *ом*.

Минимальное количество параллельно соединенных групп электродетонаторов определяется по формуле

$$m = \frac{U - \sqrt{U^2 - 4R_{\text{м}}r_{\text{эд}}(1+c)i_{\text{г}}^2N}}{2R_{\text{м}}i_{\text{г}}}, \text{ групп.} \quad (\text{VI,43})$$

Патроны-боевики с электродетонаторами размещаются в верхней части заряда. Если скважина оснащается одним патроном-боевиком, то он должен свариваться двумя электродетонаторами.

Расположение патронов-боевиков при электрическом взрывании в верхней части скважины не лучший вариант с точки зрения влияния места инициирования заряда ВВ на качество дробления горной массы и проработку подошвы. В зависимости от геологических и горнотехнических условий оптимальное время замедления между взрыванием соседних зарядов или групп ВВ составляет от 8 до 250 *мсек*. Однако следует считать, что число ступеней и диапазон замедлений пока не удовлетворяет всем запросам практики.

Перед началом укладки патронов-боевиков в заряды все лица, не связанные с производством взрывных работ, должны выйти из пределов опасной зоны. При этом запрещается иметь электродетонаторы на месте зарядки до момента укладки патронов-боевиков в заряды. Провода электродетонаторов прикрепляются к патронам-боевикам таким образом, чтобы в случае их натяжения усилие не могло передаваться электродетонаторам. Во время заполнения части скважины забоечным материалом следят, чтобы выходящие из патронов-боевиков электропровода имели слабинку и не были натянуты.

После окончания зарядки и забойки всех зарядов ВВ начинается монтаж электровзрывной сети. Все электроустановки, кабели и воздушные провода в пределах опасной зоны к моменту начала монтажа должны быть обесточены. Работу по монтажу электровзрывной сети ведут в такой последовательности, чтобы сеть была постоянно замкнута. Провода для сети предварительно проверяют на проводимость и целостность изоляции. Участковые, соединительные и магистральные провода требуемой длины заблаговременно заготавливают и свертывают в бухты. На бухтах крепятся бирки с указанием длины, сечения и сопротивления проводов. Вначале к концевым проводам присоединяют участковые и соединительные провода, а затем участковые присоединяют к магистральным проводам. При монтаже электровзрывной сети соединения проводов должны тщательно изолироваться изоляционной лентой или специальными зажимами-контактами.

Для проверки исправности электровзрывной сети и определения ее сопротивления применяют специальную контрольно-измерительную аппаратуру: омметры, линейные взрывные мостики, взрывные испытатели и т. д. Эти приборы для безопасного замера должны пропускать через электродетонаторы ток силой не более 0,05 *а*.

Электровзрывная сеть считается исправной, если фактическое сопротивление ее не более чем на 10% отличается от расчетного.

Электродетонаторы взрывают взрывными машинками от сетей переменного и постоянного тока, а также от других источников. Достоинства электрического способа взрывания: относительная безопасность; возможность проверки сети перед взрывом; осуществление любой схемы и последовательности детонации серии зарядов. Недостатки: сложность монтажа сети; опасность преждевременного взрыва от блуждающих токов; более высокая квалификация взрывников и высокая четкость при выполнении работ.

§ 11. Технология и организация работ при взрывании скважин детонирующим шнуром

Взрывание детонирующим шнуром (ДШ) может использоваться при всех видах работ на земной поверхности. Этот способ применяется для мгновенного и короткозамедленного взрывания серии зарядов ВВ. Принцип взрывания детонирующим шнуром основан на том, что заряды порошкообразных ВВ безотказно детонируют от введения в них отрезков шнура без капсюлей-детонаторов. При подготовке взрывов детонирующий шнур разрезают на куски требуемой длины до введения его в заряд или патрон-боевик. После введения шнура в патрон-боевик или заряд ВВ резать шнур запрещается.

Взрывная сеть обычно состоит из отрезков детонирующего шнура, пропущенных через заряды. Концы отрезков шнура выводят на поверхность и присоединяют к магистральному шнуру. Такое соединение детонирующего шнура во взрывной сети называется *параллельным* и применяется при значительной протяженности и растянутом фронте взрывных работ. Оно и является основным видом соединения на открытых работах.

При взрывах скважинных зарядов патрон-боевик изготавливают либо из нескольких патронов, применяемых при шпуровом методе взрывания, обвязыванием вокруг них в несколько нитей детонирующего шнура, либо из шашек прессованного тротила. Патрон-боевики изготавливают непосредственно у места заряжания.

Детонирующие шнуры выпускаемых марок недостаточны по своей иницирующей способности для взрывания грубодисперсных и водонаполненных ВВ; они также не взрывают гранулированный чешуированный и плавленый тротил. Для этой цели применяют шашки прессованного тротила или скального аммонита.

При взрывании детонирующим шнуром безопасность ведения работ требует исключительного внимания к монтажу взрывной сети и качеству заряжания скважин. Шнур при прокладке не должен изгибаться под острым углом, иметь перегибов и т. д. Если шнур не имеет пластмассовой оболочки, то при температуре окружающего воздуха $+30^{\circ}\text{C}$ и выше, во избежание флегматизации шнура расплавляющимся в его гидроизоляционной оболочке парафином, его различными способами укрывают от солнечных лучей (бумагой, досками и т. д.). Соблюдение этих мероприятий обеспечивает безотказную работу детонирующего шнура.

Отрезки детонирующего шнура соединяются между собой внакладку или внакрутку (рис. 37) на длине не менее 15 см. Крепление осуществляется изоляционной лентой, тесьмой или шпагатом. Иногда связывают шнуры морским узлом.

При взрывании детонирующим шнуром аммиачно-селитренных ВВ вывод людей, не связанных с взрывными работами, из опасной зоны осуществляется перед началом присоединения ответвлений шнура к магистральной линии, которая прокладывается в две нитки с противоположной стороны от забоя после окончания заряжания всей серии скважин.

При короткозамедленном способе взрывание зарядов ВВ в скважинах производится в определенной последовательности по утвержденной схеме. Замедлители из одного или нескольких реле КЗДШ устанавливаются на каждую скважину или группу скважин. Взрывание сети из детонирующего шнура

при больших взрывах производится не менее чем двумя электродетонаторами или зажигательными трубками.

Техническим преимуществом способа взрывания детонирующим шнуром является: меньшая опасность выполнения работ по заряжанию, особенно при наличии блуждающих токов значительной силы при ликвидации отказов; простота выполнения работ. Недостатки взрывания детонирующим шнуром: невозможность контроля исправности сети перед взрывом; высокая стоимость шнура и невозможность (без специального приспособления) последовательного взрывания зарядов ВВ в одной и той же группе. Трудность и опасность, сопровождающие процесс ликвидации «отказа» при электрическом взрывании, являются причиной применения детонирующего шнура в условиях, не опасных по наличию блуждающих токов (например, карьеры флюсовых известняков Украины и Крыма).

§ 12. Механизация зарядочных и забоечных работ на карьерах

На современных карьерах по добыче полезных ископаемых скального типа уровень механизации таких работ, как погрузка, транспортирование и другие, весьма высок. Однако взрывные работы в большинстве случаев еще выполняются немеханизированным способом. Решение этого вопроса особенно важно в связи с переходом карьеров на многорядное короткозамедленное взрывание, позволившее резко увеличить масштабы взрывов. В случае необходимости

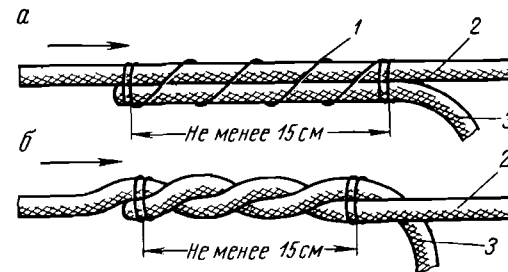


Рис. 37. Соединение детонирующего шнура: а — внакладку; б — внакрутку; 1 — шпагат; 2 — магистраль детонирующего шнура; 3 — отрезок детонирующего шнура к заряду ВВ (стрелкой показано направление детонационной волны)

заряжать десятки и сотни тонн ВВ применение немеханизированного труда при зарядании и забойке скважин на карьере недопустимо.

При механизированном зарядании плотность зарядки всегда выше, чем при немеханизированном, а его производительность в смену на одного рабочего, в зависимости от конструкции и мощности зарядной машины, колеблется от 6 до 12 т, в то время как при ручном труде — 0,4—0,75 т/чел-смену.

Объективно условия для решения вопроса механизации зарядания на карьерах обеспечены созданием водонаполненных ВВ; ВВ простейшего состава — игданитов, гранулитов; зернистых ВВ типа зерногранулитов. Эти ВВ обладают хорошей подвижностью и низкой чувствительностью к механическим воздействиям, что очень важно для механического зарядания, где имеют место трение при больших скоростях движения ВВ по рабочим магистралям и динамические удары.

Наиболее распространенное на открытых работах ВВ — аммонит № 6 для механического способа зарядания не в полной мере безопасен и удобен. Это ВВ чувствительно к механическим воздействиям и склонно к образованию взрывоопасной пыли. Ввиду сильной гигроскопичности всегда слеживается и комкуется.

Созданием средств механизации для зарядания взрывных скважин на карьерах Советского Союза занимаются как специализированные проектные и научно-исследовательские организации, так и горные предприятия. Данный вопрос решается в двух направлениях: созданием средств для механической подготовки, транспортирования, изготовления и зарядания ВВ простейшего состава в условиях горного производства; разработкой и созданием средств механизации, зарядания в скважины различных ВВ заводского изготовления.

Механизация работ в случае применения простейших ВВ, изготавливаемых непосредственно на предприятии, также решается по двум схемам: сооружением стационарной смесительной установки для приготовления ВВ простейшего состава вблизи карьера с последующим транспортированием его до места использования и заряданием специальными зарядными машинами, представляющими оборудованную для этого автомашину или трактор; созданием передвижных смесительных установок, загружаемых на складах составными компонентами в разные емкости. Изготовление ВВ производится смешением компонентов в требуемой пропорции в специальном дозирующем устройстве.

В последнее десятилетие выпущен ряд образцов зарядных машин и разработаны схемы с комплексом оборудования для механизации подготовки и зарядания ВВ как заводского изготовления, так и приготавливаемых на горном предприятии. Создан также ряд конструкций машин, позволяющих механизировать процесс забойки скважин на карьерах.

Машина для изготовления игданита и зарядания скважин конструкции Гипроуглеавтоматизации (марки МЭС1) обеспечивает не-

прерывный выход игданита в скважину. Смешение аммиачной селитры с соляровым маслом происходит непосредственно над скважиной. Агрегат смонтирован на базе автомобиля МАЗ-501 и может заряжать скважины диаметром 100 мм и более, глубиной 25 м и с углом наклона скважины до 30° к вертикали. Производительность агрегата с учетом маневров на уступе и загрузки на складе составляет 3 т/ч. Обслуживают машину два человека: шофер и взрывник. Для удобства загрузки агрегат оборудован краном.

Для подачи селитры к дозирочно-смесительному устройству по дну бункера расположен горизонтальный шнек. Из дозатора ВВ в скважину нагнетается сжатым воздухом от компрессора.

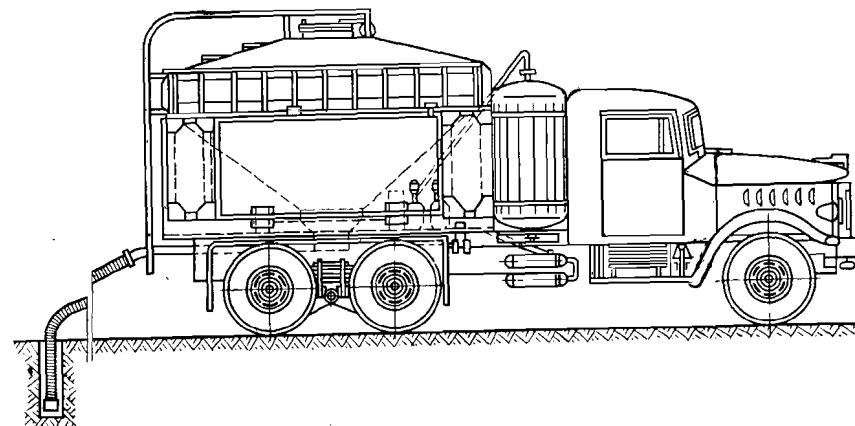


Рис. 38. Схема устройства Учалинской пневмозарядной машины УЗПМ-2

На Учалинском горнообогатительном комбинате создан подобного принципа зарядный агрегат для изготовления игданита и зарядания им скважин. Агрегат марки УЗПМ-2 (рис. 38) имеет три скорости зарядания, в зависимости от скорости вращения транспортирующего селитру шнека и числа оборотов вала компрессора. Поэтому его производительность при непрерывной работе изменяется от 6 до 9 т/ч. Изготовление игданита и зарядание им скважин осуществляется сжатым воздухом. Смешение селитры с соляровым маслом происходит в транспортном планге.

Эффективность работы зарядного агрегата обеспечивается его механизированной загрузкой. Для этого на нерабочем борту карьера построен загрузочный бункер емкостью 10 м³ с течкой и затвором для самотечной загрузки селитры в бункер зарядного агрегата. К загрузочному бункеру примыкает 30-метровая деревянная галерея, предназначенная для хранения 80 т селитры и производства загрузочных работ. Бункер перекрыт грохотом, на котором производится разделка мешков и дробление слежавшейся селитры. Загрузочный бункер для лучшего скольжения селитры внутри футерован линолеумом.

Ряд зарядных машин для зарядки скважин игданитом, водонаполненными взвесями и ВВ заводского изготовления создан НИПИГормашем. Наиболее совершенной конструкцией зарядных машин серии СУЗН является самоходная универсальная пневмозарядная машина СУЗН-5 (рис. 39), которая предназначена для зарядки сухих и обводненных скважин различными взрывчатыми

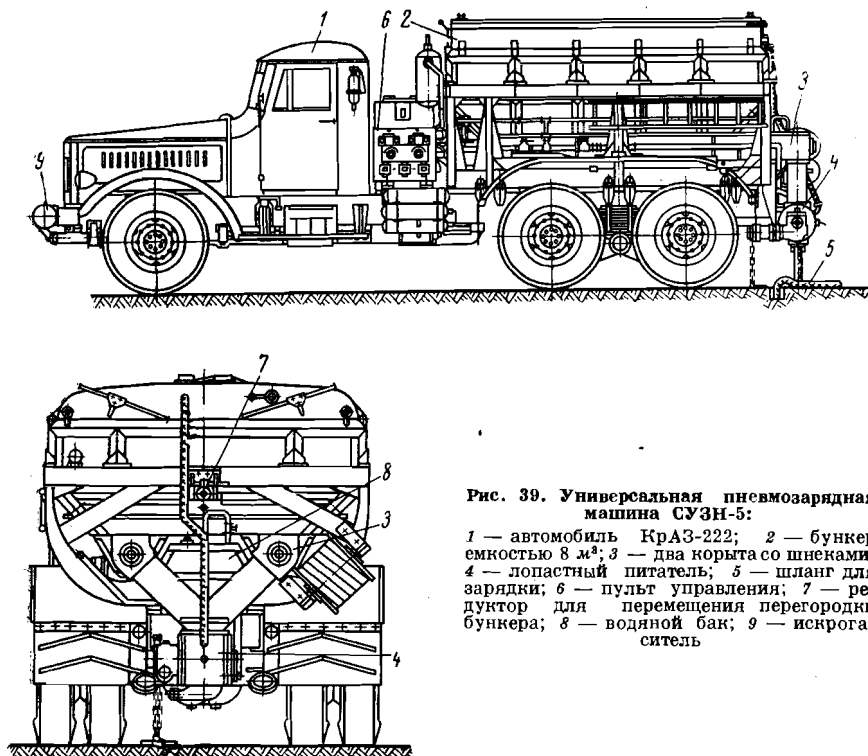


Рис. 39. Универсальная пневмозарядная машина СУЗН-5:

1 — автомобиль КраЗ-222; 2 — бункер емкостью 8 м³; 3 — два корыта со шнеками; 4 — лопастный питатель; 5 — шланг для зарядки; 6 — пульт управления; 7 — редуктор для перемещения перегородки бункера; 8 — водяной бак; 9 — искрогаситель

смесями: водонаполненными взвесями на основе тротила и алюмотола, игданитом и ВВ заводского изготовления — зерногранулилами, гранулилами, акватолом и т. д. Производительность зарядки этой машиной в 2—2,5 раза выше, чем при немеханизированном способе, и достигает 10 т/ч, плотность зарядки также выше, особенно в случае применения водонаполненных взвесей.

При зарядке обводненных скважин машиной СУЗН-5 ВВ подается сжатый воздух по шлангу на дно скважины, что предотвращает вымывание селитры и позволяет повысить плотность заряда. Это вызывает повышение объемной концентрации энергии заряда и создает возможность получения более интенсивного дробления массива при взрыве. Выход горной массы за счет расширения сетки расположения скважин также повышается. Эффективная работа машины СУЗН-5, как и других зарядных агрегатов, обеспе-

чивается при наличии механизированного узла для подготовки ВВ, размельчения слежавшегося ВВ и засыпки его в бункер зарядной машины.

На горных предприятиях и в специализированных институтах разработан ряд образцов машин первого типа. Так, Каракубским рудоуправлением сконструирована и используется на карьерах машина для забойки скважин известняковой мелочью, которая загружается в нее на дробильно-обогащительной фабрике. Машина создана на базе 10-тонного самосвала. Бункер машины оборудован течкой с секторным затвором.

Для предотвращения примерзания материала забойки днище бункера выполнено двойным, куда поступают отработанные газы автомашины. Заклинивание забойки в течке предупреждается работой трех пневматических вибраторов, установленных в конусной части бункера.

НИПИГормашем и Гипроуглеавтоматизацией для забойки скважин созданы две модели машины УЗСМ-1 и ЗС1.

Машина УЗСМ-1 создана на базе автосамосвала. Забоечный материал из бункера к загрузочному лотку подается горизонтальным шнеком, приводимым во вращение двигателем машины. Установка УЗСМ-1 обеспечивает повышение производительности труда на забойке скважин по сравнению с немеханизированным способом в 3 раза и снижает стоимость забойки в 2,4 раза.

Конструкция машины ЗС1 предусматривает использование в качестве забоечного материала песка, мелкого щебня и отходов обогащительных фабрик. Производительность машины с учетом маневров на уступе составляет 27 м³/ч. Наличие вибрации и обогрева стенок бункера исключает зависание и налипание забоечного материала на стенках бункера.

Все машины первого типа обслуживаются шофером и взрывником.

Для забойки заряженных скважин работы ведутся в направлении: создания машин, которые в качестве забоечного материала используют привезенные ими отходы дробильно-сортировочной или обогащительной фабрики, песка и т. д.; создания машин, использующих для забойки скважин мелкоизмельченную породу, которая находится возле пробуренной скважины.

Машины второго типа обеспечивают операцию забойки при шарошечном бурении скважин, когда вблизи устья скважины из бункера пылеподавляющего устройства высыпаются крупные и средние фракции буровой мелочи. Машинная забойка устройствами этого типа также оправдывается, когда к каждой скважине или к группе скважин специально привозится породная мелочь.

Машины этого типа выполняются в виде бульдозеров с подвижными в горизонтальной плоскости ножами или грузчиков с нагребающими лапами, грейферными захватами и т. д. Так, на Докучаевском флюсо-доломитном комбинате на основе трактора «Беларусь» был создан забоечный агрегат, который снабжен обычным бульдозерным

ножом для перемещения забоечного материала к скважине и двумя цилиндрическими кожухами, имеющими по образующей цилиндра окна шириной 100 мм и шарнирно расположенными на подъемной раме. Внутри кожухов помещены шнеки.

Транспортно-загружающий орган включается после наезда агрегата на скважину. Забоечный материал через окна в кожухе захватывается шнеком, транспортируется и засыпается в скважину.

Недостаток машин второго типа: опасность повреждения детонирующих шнуров, идущих от заряда из скважины, поэтому они не находят широкого применения на отечественных карьерах.

§ 13. Составление проекта массового взрыва

Подготовка и организация работ для осуществления массового взрыва проводятся в несколько этапов, одним из которых является составление технического проекта. В составлении технического проекта принимает участие геолого-маркшейдерская служба. Намечаемый к взрыву блок выкопировывается с общего плана горных работ на карьере, наносятся верхние и нижние отметки уступа, указываются категории пород по буримости и по взрываемости, границы и пределы допустимых величин одновременно взрываемых ВВ. На этот же план наносятся взрывные скважины с параметрами, принятыми для данных условий, а также параметры сетки скважин и величина перебура. По скважинам первого и последующих рядов, а иногда и по отдельным скважинам, в зависимости от горногеологических условий, геолого-маркшейдерской службой составляются профили, на которых указываются геологические особенности уступа, мощности отдельных пластов, слагающих уступы, и наличие воды в скважинах.

На основании этих данных начальником буровзрывных работ производится выбор типа ВВ, расчет зарядов для каждой скважины, общего количества ВВ, выбор рациональной конструкции зарядов, величины перебуров, нанесение взрываемых зон, ориентировочное время на обуривание взрываемого блока. Расчет зарядов производится по формулам, и эти данные заносятся в технический паспорт на разовый взрыв.

Основные расчетные параметры: a (расстояние между скважинами), w (ЛНС) и H (высота уступа) принимаются с плана взрыва. Величину зарядов ВВ рассчитывают по объему взрываемой породы V , приходящейся на одну скважину, удельный заряд ВВ q принимается в зависимости от физико-механических свойств взрываемых пород на основании фактического расхода ВВ за длительный период работы данного карьера.

Начальник буровзрывных работ или начальник смены совместно с маркшейдером и техническим руководителем карьера переносят скважины с плана в натуру согласно размерам на плане. Место будущей скважины отмечается колышком с указанием на нем номера

скважины и ее проектной глубины, что является основанием для машиниста бурового станка.

По окончании буровых работ на участке, намеченном к взрыву, маркшейдер делает повторную съемку, замеряет фактические расстояния между скважинами, сопротивление по подошве уступа и глубину скважины. В случае несоответствия фактических данных проектным производится перерасчет величины зарядов в скважинах. Основным документом массового взрыва, дающим право на его производство, является диспозиция, которая включает: кальку-схему фактических отметок участка взрыва и взрывных скважин с их истинными номерами, геологическими разрезами и указанием категории пород по буримости и взрываемости, а также схему взрывной сети и расстановки замедлений; полную геологическую и гидро-геологическую характеристику участка взрыва; паспорт параметров взрыва и его технико-экономические показатели; перечень мероприятий по безопасности производства взрыва с указанием ответственных лиц, определения границ и участков оцепления, времени взрыва, типа сигналов и времени их подачи, мероприятий по обнаружению и ликвидации «отказов» и др.

Исполнительная документация массового взрыва в обязательном порядке сверяется с проектной и утверждается главным инженером предприятия.

Сводные данные о массовом взрыве приведены в форме № 1.

ФОРМА № 1

Утверждаю:

Главный инженер

Сведения о взрыве

Дата взрыва _____ горизонт _____ маркшейдерские оси _____

| № скважин | Высота уступа, м | Сопротивление по подошве уступа (СПП), м | Расстояние между скважинами в ряду, м | Глубина скважины, м | Перебур, м | Высота столба воды в скважине, м | Величина заряда, кг | | | | Объем взорванной горной массы, м ³ | Удельный расход ВВ, кг/м ³ | Выход горной массы с 1 м скважины, м ³ | Интервал замедления, мсек | Примечание |
|-----------|------------------|--|---------------------------------------|---------------------|------------|----------------------------------|---------------------|-------------|-----------------|-------------|---|---------------------------------------|---|---------------------------|------------|
| | | | | | | | основного | | дополнительного | | | | | | |
| | | | | | | | расчетная | фактическая | расчетная | фактическая | | | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 |
| | | | | | | | | | | | | | | | |

После массового взрыва производят горизонтальную съемку, составляют профили взорванной горной массы и по ним определяют фактический объем отбитой массы. Затем эти данные корректируются в процессе отгрузки горной массы и после окончательной уборки повторным маркшейдерским замером.

ТЕХНОЛОГИЯ РАБОТ ПРИ ВЗРЫВАНИИ КАМЕРНЫМИ ЗАРЯДАМИ

§ 1. Условия применения отбойки камерными зарядами

Камерные заряды в настоящее время применяют для взрывания на выброс при проходке траншей, канав, а также строительстве котлованов и выемок различного назначения. В соответствующих горногеологических условиях камерные заряды применяют для взрывания на сброс пустых пород, покрывающих полезное ископаемое, с помещением их на дно карьера или в естественные углубления за пределы залегания полезного ископаемого.

Для рыхления полезного ископаемого при его добыче камерные заряды применяют редко и только при весьма трещиноватом массиве, очень крепком труднобуримом полезном ископаемом (например, граниты Клесовского карьера в Ровенской области) или крепких и в то же время хрупких рудах, способных интенсивно дробиться о почву карьера при падении.

Камерные заряды, вес которых составляет десятки тонн и более, помещают в специальные выработки-камеры, размеры которых определяются величиной заряда ВВ. Камеры в большинстве случаев имеют Т- или Г-образную форму, чтобы затруднить выброс газов и максимально использовать энергию ВВ. Для размещения камерных зарядов в горном массиве проходят шурфы или штольни, из которых затем проводят камеры.

В случае притока воды горизонтальные выработки проводят с уклоном 0,03—0,06, а для стока ее вдоль стенок устраивают канавки. Для сброса воды шурф должен заканчиваться зумпфом, перекрытым прочным деревянным настилом.

Площадь сечения для шурфов должна быть не менее 1 м² в свету, а штольни не менее 1,2 м² (высота штольни 1,5 м, ширина 0,8 м). Выбор типа выработки зависит от горногеологических условий, требуемой глубины помещения заряда ВВ, удобства подхода при проходке и определяется технико-экономической целесообразностью. При глубине размещения зарядов до 8 м в качестве подготовительных выработок применяют шурфы, а при глубине 8 м и более — штольни. Подошва камер должна быть расположена на уровне подошвы уступа. Ширина развала породы после взрыва составляет 1,6—2,0, а высота 0,7—0,8 высоты уступа.

§ 2. Параметры расположения камерных зарядов при взрыве на рыхление

Вес камерных зарядов при взрыве на рыхление определяют по формуле

$$Q = q_p V_3 = q_p w H a, \quad (VII,1)$$

где q_p — удельный заряд ВВ на рыхление, кг/м³;
 V_3 — объем породы, взрываваемой одним зарядом, м³,
 или с учетом преодоления зажима

$$Q = q_p w^3 e m v, \quad \text{кг}, \quad (VII,2)$$

где w — ЛНС, м;
 e — коэффициент относительной работоспособности ВВ;
 v — коэффициент зажима (1,0—1,3);
 m — коэффициент сближения зарядов (0,8—1,4).

Объем зарядных камер рассчитывается с учетом объема ВВ и тары, плотности ВВ и объема крепежного, а также изолирующего материала по формуле

$$V_k = \frac{Q}{\Delta} k_v, \quad \text{м}^3, \quad (VII,3)$$

где V_k — объем зарядной камеры (вчерне), м³;
 k_v — коэффициент учета фактического объема крепежного материала, изоляции и тары, равный 1,1—1,8;
 Q — вес помещенного в камеру заряда ВВ, т;
 Δ — плотность ВВ, т/м³.

Камерные заряды располагают в одной плоскости в один, два или несколько рядов. Большое значение при этом имеет месторасположение заряда, так как от него зависит результат взрыва. ЛНС должна находиться в пределах 0,5—0,7 высоты уступа ($w/H = 0,5—0,7$). При многорядном расположении камер за ЛНС принимают расстояние между параллельными выработками. Расстояние между зарядами составляет от 0,8 до 1,4 ЛНС в зависимости от свойств породы и требуемого дробления.

Расстояние между рядами при двухрядном расположении зарядов принимается равным ЛНС второго ряда. Отношение w/H и $m = a/w$ во втором ряду принимается таким же, что и в первом.

При различных ЛНС двух смежных зарядов одного ряда расстояние между ними определяется по формуле

$$a = m \frac{w_1 + w_2}{2}, \quad \text{м}, \quad (VII,4)$$

где m — относительное расстояние между зарядами в ряду;
 w_1, w_2 — ЛНС двух смежных зарядов в ряду.

§ 3. Параметры расположения камерных зарядов при взрывании на выброс

Взрывание на выброс — это такое разрушение горных пород, при котором породы не только дробятся на отдельные куски, но и перемещаются (выбрасываются) частично или полностью в определенном направлении за пределы заданной границы.

Взрывание на выброс осуществляют применением сближенных зарядов ВВ, способных произвести интенсивное действие на горный

массив. Степень выброса зависит от величины показателя действия взрыва n .

Расчет зарядов выброса производится по формуле М. М. Борескова

$$Q = qw^3 (0,4 + 0,6n^3), \text{ кг}, \quad (\text{VII},5)$$

где q — удельный заряд ВВ, кг/м^3 .

При этом n принимается от 2 до 3, так как только при таком его значении достигается глубина выемки, равная глубине заложения заряда. Различают взрывы: с двусторонним выбросом, с односторонним (направленным) выбросом и взрывы на сброс.

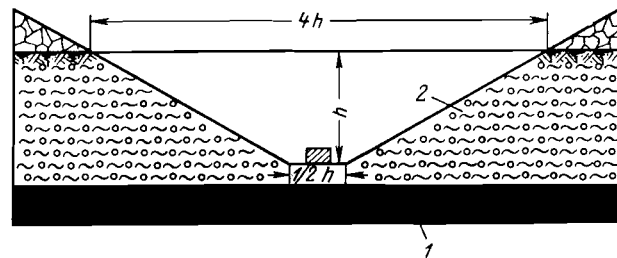


Рис. 40. Схема двустороннего выброса:
1 — полезное ископаемое; 2 — пустая порода

Формула (VII,5) справедлива только при глубине заложения заряда ВВ до 25 м. При большей глубине в формулу вводится поправка Г. И. Покровского

$$A = \sqrt{\frac{w}{25}}, \quad (\text{VII},6)$$

тогда

$$Q = qw^3 A (0,4 + 0,6n^3). \quad (\text{VII},7)$$

Двусторонний выброс может осуществляться одним, двумя или несколькими рядами зарядов ВВ, закладываемых вдоль оси проектируемой выемки. Наиболее прост и экономичен однорядный способ расположения зарядов (рис. 40).

За расчетную ЛНС принимают расстояние от центра заряда до обнаженной поверхности по нормали. Видимую глубину P воронки (рис. 41) в породах I—IV категории крепости по шкале ЕНВиР при любых показателях выброса и в породах V—XVI категорий по той же шкале при показателях выброса n от 1,25 до 2 определяют по формуле

$$P = 0,33w(2n - 1), \text{ м}. \quad (\text{VII},8)$$

При $n > 2$ глубину воронки можно определить по формуле

$$P = w + R_1, \text{ м}, \quad (\text{VII},9)$$

где R_1 — радиус сферы сжатия, который определяется по приближенной формуле

$$R_1 = 0,62 \sqrt{Qu}, \text{ м}, \quad (\text{VII},10)$$

где Q — величина заряда, кг ;

u — коэффициент пропорциональности, учитывающий свойства пород. Значения коэффициента u в различных взрываемых средах приведены ниже.

| | |
|-----------------------------------|-----|
| Скальные породы | 10 |
| Грунт средней плотности | 150 |
| Глина | 250 |

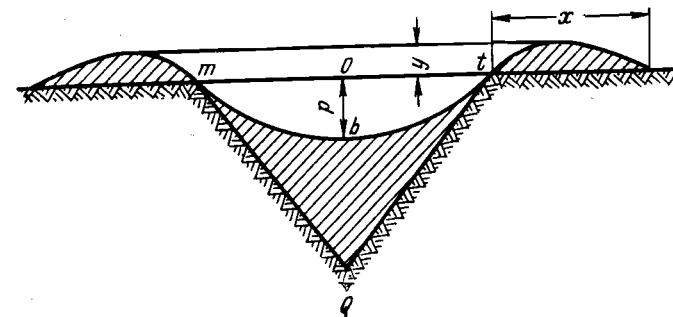


Рис. 41. Схема, поясняющая результат взрыва на выброс как видимую глубину воронки

Высота навала y и ширина навала x также зависят от показателя выброса n и определяются из выражений:

$$y = \frac{0,6 - 0,75}{n} w, \text{ м}, \quad (\text{VII},11)$$

$$x = 5nw, \text{ м}. \quad (\text{VII},12)$$

Расстояние между зарядами a в зависимости от величины показателя выброса n рекомендуется определять по формуле

$$a = 0,5w(n + 1), \text{ м}. \quad (\text{VII},13)$$

Для зарядов усиленного выброса относительное расстояние между зарядами $m = a/w$ в зависимости от принимаемого показателя выброса n рекомендуется принимать:

| | | | | | | | | | | | | | |
|-----------|------|-------|------|-------|-----|-------|------|-------|-----|-------|------|-------|-----|
| n . . . | 1,50 | . . . | 1,75 | . . . | 2,0 | . . . | 2,25 | . . . | 2,5 | . . . | 2,75 | . . . | 3,0 |
| m . . . | 1,25 | . . . | 1,35 | . . . | 1,5 | . . . | 1,65 | . . . | 1,8 | . . . | 1,9 | . . . | 2 |

При многорядном взрывании камерными зарядами последние располагают в шахматном порядке. При однорядном расположении зарядов ширина выемки поверху равна раствору воронки соответ-

ствующего заряда выброса. При многорядном расположении зарядов ширина выемки поверху определяется по формуле

$$L_b = 2nw + b(m - 1), \text{ м.} \quad (\text{VII}, 14)$$

где L_b — ширина выемки поверху;
 b — расстояние между рядами зарядов, м;
 m — число рядов зарядов.

Ширина выемки (понизу) определяется по формуле

$$L_n = b(m - 1), \text{ м.} \quad (\text{VII}, 15)$$

При одностороннем направленном выбросе (рис. 42) основная масса породы (до 80%) выбрасывается на борт выемки или карьера, и в дальнейшем исключается необходимость ее уборки при развитии фронта работ. Направленность выбрасываемой при взрыве породы достигается применением не менее двух рядов зарядов.

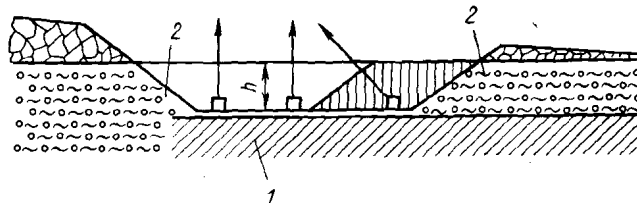


Рис. 42. Схема одностороннего направленного выброса:
 1 — полезное ископаемое; 2 — пустая порода

При проектировании заданной выемки соответствующего профиля графически определяют число рядов, расстояние между ними, показатель действия взрыва путем построения теоретической воронки с таким расчетом, чтобы ее размеры по возможности соответствовали размерам в натуре.

Показатель действия взрыва при одностороннем (направленном) выбросе ряда зарядов, противоположного направлению выброса, принимается на 0,5 больше, чем показатели действия взрыва зарядов в других рядах.

Для достижения хорошей направленности выбрасываемой породы в нужном направлении применяют одновременное взрывание рядов зарядов с замедлением не менее 2 сек взрыва зарядов последующего ряда.

Расстояние между рядами зарядов ВВ при одновременном взрывании выбирают с таким условием, чтобы ЛНС каждого ряда зарядов, взрываемого с замедлением, была перпендикулярна поверхности, образуемой взрывом зарядов предыдущего ряда и на 15—20% меньше заглубления зарядов.

Взрывание на сброс является частным случаем взрыва с направленным выбросом.

Принципиальная схема взрыва на сброс показана на рис. 43. При работах на сброс заряды располагают в один или два ряда параллельно линии забоя. Отличие этого способа от других состоит в том, что заряды работают при двух открытых плоскостях. Опытным путем установлено, что эффективное действие взрыва при однорядном расположении зарядов может быть достигнуто при удалении их от забоя на расстояние 1,1—1,2 ЛНС. Параметры зарядов ВВ и их расположение определяют по тем же формулам, что и при взрывании на выброс.

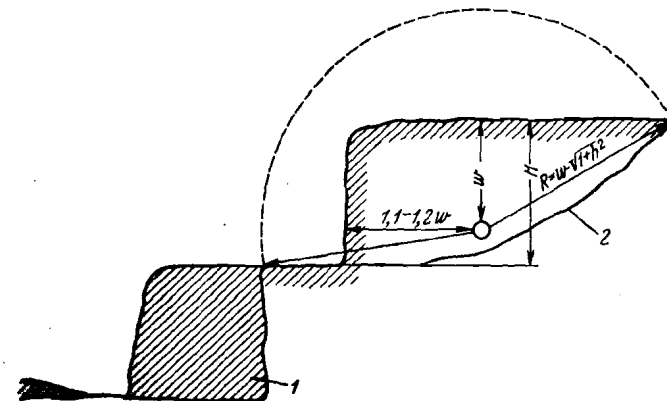


Рис. 43. Схема расположения зарядов при взрыве на сброс породы:
 1 — массив должен быть подработан; 2 — линия отрыва

Для предохранения пласта полезного ископаемого обычно над ним оставляют 2-метровую предохранительную подушку. Радиус действия взрыва зарядов R определяется по формуле

$$R = w \sqrt{1 + n^2}, \text{ м.} \quad (\text{VII}, 16)$$

§ 4. Технология взрывания на выброс и сброс камерными зарядами

Взрывание на выброс и сброс камерными зарядами представляет большую сложность. Применение большого количества ВВ (иногда до нескольких сотен и тысяч тонн) требует тщательного и умелого подхода к организации всех работ. Важным при этом является правильный выбор параметров камер и их расположения в горном массиве, а также выбор типа ВВ. Одним из основных критериев эффективности взрывных работ является правильное определение удельного заряда ВВ.

Существенным при взрывах камерными зарядами на выброс и сброс является организация службы техники безопасности, сводящаяся в основном к предотвращению преждевременных взрывов, установлению границ опасной зоны по разлету кусков породы, учету

сейсмического действия взрыва и т. д. Дальность полета породы при взрыве пропорциональна ЛНС и зависит от показателя действия взрыва. Максимальный радиус разлета кусков R_k при взрыве определяется по формуле

$$R_k = 20n^2w. \quad (\text{VII},17)$$

Однако радиус опасной зоны не должен устанавливаться меньше 200 м для людей и 100 м для оборудования. Радиусы зон, опасных по действию сейсмических волн R_c и воздушной ударной волны R_b , определяются по формулам:

$$R_c = k_c \sqrt[3]{\frac{Q}{f(n)}}; \quad (\text{VII},18)$$

$$R_b = k_b \sqrt{Q}, \quad (\text{VII},19)$$

где k_c — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств взрывающей среды;

$f(n)$ — функция показателя действия взрыва;

Q — вес одновременно взрывающихся зарядов, кг;

k_b — коэффициент пропорциональности (0,5—10).

Таблица 19

Коэффициент передачи сейсмических колебаний в породах различных групп

| Группы | Характер взрывающей среды | Величина коэффициента k_c |
|--------|---|-----------------------------|
| I | Слабые водонасыщенные породы (пльвун, торфяник) | 20—15 |
| II | Породы средней крепости | 10—5 |
| III | Крепкие скальные породы | 3—1,5 |

Для людей безопасное расстояние обычно определяется по формуле

$$R_d = 5\sqrt{Q}. \quad (\text{VII},20)$$

Расстояние, определяемое по формуле (VII,20), может быть уменьшено в 2 раза, если объект находится за преградой или люди могут укрыться в блиндажах, либо это расстояние должно быть увеличено в 2 раза, если взрыв производится в узкой долине или ущелье.

Блиндажи устраивают из расположенных крест-накрест бревен с таким же накатом. Расстояние их от взрыва определяется по формуле

$$r_6 = 3,3\sqrt{Q}. \quad (\text{VII},21)$$

Процесс заряжания камер начинается только после окончания всех проходческих работ. Производственные операции по заряжанию камер могут осуществляться последовательно или параллельно.

Если возможно, то применяют параллельную схему работ, при которой достигается большая производительность.

Разбивка мест расположения зарядов выполняется инструментальной съемкой. Обычно применяют порошкообразные ВВ, размещаемые в камере в нераспакованном виде или насыпью. Перед заряданием выработки и камеры проверяются руководителем работ, которым и назначается срок производства взрыва. Камеры заряжают по ранее разработанному руководителем взрыва графику. Площадь взрыва разбивается на участки. На эти участки назначаются ответственные лица из числа инженерно-технических работников. Работы по подготовке и заряданию увязываются между собой с расчетом одновременного их окончания.

Возле каждого шурфа или штольни устанавливаются таблички с указанием номера и веса заряда по каждому сорту ВВ в отдельности и дается схема расположения заряда и патронов-боевиков. В камерные заряды в зависимости от их величины вводят от двух до восьми патронов-боевиков, половина из которых на дублирующей взрывной сети. Изготавливаются они на месте работ в специально оборудованном помещении, находящемся не ближе 50 м от места зарядания. В камере патроны-боевики размещаются в разных точках заряда.

При немеханизированном зарядании камер россыпными ВВ рабочих снабжают респираторами для предохранения от взвешенной в воздухе пыли.

По окончании зарядания скважин производят проверку сопротивления, люди удаляются на безопасное расстояние от взрывной сети. Следует обратить внимание на предохранение проводов или детонирующего шнура от повреждения в местах выхода их из камеры. Рекомендуется помещать провода или шнур в толстые резиновые трубки.

После зарядания и проверки сети камеру закрывают щитом из досок, а подводящие выработки закладывают мелкой породой, образовавшейся при проходке этих выработок. После окончания забойки вторично проверяют исправность взрывной сети. Затем после подачи соответствующих сигналов производят взрыв.

Камерные заряды взрывают только в дневное время, чтобы можно было осмотреть результаты его до наступления темноты. Ликвидация «отказов» весьма сложна и производится по специальной инструкции. После окончания ликвидации «отказов» составляется акт о возможности безопасного ведения работ на данном участке.

§ 5. Механизация зарядочных и забоечных работ при взрывании камерными зарядами

Механизированный способ зарядания и забойки при взрывании камерными зарядами более безопасен и экономичен по сравнению с ручным. Немеханизированный способ зарядания камер связан с неудобствами в работе, некачественной укладкой ВВ (пробки, пустоты), низкой производительностью труда. Пневматический способ

заряжания позволяет использовать россыпные ВВ. Одним из преимуществ заряжания россыпными ВВ является возможность механизированной доставки их к забою по мягким полиэтиленовым шлангам диаметром 30—50 мм с помощью специальных зарядных установок.

Установки для транспортирования ВВ в зависимости от способа получения разности давлений подразделяются на всасывающие и нагнетательные. Более целесообразны при заряжании камер нагнетательные установки, которые по конструкции загрузочных

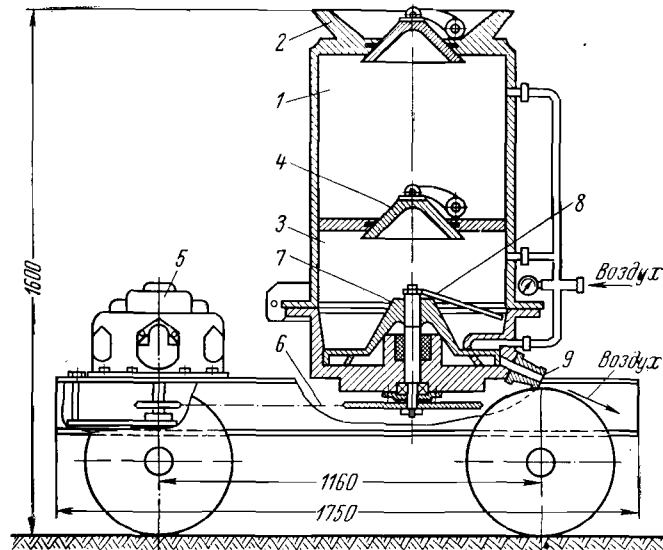


Рис. 44. Схема дозирующей установки для подачи ВВ при механическом заряжании

устройств бывают с винтовыми (шнековыми), с камерными (шлюзовыми) и с барабанными питателями.

В производственных условиях испытано шнековое дозирующее устройство в сочетании с двухкамерной машиной С-164. На рис. 44 показана схема дозирующей установки для подачи ВВ при механическом заряжании.

В шлюзовую камеру 1 через воронку 2 загружается ВВ; из шлюзовой камеры ВВ перепускается в рабочую камеру 3, затем клапан 4 закрывается и в камеру впускается сжатый воздух. От двигателя 5 через передачу 6 приводится во вращение дозирующий конус 7, имеющий радиально расположенные камеры; с валом конуса вращается ворошитель 8. В момент фиксирования кармана дозатора против выходного конуса 9 струя сжатого воздуха подает ВВ в шланг, по которому оно уже во взвешенном состоянии направляется к месту укладки. В момент освобождения рабочей камеры от ВВ из шлюзовой камеры перепускается новая порция ВВ и т. д.

При транспортировании по шлангам диаметром 38 мм размер зерен ВВ не должен превышать 5—10 мм. Производительность зарядного агрегата растет с увеличением числа оборотов дозирующего конуса и зависит от типа ВВ (табл. 20).

Таблица 20

Зависимость производительности зарядного агрегата от числа оборотов дозатора

| Наименование ВВ | Число оборотов дозирующего конуса в минуту | Расход воздуха на 1 т уложенного ВВ, м ³ | Средняя производительность установки | |
|---|--|---|--------------------------------------|-----------------------|
| | | | кг/ч | м ³ /смену |
| Аммонит № 6 | 30 | 150—160 | 1100 | 6,6 |
| Смесь аммонита № 6 с гранулированной селитрой (1:1) | 30 | 150—160 | 1522 | 9,1 |
| Гранулированная селитра | 30 | 150—160 | 1600—1700 | 10,2 |
| Зерногранулит 80/20 | 30 | 150—160 | 1800 | 10,8 |

Данная аппаратура была применена при заряжании камер на доломитовом и известняковом карьерах карьероуправления Кавдоломит, а также на Редантском известняковом карьере. При заряжании камер на Редантском карьере использовали смесь аммонита № 6 и аммиачной селитры в равном соотношении. Длина полиэтиленовых шлангов составляет 150 м, из которых 105 м располагались под углом 45° и 45 м — по горизонтали. Магистраль имела шесть колен под углом поворота до 90°. Высота подъема по вертикали 53 м, расход воздуха при этом составил от 5 до 5,6 м³/мин, рабочее давление воздуха в дозаторе от 2,5 до 3 атм. При заряжании камер на других карьерах в качестве ВВ использовали гранулированную селитру и зерногранулит 80/20. Производительность труда рабочего при механизированном заряжании по сравнению с ручной укладкой ВВ в камеры приведена в табл. 21.

Таблица 21

Производительность труда рабочего при механизированном заряжании камер (карьероуправление Кавдоломит)

| Карьер | Среднемесячная производительность труда рабочего при способах заряжания, кг | | Увеличение производительности труда рабочего, раз |
|-------------------------|---|------------------|---|
| | ручном | механизированном | |
| Известняковый | 250 | 3044 | 12 |
| Доломитовый | 750 | 5832 | 7,7 |

Расчет пневматического транспорта в основном сводится к расчету гидравлических сопротивлений трубопроводов.

Исходя из специфики условий, забоечный материал может доставляться автотранспортом (с ручной погрузкой), с помощью конвейеров и т. д.

Механизированная забойка при взрывании камерными зарядами требует большой осторожности, так как при невнимательном зарядании можно легко повредить взрывную сеть.

§ 6. Охрана труда при массовых взрывах камерными зарядами

Взрывные работы включают следующие операции: проверка камер; доставка ВВ и забоечного материала; зарядание камер и забутовка выработок; монтаж взрывной сети; подготовка безопасных мест для укрытия людей; вывоз оборудования и отвод людей в безопасные места; подача сигналов перед и после взрыва; осмотр после взрывания и ликвидация отказавших зарядов (если «отказы» произошли).

Четкая и взаимоувязанная последовательность производства основных операций в технологическом комплексе вместе с умелой расстановкой людей позволяет правильно организовать работу. Кроме общих Правил безопасности, к выполнению операций взрыва методом камерных зарядов предъявляются дополнительные требования, обусловленные особенностями этого способа. При взрывании камерными зарядами от устья шурфов или штолен на расстоянии не менее 3 м должны быть устроены площадки для размещения ВВ, предназначенных к заряданию.

В камерах при их зарядании не должно быть электропроводки, а освещаться они должны из примыкающих выработок. Разрешается освещать выработки от сети напряжением 220 в только до внесения в них патронов-боевиков с электродетонаторами. Перед внесением патронов-боевиков в камеры электропроводка должна быть удалена из всех выработок, после чего их освещают аккумуляторными лампами.

Запрещается также при зарядании камер свободное бросание (сбрасывание) ВВ.

При механизированной укладке зарядов ВВ в камеры для безопасности работ от зарядов статического электричества необходимо: применять полиэтиленовые шланги; заземлять зарядный агрегат и транспортирующую магистраль; орошать водой стенки камеры перед началом зарядания; устанавливать в диффузоре металлическую заземленную сетку, которая должна снимать заряды с потока ВВ, выходящего из полиэтиленового шланга.

Проверка электровзрывной сети по сопротивлению должна производиться как по окончании зарядания, так и по окончании забойки.

Разрешается руководителю работ делать осмотр после взрыва не ранее чем через 30 мин; ликвидация отказавших зарядов должна производиться по специальной инструкции.

Взрывные работы должны производиться в безопасных условиях. Следует учитывать все возможные источники опасности и своевременно принимать меры к их устранению. Источники опасности при взрыве: чувствительность ВВ к внешним воздействиям (преждевременный взрыв); ударная волна; разлет осколков породы; сейсмические волны. Для их предотвращения необходимо соблюдать требования Правил безопасности. Рабочие, обслуживающие массовый взрыв, кроме того, должны иметь все средства защиты.

ГЛАВА VIII

ДРОБЛЕНИЕ НЕГАБАРИТА В КАРЬЕРЕ

Содержание во взорванной горной массе негабаритных кусков требует не только значительных затрат времени и средств на доведение их до кондиционного размера, но и является препятствием для достижения высокой производительности погрузочно-транспортного оборудования. Поэтому современные способы разделки негабарита должны обладать высокой экономичностью и оперативностью. Применяемые в настоящее время способы разделки негабарита можно классифицировать следующим образом: дробление негабарита механическими средствами; дробление негабарита зарядами в шпурах; дробление негабарита накладными зарядами; электрофизические способы разрушения негабарита.

Выбор того или иного способа на карьерах обуславливается физико-механическими свойствами пород и технологическими особенностями разработки.

§ 1. Дробление негабарита механическими средствами

На некоторых карьерах получили распространение механические способы разрушения негабарита падающим грузом и с помощью гидроклина. Использование энергии падающего груза способствует уменьшению трудоемкости, снижению затрат и повышению безопасности работ в карьере. Дробление негабарита осуществляется массивной болванкой, изготовленной из легированной стали. Выбор формы и веса груза зависит от крепости и размеров подлежащих дроблению кусков породы. На карьерах строительных материалов вес груза колеблется в пределах 0,3—4,5 т.

Положительные результаты дробления негабарита падающим грузом достигнуты на Полотнянозаводском и Карельском карьерах. Стальная болванка весом 1,7 т изготовлялась из восьмигранного стального блумса, в верхней части которого просверливалось поперечное сквозное отверстие диаметром 90 мм. Болванка подвешивалась к экскаватору Э-505, оборудованному стрелой драглайна. Трос диаметром 22 мм соединялся с грузом специальным шарнирно-вертлюжным креплением, устраняющим возможность перетирания троса.

Высота падения груза от 3 до 8 м. Опытным путем установлена оптимальная высота падения груза (6—8 м), при которой обеспечивается достаточное количество энергии на разрушение породы и создаются условия для прицельного попадания груза в дробимый кусок.

Для получения более мелкого дробления негабаритных блоков применяют грузы, имеющие крестообразные лезвия с углом заострения 90°. При наличии такого лезвия хорошо дробятся не только негабариты с ровной поверхностью, но и окатанные валуны, а также плоские глыбы, лежащие наклонно.

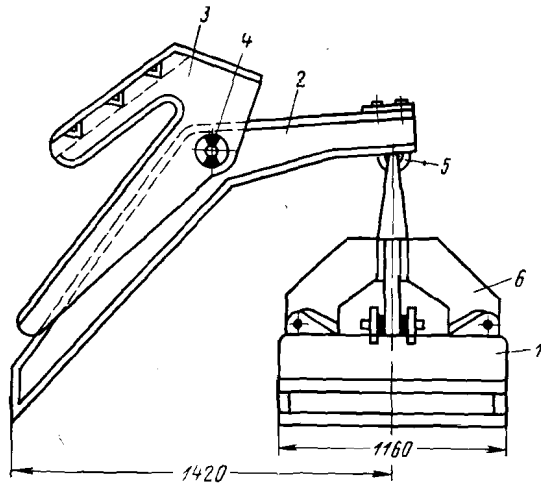


Рис. 45. Схема навесного бутобойного оборудования

Производительность установки по дроблению негабарита падающим грузом для пород крепостью 8 составляла около 160 м³/смену, число ударов до разрушения в зависимости от объема блока и прочности подстилающей подошвы колебалось от 1 до 12. Длительность цикла дробления (подъем, наводка, удар) составляла от 10 до 30 сек.

Для дробления флюсовых известняков было изготовлено и испытано легкоъемное экскаваторное оборудование. Оборудование (рис. 45) состоит из электромагнита М-42 с кольцевым полюсом 1, кронштейна 2, насадки 3 и набора стальных шаров-грузов. Для связи насадки с кронштейном служит ось 4, кронштейн с электромагнитом, хомут 5 и стабилизатор 6. Насадка использовалась с навесного экскаваторного оборудования — скребка для очистки думпкаров. Питание к электромагниту подается от возбуждателя ГД системы экскаватора ЭКГ-4 через пускатель.

При дроблении негабарита электромагнит подводят к лежащему в забое шару-грузу, поднимают его на необходимую высоту и снятием напряжения в сети электромагнита сбрасывают на разрушаемый

кусок. При среднем объеме негабарита 1,95 м³ производительность оборудования при дроблении двух-, трех- и пятитонным шаром составляет соответственно 71,8; 89,5 и 112 м³/ч.

Метод разделки негабарита падающим грузом, кроме повышения безопасности работ, имеет следующие преимущества: позволяет заменить одним человеком 8—10 рабочих, занятых на бурении и взрывании; исключает простои карьерного оборудования ввиду отсутствия взрывных работ по разделке негабарита; более экономичен по сравнению с методами шпуровых и накладных зарядов.

Реальной является перспектива механизировать процесс вторичного дробления с помощью ударных машин-бутобоев.

Гипрорудмашем для дробления руды средней и выше средней крепости рекомендуется применять легкие пневматические молотки, а для дробления негабаритных кусков крепких руд предложен бутобой БП-2, представляющий собой пневматический молоток повышенной мощности. Вес машины около 130 кг, энергия единичного удара 50 кГм. С помощью бутобоя можно разрушать блоки размером 600 × 800 × 600 мм.

Карагандинским политехническим институтом проведены испытания более мощной установки, обладающей энергией единичных ударов до 500 кГм при 90 ударах в минуту. В отличие от бутобоя БП-2, привод установки гидравлический. Исполнительный орган подвешивается на стрелу бульдозера и с помощью гидродомкратов может подниматься на высоту до 180 см. Перед началом работы исполнительный орган во взведенном положении прижимает негабарит кожухом к почве и после включения гидросистемы производит разрушение.

Установка машины на гусеничном ходу обеспечивает ей хорошую маневренность и сравнительно высокую производительность, достигающую 400 т/смену. Машина может применяться на открытых и подземных разработках, а также для специальных работ, связанных с разрушением отдельностей горных пород и искусственных материалов.

В зарубежной практике на оловянных рудниках Альтенберг (ГДР) в качестве бутобоя применяли специальный тихоходный пневматический молоток с энергией удара до 40 кГм. Молоток устанавливали на трехколесной тележке и крепили к манипулятору. Это дает возможность устанавливать его в нужном положении. Результаты испытаний бутобоя показали принципиальную возможность применения его в условиях рудника.

КузНИИшахтостроем разработан способ разрушения с помощью гидроклина. Клиновой исполнительный орган состоит из клина и гидравлического домкрата, представляющих одно целое. Закладной клин имеет неподвижную щеку и односторонний клин, являющийся продолжением штока гидравлического домкрата. В разрушаемом блоке пробуривают шпур диаметром 52 мм, в который вставляют закладную часть клина, и затем ручным насосом подают масло в рабочую полость цилиндра гидродомкрата. При перемещении поршня

клин входит в направляющие щек и раздвигает их, разрушая негабарит. Усилие в 60 Т, развиваемое на щеках клина при давлении в гидравлической сети 60 ат, достаточно для разрушения крупных негабаритных блоков.

Испытания закладных клиньев на рудниках Таштагол и Шерегеш показали, что стоимость этого способа в 2 раза ниже вторичного дробления буровзрывным способом. При этом значительно повышается безопасность труда рабочих.

§ 2. Дробление негабарита зарядами в шпурах

Взрывное дробление негабаритных блоков методом шпуровых зарядов наиболее распространено на карьерах Советского Союза. Разрушение негабарита производится взрыванием зарядов в мелких шпурах, глубина которых составляет $\frac{1}{2}$ — $\frac{1}{3}$ толщины негабаритного куска. Заряд обычно занимает от $\frac{1}{4}$ до $\frac{1}{3}$ длины шпура, а оставшаяся часть заполняется забойкой. Шпуры бурят диаметром 25—36 мм, обеспечивающим нормальную детонацию ВВ и высокую скорость бурения.

В зависимости от размеров и формы блока изменяется число шпуров, но, независимо от этого, их взрывают одновременно. Наиболее безопасным и общепринятым способом взрывания является электрический. Однако еще до настоящего времени на некоторых карьерах для взрывания применяются зажигательные трубки из огнепроводного шнура.

Величина заряда, необходимого для разрушения негабаритного блока, обычно определяется по формуле

$$Q = qV, \text{ кг}, \quad (\text{VIII}, 1)$$

где q — расчетный удельный заряд ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

V — объем негабаритного блока, м^3 .

Удельный расход ВВ при шпуровом методе в несколько раз ниже, чем при методе накладных зарядов, и закономерно снижается с увеличением объема породного блока.

В табл. 22 приведен средний удельный заряд ВВ (по нормам Союзвзрывпрома) при методах вторичного взрывания шпуровыми и накладными зарядами в породах различной крепости с учетом изменения средних размеров куска.

При вторичном взрывании заряды ВВ необходимо дозировать, так как перерасход ВВ сопровождается увеличенным радиусом разлета осколков и ненужным переизмельчением породы. К недостаткам шпурового метода в первую очередь следует отнести значительную трудоемкость, довольно высокую стоимость, необходимость удаления людей и оборудования из опасной зоны, радиус которой принимается не менее 200 м.

Уменьшить радиус разлета осколков до 30—35 м позволяет гидровзрывание. Сущность гидровзрывного способа дробления негабарита заключается в следующем. Патрон ВВ в гидроизоляцияционной

Таблица 22

Зависимость удельного заряда ВВ от величины негабарита и крепости породы

| Категории крепости породы по шкале ЕНВИР | Удельный заряд ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$, при средней длине ребра, м | | | |
|--|--|------|------------------|-----|
| | 0,5 | 0,7 | 0,5 | 0,7 |
| | заряды в шпурах | | накладные заряды | |
| VII—VIII | 0,38 | 0,20 | 1,45 | 1,4 |
| IX—X | 0,51 | 0,27 | 1,65 | 1,6 |
| XI—XIII | 0,58 | 0,29 | 1,85 | 1,8 |
| XIV—XVI | 0,64 | 0,32 | 2,10 | 2,0 |

оболочке или несколько ниток детонирующего шнура опускаются в шпур, наполненный водой. При этом диаметр патрона ВВ должен быть меньше диаметра шпура для получения радиального зазора, равного 0,2—0,3 радиуса заряда.

При взрыве заряда кроме непосредственного действия продуктов взрыва на стенки шпура существенная роль принадлежит ударной волне, образующейся в жидкости при взрыве. Поскольку сжимаемость воды невелика, она со сравнительно малыми потерями передает среде энергию взрыва в виде ударных волн и тем самым усиливает разрушающее действие взрыва. Давление на фронте ударной волны в воде во много раз превышает давление на фронте ударной волны в воздухе.

Гидровзрывным способом разрушаются практически все горные породы, независимо от их физико-механических свойств. Это подтверждается примерами применения гидровзрывания в промышленных масштабах на различных карьерах. Применение данного способа взрывания на карьерах Норильского комбината показало, что в этом случае нет необходимости в остановке работ и удалении рабочих из карьера. Максимальный радиус разлета кусков не превышал 30—35 м, расход ВВ снизился в 12 раз. Применение гидровзрывания в условиях Соколовско-Сарбайского ГОКа подтвердило его

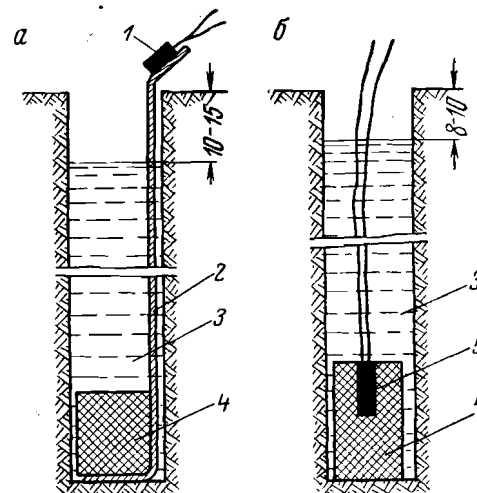


Рис. 46. Схема расположения гидрозаряда в породном блоке:

а — заряд, инициируемый детонирующим шнуром; б — заряд, инициируемый электродетонатором; 1 — капсюль-детонатор; 2 — детонирующий шнур; 3 — вода; 4 — заряд ВВ; 5 — электродетонатор

номичность и безопасность. Разлет кусков составил 5—12 м и в отдельных случаях достигал 18—20 м.

В 1964 г. в условиях Мокрянского месторождения гранитов проведены специальные исследования для определения радиальных параметров и схем взрывания, связанных с гидровзрывным способом. В шпуров диаметром 36 мм опускались патроны аммонита 6 в гидроизоляционной оболочке. Иницирование патрона осуществлялось с помощью электродетонатора или детонирующего шнура. Схема расположения гидрозаряда в породном блоке показана на рис. 46. Патроны изготавливались в патронировочной мастерской завода взрывчатых материалов. Величина радиуса разлета при взрывании шпура, полностью заполненного водой, была в 3—4 раза больше, чем при обычном способе взрывания. Источником разлета являлась воронка выброса у устья шпура, глубина которой составляла 8—10 см. Основная же часть блока разрушалась на крупные отдельные участки, которые оставались на месте или сдвигались на незначительное расстояние. При снижении уровня воды в шпуре на 10—15 см разлет осколков практически отсутствовал.

Глубина шпура, достаточная для разрушения блока и соблюдения условий безразлетного взрывания, составляла примерно $\frac{1}{3}$ высоты габаритного блока H , если $H \geq 35-40$ см. При высоте блока $H \leq 30$ см выбор глубины шпура обуславливается соблюдением минимального уровня воды h , т. е. глубина шпура будет $H \geq \frac{3}{2}h$.

В общем случае допустимый минимальный уровень воды в шпуре можно определить по формуле

$$h = k \sqrt[4]{\frac{3RQ}{\pi\gamma(1+0,7\sin\varphi\operatorname{tg}\varphi)}}, \text{ см,} \quad (\text{VIII,2})$$

где k — коэффициент безопасности ($k = 1,8-2,22$);

R — работоспособность ВВ по баллистическому маятнику, кгм/г;

Q — вес заряда, г;

γ — удельный вес породы, г/см³;

φ — угол внутреннего трения пород, град.

Расстояние от заряда до боковых поверхностей блока может быть максимальным — l_{\max} и минимальным — l_{\min} . Минимальное расстояние определяет величину заряда, а также степень дробления и дальность разлета. В направлении l_{\max} дробления блока не происходит, максимальный размер вновь образованных кусков в этой зоне соответствует величине l_{\max} . Поэтому для нормального дробления блока необходимо, чтобы l_{\max} не превышало 0,8—0,9 значений разрыва принятого на карьере кондиционного куска.

За счет создания радиального зазора между зарядом и стенками шпура уменьшаются затраты энергии взрыва в зоне пластических деформаций и повышается коэффициент использования ее на дробление. Опыты взрывания зарядов диаметром 30, 25, 20 и 18 мм в шпурах диаметром 36 мм, показали, что наиболее эффективным

является диаметр заряда 25 мм, а величина радиального зазора — 0,3 радиуса заряда.

Удельный расход ВВ закономерно снижается с увеличением размеров взрываемого блока. Так, для негабаритов объемом 0,3—0,5 м³ средний удельный расход аммонита № 6 составил 30 г/м³ и достигал минимальной величины 20 г/м³ при объеме блоков свыше 1,5 м³.

Исследованиями рекомендуются значения удельного заряда некоторых типов ВВ при гидровзрывании различных горных пород (табл. 23).

Таблица 23

Рекомендованные значения удельного заряда ВВ при гидровзрывании

| Горная порода | Коэффициент крепости по шкале проф. М. М. Протодьяконова γ | Удельный заряд ВВ, г/м ³ | | Удельный расход детонирующего шнура, м/м ³ |
|--------------------------------|---|-------------------------------------|--------------|---|
| | | тритил | детонит 15-А | |
| Доломит | 8—10 | 17—18 | 15—16 | 1,5 |
| Гранит | 10—12 | 10—11 | 9—10 | 1,2 |
| Магнетитовый кварцит | 14—16 | 8,5—9 | 7,5—8 | 1,0 |
| Джемпилит | 16—20 | 6—7 | 5—6 | 0,8 |
| Габбро-диориты | 12—14 | 10—12 | 9—11 | 1,2 |
| Габбро-диабазы | 10—16 | 8—11 | 7—10 | 1,0 |

§ 3. Дробление негабарита накладными зарядами

Метод насыпных наружных зарядов на карьерах при дроблении негабарита применяют редко из-за высокого удельного расхода ВВ и образования при взрыве мощной воздушной ударной волны, которая может нанести повреждения промышленным зданиям и сооружениям, расположенным на небольшом расстоянии от карьера. Однако на некоторых предприятиях этот метод применяется благодаря своей простоте.

Технология производства работ при методе насыпных наружных зарядов состоит в следующем. ВВ, в качестве которого используют порошкообразный аммонит, помещают снаружи (обычно в углублении) блока, подвергаемого дроблению. Заряд располагают в виде тонкого слоя толщиной 2—2,5 см, и в него вводят зажигательную трубку или электродетонатор. После этого заряд прикрывают землей, песком или глиной, материал забойки слегка уплотняют и производят взрывание.

Метод наружных насыпных зарядов применяют для разрушения породных блоков относительно небольших размеров (до 1 м³). Более крупные отдельные участки дробить этим способом нецелесообразно.

Метод брикетированных накладных зарядов. Для дробления негабаритов применяют брикетированные заряды. ВВ патронированы в плоские и круглые оболочки из пластмассы пяти размеров.

Заряды устанавливают на поверхность негабарита, подлежащего дроблению, и взрывают обычными капсюлями-детонаторами или электродетонаторами. Так, в США накладными зарядами разрушают негабариты объемом более 15 м³.

Вес заряда достигает 2—3 кг. Достоинства этого метода: небольшой разлет продуктов дробления (до 50 м), нет необходимости в бурении шпуров.

Метод кумулятивных накладных зарядов. Дробление негабаритов крепких горных пород кумулятивными накладными зарядами основано на использовании кумулятивного эффекта. Этот эффект связан с существенным уплотнением продуктов детонации, ростом в них давления, а также со значительным увеличением плотности энергии как в продуктах детонации, так и в возникающих при взрыве ударных волнах. Применяя специальные заряды с выемкой, можно получить столкновение волн, приведенных в движение взрывом.

При истечении через поверхность выемки продукты детонации будут отклоняться от первоначальной траектории так, что максимум действия будет иметь направление, почти перпендикулярное этой поверхности. В результате преломления продуктов детонации будет образован их поток, сходящийся вдоль оси кумулятивной выемки и обладающий повышенной плотностью и скоростью. Скорость кумулятивной струи для зарядов из высокобризантиных ВВ достигает 12 000—15 000 м/сек.

На кумулятивный эффект взрыва оказывают влияние следующие факторы: форма кумулятивного заряда; форма и размер кумулятивной выемки; материал облицовки выемки; скорость детонации ВВ; фокусное расстояние;

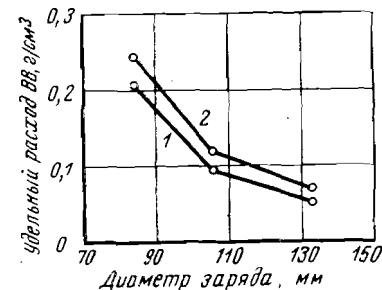
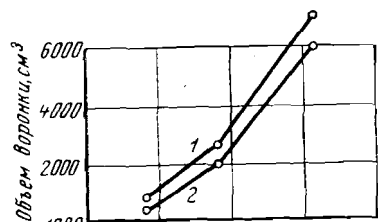
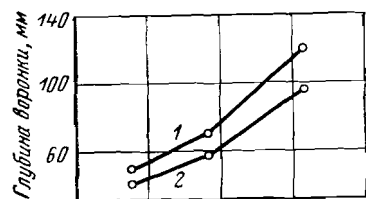
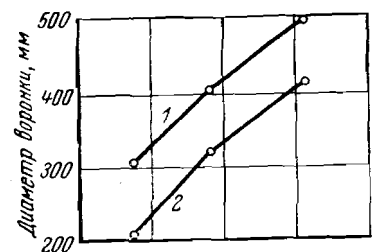


Рис. 47. Зависимость параметров воронки от диаметра накладных кумулятивных зарядов:

1 — без облицовки; 2 — с облицовкой

стояние; мощность начального импульса при инициировании основного заряда; диаметр заряда. Влияние диаметра заряда на параметры воронки взрыва, объем неупругих деформаций и удельный расход ВВ представлены графиками, показанными на рис. 47.

Диаметр, глубина и объем воронки увеличиваются с повышением диаметра заряда, а удельный расход уменьшается. Для получения кумулятивной струи возможно большей мощности поверхность выемки покрывают металлической облицовкой. Лучшие результаты дают заряды с медными облицовками. Возникающие при взрыве кумулятивного заряда напряжения значительно превышают предел прочности на сжатие в условиях всестороннего нагружения. Поэтому под кумулятивной облицовкой разрушение среды происходит за счет падающей волны сжатия, с образованием области пластических деформаций. По мере удаления от центра взрыва происходит интенсивное затухание падающей волны напряжений до величин, меньших предела прочности на сжатие. Однако разрушение продолжается за счет действия касательной, составляющей компоненты напряжений, что приводит к развитию радиальных трещин, обусловленных меньшей сопротивляемостью породы действию растягивающих нагрузок.

Более эффективными являются кумулятивные заряды с выемками конической (угол раствора конуса 60 и 90°) и полусферической форм.

На Лениногорском, Зыряновском и Джезказганском карьерах применяют кумулятивные заряды ЗКП-50, ЗКП-100 и ЗКП-200 весом соответственно 60, 115 и 250 г. На рис. 48 показан плоский кумулятивный заряд ЗКП-200. Это заряд с биконической и полусферической кумулятивной выемкой и с облицовкой торца заряда стальной пластиной.

В зарубежной практике в последние годы применяются кумулятивные заряды, имеющие стальную или алюминиевую наружную оболочку и медную облицовку кумулятивной полости. Вершина этой полости округлена, а кривизна боков постепенно уменьшается.

В НРБ широкое распространение получили кумулятивные заряды с углублением конической и цилиндро-конической формы.

Метод водонаполненных накладных зарядов. Если невозможно организовать буровые работы, то наиболее приемлем способ наружных зарядов, помещенных непосредственно в воду, которая находится в специальной полиэтиленовой (или из другого водонепроницаемого материала) оболочке или под ней. Исходя из принципа соответствия характеристического импеданца ВВ (произведения скорости детонации ВВ на его плотность) акустической жесткости окружающей среды должно происходить перераспределение энергии взрывчатого разложения ВВ между волнами и газообразными продуктами взрыва, т. е. горной породе будет передаваться большее количество энергии, так как акустическая жесткость воды почти в 3500 раз больше акустической жесткости воздуха. Определенное значение имеет также отраженная от поверхности экрана (воды) волна, которая будет увеличивать общее разрушение негабаритов. При этом существенно снижается расход ВВ на 1 м³ разрушаемой породы.

Схема наружного накладного заряда с гидроэкраном показана на рис. 49.

Технология исполнения данного способа разрушения негабаритов практически не отличается от исполнения способа обычных наружных зарядов. Вместо обкладки зарядов ВВ пластичными или сыпучими материалами применяются гидравлические оболочки (экраны).

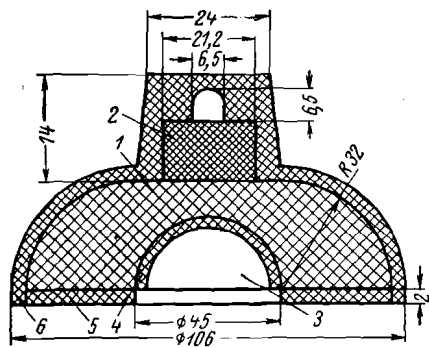


Рис. 48. Плоский кумулятивный заряд ЗКП-200: 1 — основной заряд ВВ; 2 — промежуточный детонатор; 3 — кумулятивная выемка; 4 — металлическая облицовка кумулятивной выемки; 5 — торцовая пластина; 6 — корпус заряда

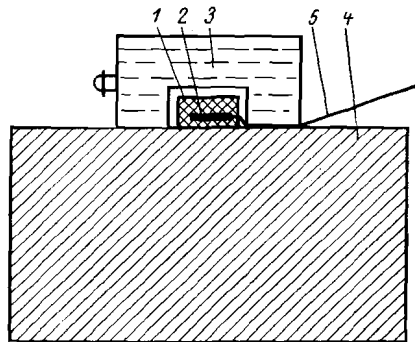


Рис. 49. Схема наружного накладного заряда с гидроэкраном: 1 — взрывчатое вещество; 2 — инициатор; 3 — полиэтиленовый мешочек (гидроэкран); 4 — породный блок (негабарит); 5 — огнепроводный шнур

При максимальном весе заряда 1200 г разлет осколков не превышает 20—25 м, т. е. способ является сравнительно безопасным, что обеспечивает непрерывность работ на площади в радиусе более 50—60 м от места взрывных работ и дает возможность значительно улучшить общую организацию труда.

§ 4. Электрофизические методы разрушения негабарита

Дробление негабарита взрывным способом занимает до 20% времени всего производственного процесса и связано с повышенными требованиями Правил безопасности. Поэтому изыскание новых методов разрушения негабарита происходит по устранению указанных недостатков взрывного способа.

Контактный способ разрушения токами высокой и промышленной частоты заключается в том, что прямым контактом к разрушаемой породе подается электрическое напряжение определенной частоты. В результате с большей скоростью происходит уменьшение электрического сопротивления породы и сильный нагрев ее между контактами, сопровождаемый возникновением теплового пробоя. ИГД им. А. А. Скочинского создана полупромышленная установка для высокочастотного пробоя, которая испытывалась при разделке кусков железных руд; мощность установки составляла 60 кет. Разрушились блоки весом 0,5—10,0 т; производительность установки 15 т/ч.

Схема разрушения породы токами промышленной частоты показана на рис. 50.

По предложению МГИ разработан способ низкочастотного разрушения негабаритов. Токи промышленной частоты при большом межэлектродном промежутке не обеспечивают условий возникновения теплового пробоя. Поэтому за счет подвода к поверхности блока двух расположенных рядом электродов в породе образуется «температурный клин», который создает разрушающие напряжения и приводит к растрескиванию породы. В качестве электродов используют графитовые стержни диаметром до 35 мм и длиной 750 мм. Рабочее напряжение 60—150 в. Расстояние между электродами 30—100 мм. Преимущества низкочастотных установок по сравнению с высокочастотными: простота, безопасность, транспортабельность и экономичность работы.

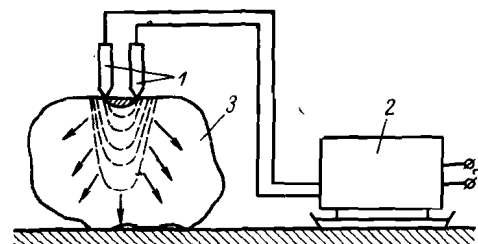


Рис. 50. Схема разрушения породы токами промышленной частоты: 1 — электроды; 2 — трансформатор; 3 — порода

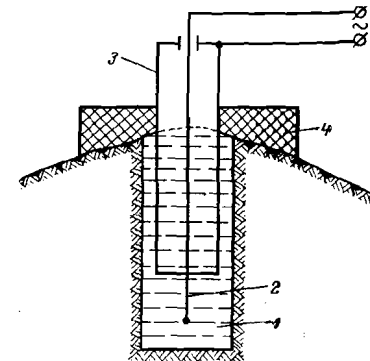


Рис. 51. Схема разрушения негабарита методом электрогидравлического эффекта: 1 — шпур в негабарите; 2, 3 — полюсы разрядника; 4 — уплотнительное устройство

Разрушение горных пород пластинами конденсатора¹. При подаче к пластинам конденсатора тока частотой 0,5—50 Мгц и напряжением 6—14 кв в породе происходят местный ее разогрев и разрушение вследствие возникновения термических напряжений на поверхности глыбы. Характерно, что легче разрушаются образцы весом более 20 кг. С увеличением крепости породы эффективность ее разрушения увеличивается.

Разрушение негабарита способом электроподогрева. Для разрушения негабарита методом внутреннего электроподогрева Иргиредметом сконструирован электронагреватель с температурой поверхности 1200—1300° С. Рабочим органом нагревателя служат два карборундовых стержня длиной 320 мм и диаметром 12 мм. При работе с электронагревателем в блоке пробуривается шпур диаметром 42 мм и длиной 280 мм. Электронагреватель помещается в шпур и подключается к электросети напряжением 220 в. При этом методе эффективно разрушаются куски породы объемом до 0,5 м³.

¹ Этот способ разработан в ИГД им. А. А. Скочинского.

Время разрушения при этом составляет 4—8 мин; расход электроэнергии 1 *квт·ч* на 1 *м³* породы.

Более перспективным следует считать предложенный ИГД им. А. А. Скочинского метод поверхностного электроподогрева. Электронагреватель состоит из шести карборундовых стержней, которые соединяются между собой последовательно. Температура поверхности электронагревателя 1200—1300° С. Для этого метода буровые работы не нужны, так как прибор помещается непосредственно на негабарит.

Электрогидравлический способ разрушения негабарита основан на использовании эффекта, возникающего в жидкости в результате высоковольтного импульсного разряда. При подаче высокого напряжения на размещенные в воде контакты происходит пробой межэлектродного промежутка с образованием газового канала в месте пробоя. При этом давление в канале в зависимости от параметров разрядного контура достигает 6600—15 000 *ати*. Если твердые материалы расположены в непосредственной близости от искрового канала, то они будут разрушаться.

Для дробления негабарита в блоке бурят шпур и заполняют водой, а затем в него опускают разрядник специальной конструкции. На рис. 51 показана схема разрушения негабарита методом электрогидравлического эффекта. Для повышения эффекта действия разряда устье шпура герметизируется. Подачей на контакты напряжения около 70—80 *кв* можно разрушить блоки объемом до 1,2 *м³*. Разрушение наступает после 5—20 импульсов. По эффективности данный метод уступает взрывному разрушению и методам высокочастотного разрушения.

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

ГЛАВА IX

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД КОЛЕСНЫМИ СКРЕПЕРАМИ И БУЛЬДОЗЕРАМИ

§ 1. Горные работы с применением колесных скреперов

Колесные скреперы в сцепе с трактором предназначены для послышной срезки породы, перемещения и укладки ее в отвал. На рис. 52 показан прицепной скрепер Д-498. На открытых горных работах колесные скрепера используют для зачистки кровли пласта,

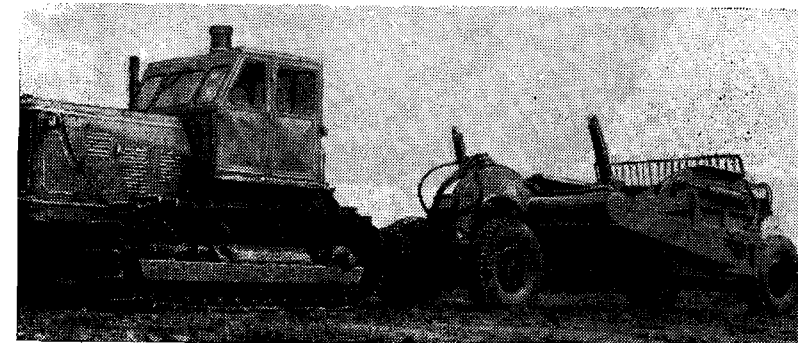


Рис. 52. Прицепной скрепер Д-498 с трактором Т-100 МГСП

понижения высоты вскрышных уступов, проходки выездных траншей, а также для выполнения основных вскрышных работ на карьерах. Колесные скреперы применяют и при сооружении каналов, строительстве дорог и возведении насыпей. Обычно колесные скреперы применяют при разработке мягких и рыхлых пород, не требующих предварительного рыхления буровзрывными работами и транспортирования на расстояние до 1,5 *км*.

Вспомогательным оборудованием при работе колесных скреперов служат тракторы-толкачи и рыхлители. Трактор-толкач применяется

при работе мощных колесных скреперов в плотных породах, когда тяговое усилие основного трактора-тягача недостаточно. Трактор-толкач обслуживает на месте загрузки 3—4 скрепера. Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород. Использование рыхлителей и толкачей улучшает условия эксплуатации скреперов, увеличивает срок их работы без ремонта и на 15—20% повышает производительность. Скреперы выпускают с ковшами емкостью от 2,25 до 15 м³. Они могут быть прицепными или самоходными.

Различают большое число типов скреперов, отличающихся по конструкции отдельных узлов. По форме ковша они бывают телескопические и грейферные. По способу разгрузки ковша — со свободной выгрузкой породы опрокидыванием ковша вперед или назад; с принудительной разгрузкой породы выталкиванием ее задней стенкой ковша вперед; с полупринудительной разгрузкой породы опрокидыванием днища ковша вперед и частичным выталкиванием. По числу осей — одноосные и двухосные. По способу управления — канатные и гидравлические.

Техническая характеристика колесных скреперов, изготовляемых отечественными заводами, приведена в табл. 24.

Таблица 24

Техническая характеристика колесных скреперов

| Показатели | Самоходные скреперы | | | | Прицепные скреперы | | |
|---|---------------------|----------|-----------|---------|--------------------|----------|----------|
| | Д-357Г | Д-567 | Д-302 | Д-374А | Д-498 | Д-523 | Д-511 |
| Тип тягача | БелАЗ-529В | МоАЗ-546 | БелАЗ-531 | Т-100М | Т-100-МГСП | Т-140 | ДЭТ-250 |
| Мощность тягача, л. с. | 205 | 240 | 375 | 100 | 100 | 140 | 250 |
| Емкость ковша, м ³ : геометрическая с «папкой» | 10 13 | 10 13 | 13 17 | 8 10 | 7 9 | 10 12 | 15 18 |
| Ширина захвата ковша, мм | 2720 | 2900 | 2850 | 2670 | 2650 | 2810 | 2860 |
| Глубина резания, мм | 300 | 300 | 350 | 320 | 300 | — | 350 |
| Толщина отсыпанного слоя, мм | — | 500 | — | 150—500 | 150—500 | 500 | 150—500 |
| Вес, кг: | | | | | | | |
| скрепера | 8600 | 12 000 | 16 550 | 6600 | 7000 | 8000 | 16 500 |
| скрепера с тягачом | 17 000 | 20 000 | 30 550 | 18 000 | — | 26 200 | 41 280 |
| Управление | Гидравлическое | | | | Канатное | | |
| Способ разгрузки | Принудительный | | | | | | |

Наиболее пригодны для открытых горных работ самоходные скреперы, созданные на базе колесных одно- и двухосных тягачей,

отличающихся высокой маневренностью, большой скоростью (до 40—45 км/ч), более низкой стоимостью транспортирования (в 1,5—2 раза), чем гусеничные машины. Благодаря высоким скоростям и маневренным качествам самоходные скреперы с ковшем емкостью 10—15 м³ могут рационально использоваться при длине транспортирования до 3 км.

В последние годы в зарубежных странах получили распространение быстроходные одноосные скреперы с ковшем емкостью до 32 м³. Работают такие скреперы со скоростью 55—60 км/ч; расстояние транспортирования до 4 км.

Работа колесного скрепера заключается в следующем. При подходе скрепера к месту срезки породы передняя его заслонка поднимается с помощью канатного или гидравлического управления, а ковш опускается. При дальнейшем движении скрепера его нож врезается в породу, срезает ее, чем производит заполнение ковша. Толщина срезаемого слоя зависит от физико-механических свойств породы и составляет от 0,1 до 0,3 м. Когда ковш наполнится породой, его поднимают и закрывают заслонкой, и в этом положении породу транспортируют на отвал к месту разгрузки.

На отвале ковш опускают, заслонку поднимают и начинают перемещать по ковшу заднюю стенку, которая, двигаясь вдоль ковша к передней его части, выталкивает из ковша породу и тем самым разгружает ковш скрепера. Как только ковш будет полностью освобожден от породы, его поднимают, заднюю стенку передвигают в исходное (до разгрузки) положение и опускают переднюю заслонку. После этого скрепер перемещается к месту разработки породы, и цикл работы повторяется.

Производительность колесного скрепера зависит от принятой схемы движения, которую выбирают из условия обеспечения наименьшего расстояния хода и минимально возможного числа поворотов и подъемов груженого скрепера. На открытых работах наиболее приемлемыми схемами работы колесных скреперов являются «вытянутое кольцо» и «восьмерка».

При движении по схеме «вытянутого кольца» (рис. 53) скрепер, набрав породу в забое, вначале перемещает ее на отвал по кривой «вытянутого кольца», а затем на прямолинейном участке, расположенном параллельно фронту разрабатываемого участка, выгружает. После разгрузки скрепер возвращается в забой за породой, замыкая при этом кольцо. При этой схеме движения скреперы совершают повороты в одну и ту же сторону, что при значительных объемах работ приводит к преждевременному и неравномерному износу ходовой части. Во избежание этого при работе по «вытянутому кольцу» необходимо периодически изменять направление движения скреперов. Эта схема движения скрепера может применяться при возведении насыпи из прилегающих боковых резервов, а также при проходке траншеи и разработке месторождений, позволяющих осуществлять поперечную возку породы и складирование ее на борту параллельно фронту работ.

При движении скрепера «восьмеркой» (рис. 54) скрепер после разгрузки на отвале I' направляется в забой I , расположенный параллельно отвалу I' . Заполнив ковш породой, скрепер пере-

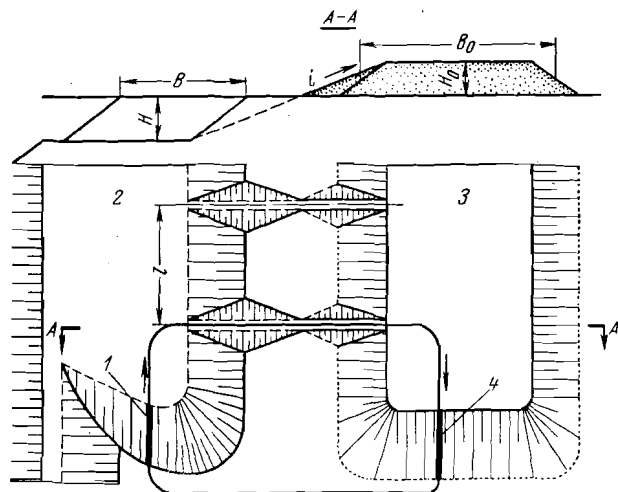


Рис. 53. Схема движения колесного скрепера по «вытянутому кольцу»:
1 — набор грунта; 2 — участок скреперной выемки; 3 — отвал вскрышных пород; 4 — разгрузка

мещается на отвал II' для разгрузки, а затем направляется в забой II . Схема движения «восьмеркой» применяется при возведении насыпи из прилегающих боковых резервов и при проходке

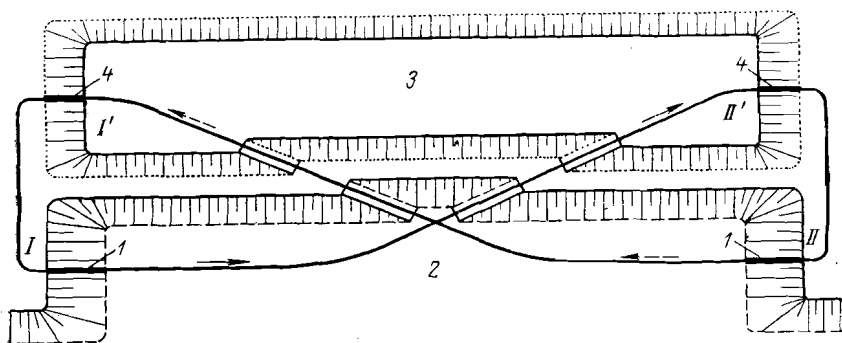


Рис. 54. Схема движения скрепера «восьмеркой»:
1 — место заполнения; 2 — карьер; 3 — отвал; 4 — место разгрузки

траншей, когда имеется возможность поперечной возки породы и складирования ее на борту параллельно фронту работ.

Рациональные параметры технологических схем работы колесных скреперов. По основным показателям работы скреперы в определен-

ных условиях значительно превосходят экскаваторы, работающие с погрузкой в транспортные средства. При этом эффективность работы скреперов дополнительно может быть повышена установлением рациональных параметров технологических схем в случае их применения: оптимальных уклонов выездов на отвалы; выездных траншей и расстояний между ними; параметров отвалов и т. д. Очевидно, оптимальными параметрами технологической схемы работы скрепера можно считать такие, при которых производительность скрепера будет наибольшей, а расходы на разработку 1 м^3 вскрыши (включая перевозку и укладку породы в отвал) и затраты на проходку траншей будут наименьшими (см. рис. 53).

Эксплуатационная производительность колесного скрепера определяется по формуле

$$Q_ч = 60 \frac{E k_n}{T_{ц} k_p} k_{ис}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{IX}, 1)$$

где E — геометрическая емкость ковша скрепера, м^3 ;

k_n — коэффициент наполнения ковша скрепера (обычно 0,7—1,23);

k_p — коэффициент разрыхления грунта в ковше (принимают от 1,1 до 1,3);

$k_{ис}$ — коэффициент использования сменного времени, который при двухсменном режиме можно принимать равным 0,85, а при трехсменном — 0,7;

$T_{ц}$ — продолжительность полного цикла (рейса) скрепера, мин,

$$T_{ц} = T_з + T_г + T_р + T_п, \text{ мин}, \quad (\text{IX}, 2)$$

где $T_з$, $T_г$, $T_р$, $T_п$ — продолжительность соответственно загрузки ковша скрепера (1—1,5 мин); грузового хода скрепера; разгрузки ковша скрепера (0,5—1,0 мин); порожнякового хода скрепера, мин.

Время рабочего цикла зависит от дальности транспортирования, скорости движения и уклона выездных траншей.

Оптимальный уклон выездных траншей и въездов на отвал. При изменении уклона траншей или въездов на отвал соответственно изменяются их длина и скорость движения скрепера (которая обратно пропорциональна величине уклона), а следовательно, и время движения скрепера по траншее или въезду на отвал. Очевидно, оптимальным уклоном траншей будет такой, при котором время движения скрепера по траншее на высоту 1 м будет минимальным, т. е.

$$t_{дв} = \frac{1}{iv}, \text{ сек}, \quad (\text{IX}, 3)$$

где $t_{дв}$ — продолжительность движения скреперного агрегата при подъеме груза на высоту 1 м, сек;

v — скорость движения скрепера, соответствующая данному уклону пути, м/сек;

i — уклон пути, в тысячных долях единицы.

Расчеты показывают, что для сокращения продолжительности движения на 1 м высоты и, следовательно, для достижения наибольшей производительности скрепера необходимо принимать уклон траншей и въезда на отвал максимально допустимым по тяговой характеристике тягача.

Оптимальные параметры скреперного отвала. Расположение отвалов ближе к забою и придание им формы, обеспечивающей наибольшую емкость, объясняются стремлением к сокращению расстояния транспортирования и, следовательно, повышению производительности скреперных агрегатов.

К определяемым параметрам отвала относятся: средняя ширина B_0 и высота H_0 (см. рис. 53), которые должны удовлетворять требованию полного размещения объема породы с участка скреперной выемки на 1 м его длины. Длина отвала определяется длиной скреперного участка.

В продолжительность полного цикла работы скрепера входит время его въезда на отвал и движения по нему, являющееся функцией соответственно высоты и средней ширины отвала.

Высота и ширина скреперного отвала определяются по формулам:

$$H_0 = \sqrt{\frac{HBk_p}{2v_0 t_{дв}}}, \text{ м;} \quad (\text{IX}, 4)$$

$$B_0 = \sqrt{2HBk_p v_0 t_{дв}}, \text{ м} \quad (\text{IX}, 5)$$

где H и B — соответственно глубина и ширина скреперного участка, м;

k_p — коэффициент разрыхления породы в отвале;

v_0 — скорость движения скрепера по выемке и отвалу, м/сек.

Отношение ширины скреперного отвала к его высоте будет

$$\frac{B_0}{H_0} = 2v_0 \frac{1}{v}. \quad (\text{IX}, 6)$$

Для средних условий применения колесных скреперов $B_0/H_0 = 20-25$.

Оптимальное расстояние между выездными траншеями. При вскрышных работах с применением колесных скреперов и транспортировании породы на внешние отвалы весьма важным является определение оптимального расстояния между выездными траншеями. Увеличение расстояния между выездными траншеями уменьшает число траншей и, следовательно, затраты на их проходку, но увеличивает продолжительность рабочего цикла, чем снижается производительность скреперного агрегата. Оптимальное расстояние между выездными траншеями, при котором достигается наименьшая стоимость 1 м³ вскрыши с учетом затрат, связанных с проходкой выездных траншей, определяется по формуле

$$l = 60 \sqrt{\frac{ETk_n k_{ис} V S v_0}{HBk_p C_{м.с}}}, \text{ м}, \quad (\text{IX}, 7)$$

где T — продолжительность смены, ч;

V — объем выездной траншеи, м³;

S — себестоимость выемки 1 м³ породы при проходке траншеи, руб.;

$C_{м.с}$ — стоимость машино-смены скреперного агрегата, руб.

Из формулы (IX,7) видно, что оптимальное расстояние между выездными возрастает с повышением затрат на проходку траншеи, емкости скрепера и скорости его движения по выемке и отвалу, а уменьшается — при увеличении сечения выемки и стоимости машино-смены скреперного агрегата. При стоимости машино-смены скреперного агрегата 46—70 руб. (соответственно при емкости ковша скрепера 10 и 15 м³) и ширине выемки 100—120 м оптимальное расстояние между траншеями при мощности наносов 35—40 м составляет 500—600 м.

Сравнительные расчеты показывают, что применение быстроходных скреперов с ковшом емкостью 10—15 м³ целесообразно при мощности наносов до 40 м. При глубине работ более 40 м, вследствие резкого увеличения длины транспортирования и снижения производительности скреперов, наиболее выгодна экскаваторная погрузка с использованием транспортных средств.

Исследованиями ИГД Министерства черной металлургии СССР установлено, что применение тракторно-скреперного оборудования по сравнению с одноковшовыми экскаваторами в комплексе с автосамосвалами при разработке Орско-Халиловской группы железорудных месторождений со средней мощностью вскрыши 15 м повысит производительность труда на 40% и снизит себестоимость сырой руды на 30%.

§ 2. Горные работы с применением бульдозеров

Бульдозер представляет собой гусеничный трактор или специальный колесный тягач, оборудованный навесным рабочим оборудованием в виде лемеха или отвала. Бульдозеры на карьерах применяют для зачистки кровли пласта при разработке пластовых месторождений; планировки рабочих площадок; устройства насыпей для железнодорожных путей; подгребания взорванной горной массы; уборки породы, оставшейся после гидромеханизации; понижения высоты вскрышных уступов; предварительного рыхления плотных пород, разрабатываемых гидромониторами; валки леса; корчевки пней; уборки камней; расчистки снега и т. д.

Бульдозеры подразделяют на неповоротные и универсальные. У неповоротных бульдозеров лемех, укрепленный перпендикулярно продольной оси трактора, можно поднимать и опускать только в вертикальной плоскости; у универсальных — можно изменять положение лемеха не только в вертикальной плоскости, но и в горизонтальной. Поворотный бульдозер может перемещать срезаемый грунт в сторону от направления своего движения, что значительно расширяет область его применения.

Техническая характеристика бульдозеров

| Показатели | Бульдозер | | | | | | | |
|-----------------------------------|--------------|----------------|----------------|----------------|--------------|----------------|---------------|----------------|
| | Д-271А | Д-482А | Д-532 | Д-533 | Д-521 | Д-522 | Д-290 | Д-572 |
| Тип трактора | Т-100М | Т-100М | Т-130 | Т-130 | Т-140 | Т-140 | Т-140 | ДЭТ-250 |
| Тип бульдозера | Неповоротный | Универсальный | Универсальный | Универсальный | Неповоротный | Универсальный | Универсальный | Неповоротный |
| Длина лемеха, мм | 3080 | 3940 | 3200 | 3940 | 3350 | 3350 | 4480 | 4540 |
| Высота лемеха, мм | 1100 | 980 | 1300 | 1000 | 1300 | 1300 | 1270 | 1550 |
| Максимальное заглубление ножа, мм | 1000 | 1000 | 335 | 275 | 430 | 500 | 1000 | 340 |
| Максимальный подъем ножа, мм | 900 | 1100 | 890 | 1050 | 1130 | 850 | 1250 | 840 |
| Управление | Тросовое | Гидравлическое | Гидравлическое | Гидравлическое | Тросовое | Гидравлическое | Тросовое | Гидравлическое |
| Вес бульдозера, кг | 1580 | 2280 | 1850 | 1900 | 1960 | 2800 | — | 3920 |
| Вес бульдозера с трактором, кг | 13930 | 14000 | 13350 | 13480 | 16980 | 17800 | — | 28920 |

Бульдозеры выпускаются с канатным и гидравлическим управлением. При канатном управлении подъем и опускание лемеха производится через полиспаст лебедкой, установленной в задней части трактора. При гидравлическом управлении изменение положения лемеха производится с помощью штоков гидравлических цилиндров.

Техническая характеристика бульдозеров приведена в табл. 25.

Бульдозер (подобно колесному скреперу) производит экскавацию, транспортирование и размещение породы в отвал. Производительность бульдозера зависит от расстояния транспортирования. Бульдозеры успешно применяют на горных работах, при расстоянии транспортирования до 100 м. С увеличением этого расстояния производительность бульдозеров резко снижается и поэтому более целесообразно использовать колесные скреперы.

Сменная производительность бульдозеров приведена в табл. 26, а техническая характеристика рыхлителя в табл. 27.

Таблица 26

Сменная производительность бульдозеров, м³

| Расстояние транспортирования породы, м | Бульдозер | | |
|--|-----------|-------|-------|
| | Д-271 | Д-275 | Д-385 |
| 10 | 700 | 1060 | 2100 |
| 20 | 395 | 590 | 1180 |
| 30 | 190 | 290 | 570 |

Таблица 27

Техническая характеристика рыхлителей

| Показатели | Рыхлитель | | |
|---|----------------|------------|----------|
| | Д-515С | Д-711 | Д-652А |
| Тип трактора | Т-140 | Т-180ГП | ДЭТ-250 |
| Тип бульдозера | Д-492А | Д-575 | Д-572 |
| Глубина рыхления, м | 0,445 | 0,5—0,7 | 0,9—1,0 |
| Число зубьев | 1—3 | 1—3 | 1—3 |
| Шаг между зубьями, мм | 700 | 750 | 1020 |
| Максимальная ширина полосы рыхления, мм | 1460 | 1560 | 2500 |
| Скорость рабочего хода, км/ч | 2,36—10,15 | 2,85—11,96 | 2,3—20,5 |
| Управление | Гидравлическое | | |
| Вес, кг: | | | |
| навесного оборудования рыхлителя | 2070 | 2350 | 4700 |

Для повышения производительности колесных скреперов и бульдозеров при разработке плотных и смерзающихся грунтов, пород и руд средней крепости производят их предварительное рыхление

на глубину 0,5—1 м с помощью рыхлителей. Выпускаемые конструкции рыхлителей являются навесным оборудованием к мощным гусеничным тракторам. Гидравлический привод их рабочего органа обеспечивает принудительное заглубление зубьев со значительным усилием. Благодаря заднему расположению рыхлителя необходимо

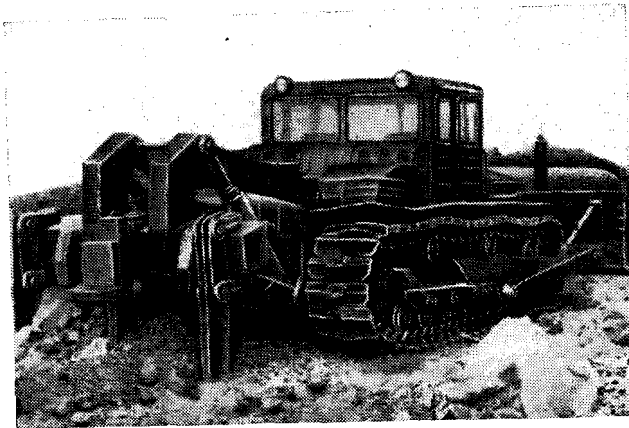


Рис. 55. Рыхлитель Д-652 на тракторе ДЭТ-250 с бульдозером Д-572

оборудовать трактор бульдозером, что позволяет совместить операции транспортирования и рыхления. На рис. 55 показан рыхлитель Д-652 на тракторе ДЭТ-250 с бульдозером Д-572.

В настоящее время отечественными заводами серийно выпускаются несколько типов мощных рыхлителей, оборудованных бульдозерами.

§ 3. Автоматизация работы планировочных машин

Автоматизация работы планировочных машин пока находится еще в начальной стадии; в настоящее время еще не определены основные направления, границы и характер автоматизации, а также средства их осуществления. Разработанные отдельные средства автоматизации, внедряемые в конструкциях серийно выпускаемых машин, характеризуют современный этап и перспективы развития этой отрасли. Внедрение автоматики диктуется соображениями технической необходимости, экономической эффективности и особенно требованиями повышения качества работ. Во всех случаях, когда пределы развития или использования машин, а также качество выполняемой ими работы обусловлены возможностями человека, автоматизация управления становится наиболее эффективным способом преодоления этого предела.

В настоящее время даже высококвалифицированные машинисты бульдозеров, скреперов или других планировочных машин не могут успешно выполнять работу на технически возможных для данных

машин все возрастающих скоростях, так как теряется контроль за качеством планируемой поверхности и не обеспечивается необходимая частота управления рабочими органами машины из-за ограниченности физических возможностей.

Специальными наблюдениями установлено, что ручное управление бульдозером Д-535 в течение рабочей смены требует от машиниста выполнения до 13 000 переключений рычагов управления, а скрепером Д-541 — до 6000. Если учесть, что на каждое переключение требуется усилие в 15—20 кг, то становится ясным, почему резко снижаются производительность труда и качество выполняемой работы, особенно к концу смены.

Характерной особенностью работы планировочных машин является также и то, что машинист должен все время оставаться в машине или вблизи нее, так как он выполняет ряд операций, выходящих за пределы непосредственного управления (выбор места в забое и т. п.). Изучение работы планировочных машин показало, что в большинстве случаев для их автоматизации целесообразно применять дискретные (цифровые) электронные системы и строить аппаратуру на основе полупроводниковых элементов, работающих в режиме «да — нет», чем достигаются надежность, большой срок службы, незначительные габариты, малое потребление энергии и простые источники питания. Если не удастся сконструировать аппаратуру полностью на дискретных элементах, то предпочтение отдается уравновешенным мостовым схемам, малочувствительным к колебаниям температуры и напряжению источников питания. Существенное повышение надежности достигается в случае применения бесконтактных элементов, особенно в датчиках. Эти принципы положены в основу создания ряда систем и приборов, практически применяемых в промышленности.

В настоящее время разработаны автоматические устройства для управления планировочными машинами с применением средств гидроавтоматики.

Система автоматического регулирования нагрузки двигателя (толщины стружки) бульдозеров и скреперов. Схема автоматизации бульдозеров Д-535 и скреперов Д-541 разработана Харьковским автомобильно-дорожным институтом и основана на принципе автоматической стабилизации (выравнивания) приведенной к двигателю нагрузки в зависимости от сил сопротивления черпанию. Стабилизация достигается изменением толщины срезаемой стружки по мере наполнения рабочего органа породой. Мерой нагрузки двигателя служит угловая скорость его вала. В систему входит ряд механизмов, машин и автомат-приставка, предназначенный для формирования управляющего сигнала.

На рис. 56 показана блок-схема автоматического регулирования толщины стружки.

Основные элементы общей цели регулирования характеризуются ведущим образом. Чувствительным элементом ЧЭ является тахометр переменного тока, преобразующий входной сигнал —

угловую скорость ω в пропорциональное выходное напряжение U . С помощью делителя напряжения D цепь регулирования на участке формирования сигнала расчленяется на две ветви, управляющие независимо подъемом и опусканием рабочего органа. Задающий элемент ЗЭ вырабатывает стабильный электрический сигнал U_0 , соответствующий принятому базовому значению угловой скорости ω . При необходимости оно может изменяться с помощью элемента настройки ЭН. Сигналы, поступающие от ЧЭ и ЗЭ, алгебраически складываются в элементе сравнения ЭС. Полученная разность представляет собой первичный управляющий сигнал, усиливается затем

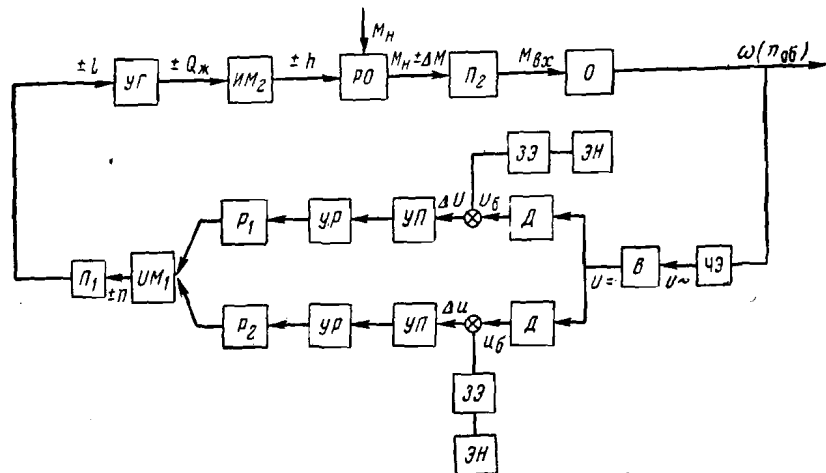


Рис. 56. Блок-схема автоматического регулирования толщины стружки

в многокаскадных полупроводниковых усилителях УП — УР. На выходе усилителя напряжение определенного знака достаточно, чтобы включить исполнительное реле Р.

Исполнительный механизм ИМ₁ — двигатель постоянного тока с системой концевых выключателей перемещает (с помощью преобразователя вращательного движения П₁) золотник гидравлического распределителя в положение, соответствующее поступившему сигналу ΔU. Для перемещения рабочего органа машины РО (вож бульдозера, ковш скрепера), изменяющего толщину срезаемой стружки h , служит поршневой сервомотор ИМ₂, шток которого жестко связан с рабочим органом машины. Это изменение определяет величину приращения нагрузки ΔM, приведенной к двигателю (объекту регулирования O) через силовую трансмиссию П₂. Алгебраическое сложение приращения нагрузки с ее начальным значением определяет входную величину нагрузки M_{вх} для объекта регулирования O. Цепь регулирования нагрузки таким образом замыкается.

Результаты испытаний машин, оборудованных рассмотренными САР, показали, что автоматизация процесса черпания обеспечивает

увеличение эксплуатационной производительности скреперов Д-541 на 12—17%, а бульдозеров Д-535 на 14—22%.

Автоматическая стабилизация положения рабочих органов планировочных машин. В существующих конструкциях автогрейдеров угол наклона отвала устанавливается вручную с помощью винтовой передачи. Этот угол не изменяется в процессе всей работы, что приводит к дополнительным затратам времени на переустановку отвала автогрейдеров и на большое количество отделочных их проходов, необходимых для зачистки планируемой поверхности. Производительность машин при этом существенно снижается.

ВНИИСтройдормашем предложена аппаратура для автоматической стабилизации углового положения рабочего органа землеройно-планировочных машин, которую применяют для стабилизации угла поперечного наклона отвала автогрейдера Д-395. Это устройство позволяет изменять угол наклона отвала непосредственно из кабины машиниста, а также автоматически поддерживать данный угол в процессе планировки.

В состав аппаратуры входит потенциметрический маятниковый датчик углового положения рабочего органа, усилительно-преобразовательный релейный блок и исполнительное устройство, управляющее приводом поворота рабочего органа в поперечной плоскости. Датчик устанавливается на рабочем органе и представляет собой маятник в масляной ванне. Маятник соединен с подвижным контактом потенциметра, который включен в мостовую схему вместе с задающим потенциметром, расположенным в релейном блоке. Напряжение в диагонали моста пропорционально отклонению корпуса датчика от заданного по отношению к горизонту углового положения.

Релейный блок установлен в кабине машиниста. Питание аппаратуры осуществляется от аккумулятора машины. Внутри релейного блока расположен задающий потенциметр и переключатель «загрубленный» с набором сопротивлений и реле, усиливающих сигнал и обеспечивающих работу устройства в заданных пределах. Исполнительное устройство в соответствии с командами релейного блока воздействует с помощью электромагнитов непосредственно на штоки клапанов распределителя гидропривода рабочего органа.

Данная аппаратура обеспечивает во время работы стабилизацию угла поперечного наклона с точностью $\pm 15'$ в начале работы. После 3—4 проходов точность увеличивается до 5—7'. Диапазон установки стабилизируемых углов на задатчике релейного блока составляет $\pm 5^\circ$.

Применение аппаратуры стабилизации углового положения отвала автогрейдера позволило увеличить рабочие скорости, резко снизить число отделочных проходов (в 3—4 раза) и тем самым повысить производительность агрегата.

В Англии разработано аналогичное устройство. При этом в качестве датчиков положения рабочего органа используется два сельсин-датчика — сельсин-датчик и сельсин-селектор. Требуемый угол наклона отвала автогрейдера (α_3) устанавливается на сельсине-селекторе,

расположенном в кабине машиниста. Установка производится машинистом вручную перед началом работы поворотом ротора относительно статора (рис. 57, а). Сельсин-датчик, статор которого жестко закреплен на рабочем органе, а ротор — на шарнире маятника, остающегося все время в вертикальном положении, служит для определения фактического угла наклона отвала грейдера (α_{ϕ}). Величина угла расхождения между осями ротора и статора сельсин-датчика сравнивается с углом на сельсине-селекторе. Обмотки статоров обоих сельсинов включены последовательно (рис. 57, б). При неравенстве углов α_3 и α_{ϕ} в обмотке ротора сельсина-датчика появляется э. д. с., которая является сигналом рассогласования —

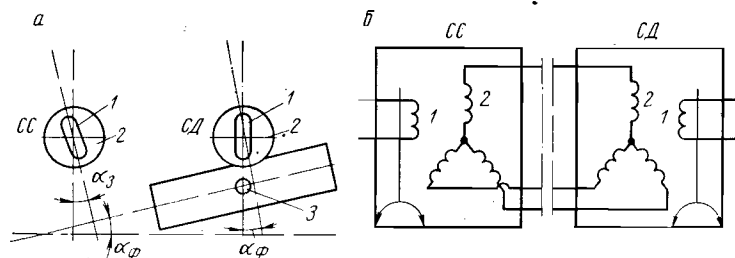


Рис. 57. Схема сельсинной системы:

а — положение роторов сельсина-селектора СС и сельсина-датчика СД при равенстве заданного и фактического углов наклона отвала грейдера; б — схема соединения сельсинов; 1 — роторы сельсинов; 2 — статоры сельсинов; 3 — маятник сельсина-датчика

входным для системы автоматического регулирования угла наклона рабочего органа автогрейдера. Усиленный сигнал поступает на соленоиды электрогидравлического клапана гидросистемы управления машины до тех пор, пока фактический угол наклона отвала грейдера не станет равен заданному углу α_3 . В дальнейшем это равенство поддерживается автоматически.

В обоих системах машинист имеет возможность оперативно вмешаться в работу автоматики, изменить угол наклона отвала грейдера вручную. В первом случае — изменением уставки на релейном блоке, во втором — изменением положения ротора сельсина-селектора.

Автоматическое выдерживание заданного продольного уклона дна траншеи с помощью светового луча является обязательным условием при рытье каналов и траншей землеройно-планировочными машинами. Этот уклон необходимо выдерживать независимо от макро- и микрорельефа местности, по которой движется машина. К качеству работ в этих условиях предъявляются повышенные требования, выполнение которых невозможно обеспечить ни применением простых средств ориентирования машин (копирный трос), ни тем более при ручном управлении. В настоящее время ВНИИЗеммашем разработана система с применением прибора ПУЛ-3. Особенностью этой системы является удержание положения рабочего органа машины в равносигнальной зоне модулированного светового луча,

направленного под требуемым углом продольного уклона дна траншеи. На рис. 58 показана блок-схема системы автоматизации.

Задатчик уклона состоит из прожектора и преобразователя напряжения. Прожектор служит для преобразования светового потока в луч, модулированный по двум частотам. Модуляция осуществляется прерыванием луча вращающимся диском, имеющим два ряда специальных отверстий. Один ряд модулирует поток частотой 900 гц, а второй — 1500 гц. Фотоприемное устройство представляет собой корпус с объективом, в фокальной плоскости которого помещен фотоид. Устройство устанавливается на рабочем органе машины.

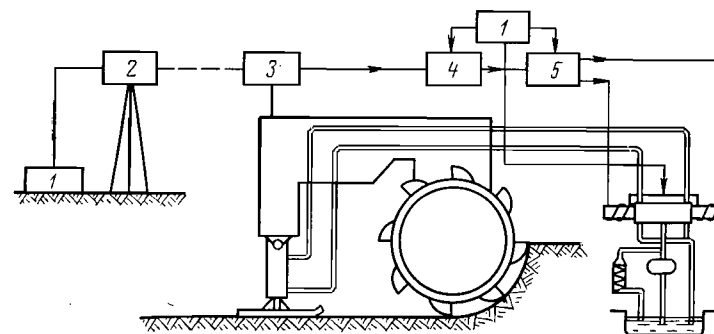


Рис. 58. Блок-схема системы автоматизации:

1 — блок питания; 2 — задатчик уклона (прибор наведения); 3 — приемное устройство; 4 — электронное устройство; 5 — пульт управления

Задачей электронного устройства является усиление поступающих с фотоприемника сигналов и разделения их по каналам частот модуляции. Разночастотные сигналы сравниваются между собой. В результате с электронного устройства выходит сигнал преобладающей частоты. Этот сигнал подается на пульт управления, в котором он выполняет следующие функции: информирует водителя о положении приемного устройства, а следовательно, и рабочего органа относительно равносигнальной зоны; включает выходное реле, подающее напряжение на электромагниты гидравлического золотника. Питание электронного устройства, пульта управления и электромагнитов гидравлического золотника осуществляется от сети машины.

Система автоматического выдерживания продольного уклона работает следующим образом. Во время работы машины приемное устройство, связанное с рамой рабочего органа, должно располагаться в зоне светового луча, направляемого задатчиком уклона. Если оптическая ось приемника будет находиться в равносигнальной зоне, которая устанавливается под углом требуемого продольного уклона дна канала, то выходной сигнал с пульта управления будет отсутствовать. Если оптическая ось приемника находится над или под равносигнальной зоной, то с пульта управления поступит

исполнительный сигнал на систему гидравлического управления, которая воздействует на гидроцилиндр и производит выравнивание скорости подъема и опускания рабочего органа. Подобное перемещение рабочего органа будет происходить до момента совмещения оси приемного устройства с равносигнальной зоной светового луча.

Качество канала при автоматическом управлении выше, чем при работе с ручным управлением. На рис. 59 показаны результаты нивелировки поверхности участка длиной 500 м с интервалами через 10 м как насыпи, так и дна канала. Приведенные данные показывают,

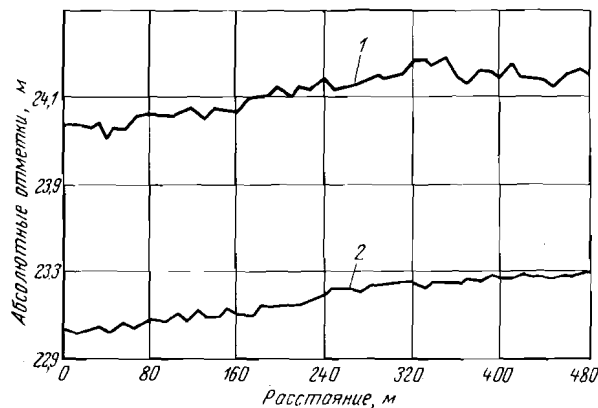


Рис. 59. Данные нивелировки поверхности подушки (1) и дна канала (2)

что для дна канала превышение одной отметки над другой на расстоянии 10 м в большинстве случаев составляет не более 1–3 см; при этом четко выдерживается заданный угол.

Эксплуатационные испытания показали, что система автоматического управления устойчиво работает на расстоянии до 700 м. Основным недостатком этой системы является необходимость перестановки светового генератора через каждые 500–700 м, что требует дополнительных затрат времени. Для устранения этого недостатка была создана специальная конструкция для установления приемного устройства на машине, что дало возможность осуществить управление автоматической системы при установке светового генератора впереди машины. Такое расположение позволяет, используя два световых генератора, производить управление без остановки машины, так как в период работы одного из задатчиков второй переносится на новое место, устанавливается и настраивается. Кроме того, расположение задатчика впереди машины упрощает процесс его настройки, при этом нет необходимости в наблюдении за задатчиком уклона в процессе работы.

Гидравлический регулятор землеройных машин. Кроме электронных автоматических систем и устройств для автоматизации работы землеройных и планировочных машин разработаны и применяются

автоматические устройства, осуществленные средствами объемного гидропривода. Примером такого устройства является гидравлический регулятор процесса копания, разработанный в Сибирском автомобильно-дорожном институте для пневмоколесных бульдозеров на базе трактора «Беларусь». Принцип действия регулятора основан на сравнении производительности двух объемных насосов, привод которых осуществляется от силовой цепи машины. На рис. 60 показана схема регулятора.

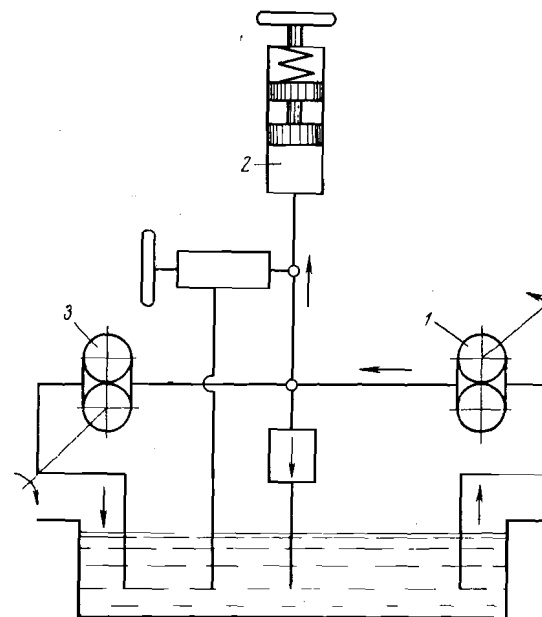


Рис. 60. Схема регулятора

Насос 1 имеет постоянное число оборотов и обеспечивает постоянную производительность P_1 . Насос 3 может иметь переменное число оборотов из-за буксования ведущих колес и может забирать все масло, подаваемое насосом 1, только при условии, когда его производительность P_2 будет не меньше производительности P_1 . При сближении числа оборотов насоса 3, т. е. при увеличении буксования, в устройство 2, воздействующее на золотник распределителя, поступает сигнал от разности производительностей насосов:

$$Q = P_1 - P_2.$$

Избыточное количество жидкости вызывает перемещение поршня устройства 2 и золотника распределителя. При уменьшении разности производительностей насосов поршень возвращается в первоначальное положение.

На рис. 61 показана схема подключения автоматического регулятора к гидроприводу бульдозера.

Подключение регулятора в систему гидропривода бульдозера обеспечивает постоянное сопротивление копанью изменением положения режущей кромки отвала 1 по высоте.

При увеличении буксования двигателя свыше оптимального сигнал от регулятора поступает в следящий цилиндр одностороннего действия 3, поршень которого перемещает золотник распределителя 4. Этим обеспечивается подача масла в штоковую полость сило-

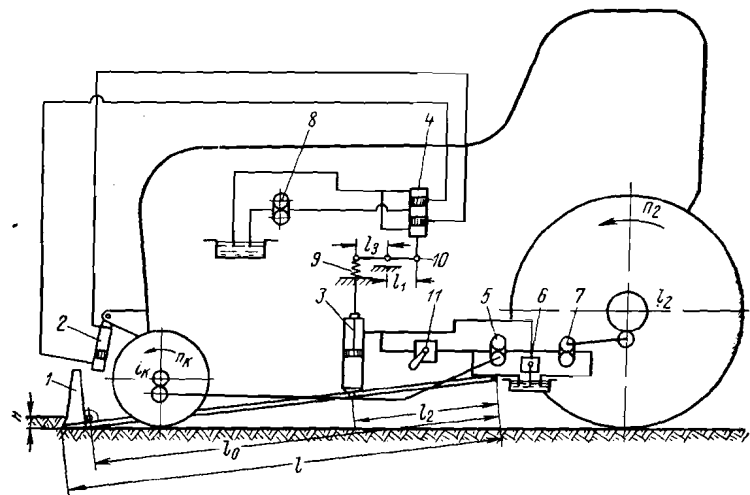


Рис. 61. Схема подключения автоматического регулятора к гидроприводу бульдозера

вого цилиндра, и отвал поднимается. При этом перемещается и следящий цилиндр, который устанавливает золотник в нейтральное положение. Таким образом отвал поднимается до тех пор, пока не обеспечивается оптимальное буксование. При уменьшении буксования производительность насоса 5 возрастает и давление подпора жидкости в следящем цилиндре снижается, пружина 9 через рычаг 10 перемещает золотник вниз, открывая путь маслу от насоса 8 в верхнюю полость силового цилиндра 2, и отвал заглубляется. Для регулирования оптимальной величины буксования и отключения работы регулятора при реверсировании хода трактора установлен дроссель 11, с помощью которого систему можно перевести на ручное управление.

Под воздействием тяги (на рис. 61 не указано) на рычаг 10 золотник перемещается и отвал поднимается или заглубляется. При реверсировании хода трактора, если дроссель 11 находится в положении «закрыто», масло насосом 5 подается в насос 7. Так как при заднем ходе трактора буксования нет, производительность насоса 5 максимальна, избыток жидкости поступает в следящий цилиндр,

отвал поднимается и удерживается в верхнем положении; излишняя жидкость сливается через клапан 6. Если же дроссель находится в положении «открыто», то отвал поднимается с помощью ручного управления и удерживается.

Испытание регулятора при работе бульдозера показало, что изменение буксования двигателей от 19 до 100% приводит к соответствующему изменению относительного положения режущей кромки отвала; при увеличении буксования отвал поднимается, при снижении — опускается.

ГЛАВА X

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

§ 1. Технологические параметры механических лопат

Для лучшего использования в разнообразных горнотехнических условиях открытых работ одноковшовые экскаваторы выпускают в различном конструктивном исполнении. В зависимости от назначения и конструктивных особенностей одноковшовые экскаваторы делят на четыре типа: С — общестроительные экскаваторы; К — карьерные; В — вскрышные экскаваторы и Ш — шагающие драглайны.

Строительные экскаваторы (тип С) имеют небольшую емкость ковша (0,5—2 м³), универсальное рабочее оборудование; дизельный или дизель-электрический привод и часто пневмоколесный ход. Для погрузки тяжелых скальных пород они недостаточно прочны, но благодаря большой маневренности находят применение при раздельной выемке мягких маломощных пластов на карьерах небольшой производительности и вспомогательных работах.

Карьерные экскаваторы (тип К) имеют мощное рабочее оборудование в виде прямой механической лопаты с ковшом емкостью от 2 до 12—15 м³. Привод экскаваторов электрический, многомоторный, ход гусеничный. Экскаваторы предназначены для погрузки скальных тяжелых пород и руд в транспортные сосуды, расположенные на уровне стояния экскаватора. На рис. 62 показан экскаватор этого типа (ЭКГ-8И) в забое.

Вскрышные экскаваторы (тип В) имеют удлиненные размеры рабочего оборудования, выполненного в виде прямой механической лопаты. Емкость ковша изменяется в широких пределах — от 4 до 100 м³ и более. Экскаваторы с емкостью ковша 5—15 м³ применяют для погрузки породы в транспортные сосуды, расположенные выше уровня стояния экскаватора.

На рис. 63 показан экскаватор ЭВГ-6 на погрузке породы в транспортный сосуд. Экскаваторы с большей емкостью ковша используют для завалки породы в выработанное пространство.

Основные технологические параметры экскаваторов типов С, К и В приведены в табл. 28.

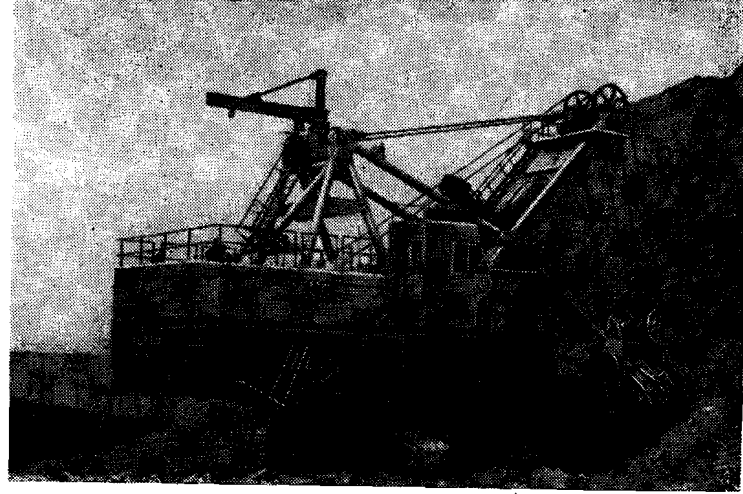


Рис. 62. Экскаватор ЭКГ-8И в забое

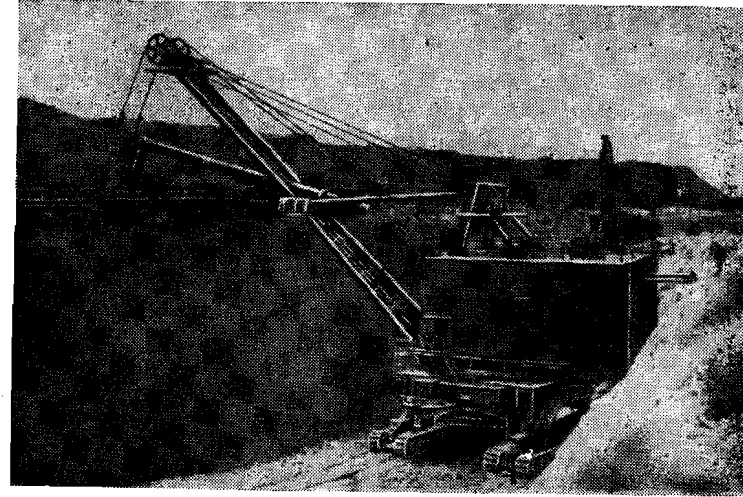


Рис. 63. Экскаватор ЭВГ-6 на погрузке породы в транспортный сосуд

К основным технологическим параметрам одноковшовых экскаваторов относятся рабочие параметры, вес, габариты и преодолеваемый уклон. Рабочие параметры: радиусы черпания и разгрузки,

Технологические параметры механических лопат

Таблица 28

| Показатели | Тип экскаватора | | | | | | | | | | | |
|--|-----------------|--------|--------|---------|-------|----------|-------|-------|--------|-----------|-------|-------|
| | С** | | | К | | | В | | | В | | |
| | Э-754 | Э-1004 | Э-2002 | ЭКГ-4,6 | ЭКГ-8 | ЭКГ-12,5 | ЭВГ-4 | ЭВГ-6 | ЭВГ-15 | ЭВГ-35/65 | ЭВГ-4 | ЭВГ-6 |
| Емкость ковша, м ³ | 0,75 | 1 | 2-3 | 4,6 | 8-10 | 12,5 | 4-5 | 6 | 15 | 35 | 4-5 | 6 |
| Длина стрелы, м | 6,9 | 6,7 | 8-6 | 10,6 | 12 | 12,5 | 20,5 | 30 | 36 | 65 | 20,5 | 30 |
| Длина рукояти, м | 4,66 | 4,9 | 6,1 | 7,3 | 8,4 | — | 12,9 | 20 | 19 | 44 | 12,9 | 20 |
| Угол наклона стрелы, град | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 | — | 55 | 45 | 45 | 45 | 55 | 45 |
| Радиус черпания на уровне стояния, м | 6,27 | 6,4 | 7,4 | 8,2 | 10,3 | 14,4 | 14,3 | 20,3 | 20,5 | 37 | 14,3 | 20,3 |
| Наибольший радиус черпания, м | 8,76 | 9,8 | 11,5 | 14,4 | 17,4 | 20,2 | 23,4 | 35 | 40 | 65 | 23,4 | 35 |
| Наибольший радиус разгрузки, м | 7,65 | 8,7 | 10,8 | 12,65 | 15,5 | 18,5 | 20,9 | 33,3 | 37,8 | 62 | 20,9 | 33,3 |
| Наибольший радиус черпания, м | 6,78 | 8 | 9,3 | 10,2 | 12,5 | 15,2 | 20,4 | 27,4 | 30 | 40 | 20,4 | 27,4 |
| Наибольшая высота разгрузки, м | 4,71 | 5,5 | 6,0 | 6,3 | 8,2 | 9,7 | 16 | 22 | 26 | 45 | 16 | 22 |
| Радиус вращения кузова, м | 3,47 | 3,65 | 4,2 | 5,25 | 7 | — | 7 | 10 | 12 | 18,95 | 7 | 10 |
| Удельное давление на грунт, кг/см ² | 0,92 | 0,95 | 1,2 | 2,15 | 2,5 | 2,2 | 2,2 | 2,8 | 2,58 | 2,76 | 2,2 | 2,8 |
| Вес экскаватора, т | 33,3 | 42,8 | 79,2 | 162* | 330 | 597 | 330 | 582 | 1175 | 2650 | 330 | 582 |
| Ширина хода, м | 2,97 | 3,2 | 5,1 | 5,24 | 6,6 | — | 6,9 | 11,2 | 13,3 | 20 | 6,9 | 11,2 |
| Преодолеваемый подъем, град | 22 | 20 | 20 | 12 | 12 | 12 | 7 | 7 | 7 | 7 | 7 | 7 |
| Техническая продолжительность цикла, сек | 16 | 17 | 22 | 23 | 26 | 28 | 35 | 45 | 50 | 55 | 35 | 45 |

* Без дополнительного противовеса.

** По ГОСТ 9693-61 одноковшовые универсальные экскаваторы в зависимости от ходового устройства изготавливаются следующих типов: Г — гусеничные обычные; ГУ — гусеничные расширенно-удлиненные; П — пневмоколесные; Ш — шасси автомобильные.

высота и глубина черпания, высота разгрузки. Рабочие параметры зависят от длины стрелы и рукояти, угла наклона стрелы, а также от расположения пунктов черпания и разгрузки. На рис. 64 приведены рабочие параметры механической лопаты.

Радиус черпания — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущего края зубьев ковша при черпании; различают максимальный $R_{ч\max}$ и минимальный $R_{ч\min}$, а также радиус

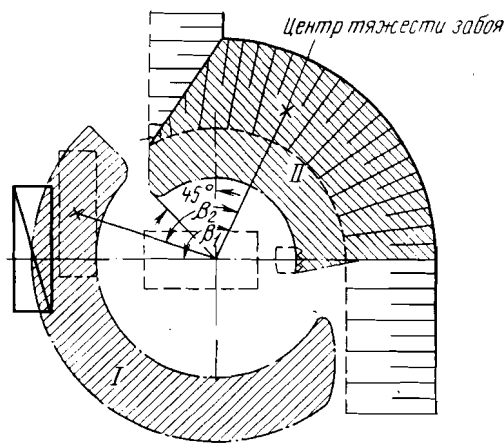
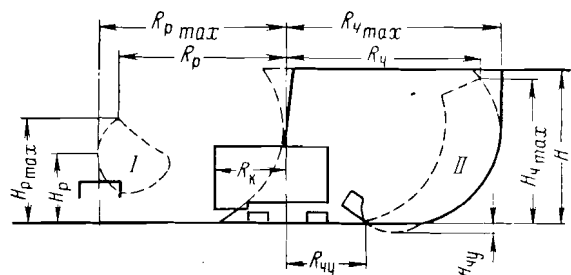


Рис. 64. Рабочие параметры механической лопаты: I — зона разгрузки; II — зона черпания

черпания на горизонте установки экскаватора $R_{ч.у}$, радиус черпания при наибольшей высоте черпания $R_{ч}$.

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

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

Высота разгрузки H_p — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковша; наибольшая высота разгрузки $H_{p\max}$ соответствует максимально поднятому ковшу.

Радиус вращения задней части кузова экскаватора — R_k .

Глубина черпания $H_{чy}$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущих кромок зубьев ковша при черпании ниже горизонта установки.

Зона разгрузки — часть выработанного пространства над транспортными путями, ограниченная максимальным и минимальным радиусами разгрузки экскаватора.

Зона черпания — часть забоя, которую может обработать экскаватор с одного положения, изменяя радиусы черпания от минимального до максимального.

Центр тяжести забоя определяется средневзвешенным углом поворота β_1 и радиусом черпания экскаватора при выемке забоя.

От рабочих размеров экскаваторов зависят возможность применения их в конкретных условиях, схемы работы, очертания и параметры забоев. Механические лопаты на гусеничном ходу могут передвигаться со скоростью 0,9—3,5 км/ч. Величина преодолеваемого подъема различна. Для легких экскаваторов (тип С) подъем достигает 22°, а для экскаваторов весом более 100 т он не превышает 3—7°. При передвижении экскаватор тщательно выравнивает поверхность уступа, иногда для этого используют бульдозеры. Ровная поверхность уступа позволяет равномерно распределять нагрузку от веса экскаватора и избежать поломки ходовых тележек.

§ 2. Схемы работы и параметры забоя прямой механической лопаты в мягких забоях

Прямая механическая лопата может работать в боковом и траншейном забоях. В боковом забое обеспечивается большая производительность экскаватора из-за меньшего угла поворота и более удобного обмена транспортных сосудов при погрузке горной массы.

Отличительные особенности работы механических лопат в мягких породах: отсутствие взрывных работ за исключением выемки промерзлых пород; возможность применения ковшей увеличенной емкости вследствие меньшей крепости и меньшего объемного веса породы; более легкие условия эксплуатации экскаваторов (меньшие усилия резания, отсутствие негабаритов и динамических нагрузок на рабочее оборудование и т. д.). Профиль забоя механической лопаты в мягких породах соответствует траектории движения ковша и имеет крутой угол откоса (70—80°).

Высота забоя по условию обеспечения безопасности не должна превышать максимальную высоту черпания. В противном случае на кровле уступа остаются «козырьки» и нависи, обрушение которых

представляет опасность для экскаватора. На рис. 65 показана схема забоя при высоте уступа более $H_{ч\max}$. Минимальная высота забоя должна обеспечивать полное наполнение ковша за одно черпание. В мягких породах это условие выполняется при высоте забоя, равной $\frac{2}{3}$ высоты расположения напорного механизма.

Погрузка породы может производиться в железнодорожный, автомобильный или конвейерный транспорт. От вида транспорта зависят положение экскаватора в забое и ширина заходки.

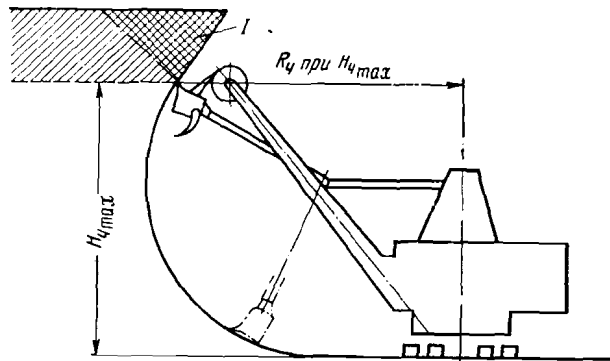


Рис. 65. Схема забоя при высоте уступа более $H_{ч\max}$:
I — зона возможного обрушения

При погрузке породы в железнодорожный транспорт экскаватор располагают на расстоянии $(0,8-0,9) R_{р\max}$ от оси пути и на расстоянии $(0,7-0,8) R_{ч\max}$ от забоя. Первое условие необходимо для того, чтобы транспортные сосуды обязательно находились в зоне разгрузки (рис. 66). Второе условие позволяет увеличить усилия резания за счет уменьшения радиуса черпания. Минимальное расстояние экскаватора от забоя выбирается из условий безопасности и возможности отработки нижней бровки. Удобная отработка нижней бровки забоя возможна при наличии свободного расстояния между гусеницами и навалом не менее 1,5 длины ковша. При более близком расположении для выравнивания подошвы забоя необходимы передвижки экскаватора. Ширина забоя при железнодорожном транспорте принимается наибольшей, чтобы увеличить сьем породы на 1 м железнодорожного пути.

Наибольшая ширина забоя ограничивается радиусом черпания экскаватора на уровне стояния. Расстояние от оси перемещения экскаватора до откоса уступа не может превышать радиуса черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, иначе у подошвы уступа будет оставаться порода. Поэтому ширина внутренней части забоя (от оси экскаватора до новой нижней кромки) принимается равной радиусу черпания на уровне стояния.

Ширина внешней части забоя (от оси экскаватора до старой нижней кромки забоя) должна обеспечивать возможность полного захвата породы ковшом. Это достигается только тогда, когда угол поворота экскаватора в сторону выработанного пространства не превышает 45° . В противном случае при черпании порода отодвигается ковшом. Поэтому в мягких породах ширину внешней части забоя принимают не более $(0,6-0,7) R_{ч.у}$. Исходя из этих условий ширина заходки при железнодорожном транспорте равна $(1,5-1,6) R_{ч.у}$.

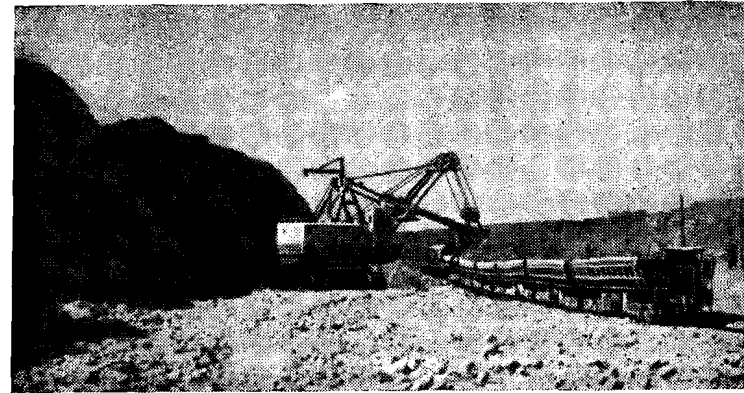


Рис. 66. Погрузка породы экскаватором ЭКГ-8Ш в железнодорожный транспорт

Положение экскаватора относительно транспортных сосудов и ширина заходки оказывают влияние на средний угол поворота экскаватора и, следовательно, продолжительность цикла. Отработка внутренней части забоя не на полные параметры экскаватора приближает центр тяжести забоя к транспортным сосудам и сокращает средний угол поворота экскаватора (см. рис. 64). Поэтому установка экскаватора в забое влияет на износ механизмов и в значительной степени на его производительность. При погрузке в автосамосвалы (рис. 67) место их расположения выбирают также исходя из требования обязательного нахождения в зоне разгрузки ковша (см. рис. 64). Автосамосвалы могут располагаться не только сбоку, но также позади экскаватора. При автомобильном транспорте для устройства дорог используется выработанное пространство сбоку экскаватора или позади него. Перенос и устройство забойных дорог не требуют больших затрат, и сьем породы с 1 м забоя существенного влияния на себестоимость выемочно-погрузочных работ не оказывает. Поэтому ширина заходки выбирается исходя из рабочих параметров и организации работ на уступе. Для сокращения среднего угла поворота экскаватора используют схемы работы в узких заходках $(0,7-1,0) R_{ч.у}$ и двустороннюю погрузку автосамосвалов.

При конвейерном транспорте порода грузится через бункер-питатель, благодаря чему обеспечивается непрерывная и безударная

подача ее на конвейерную ленту. При выемке мягких пород с погрузкой на ленточные конвейеры боковыми забоями ширина заходки выбирается исходя из тех же условий, что и при погрузке в железнодорожный транспорт. При расположении бункера-питателя сзади экскаватора ширина заходки может увеличиваться до $(1,5-1,7)(R_p + R_{ч.у})$.

В тупиковых забоях механические лопаты используют при проходке траншей. Вследствие небольших рабочих параметров экскаваторов вынутую породу грузят в транспортные средства. Глубина

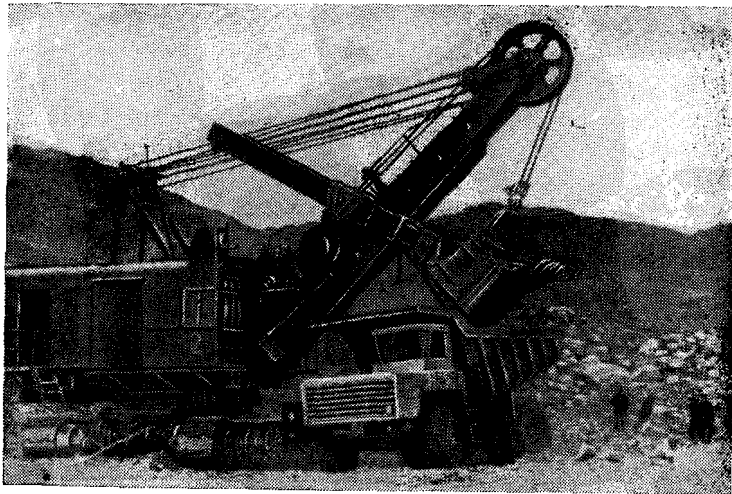


Рис. 67. Погрузка породы механической лопатой в автотранспорт

траншеи при погрузке породы не должна превышать максимальную высоту черпания. Ширину траншеи по дну выбирают по условию безопасного размещения экскаватора и транспортных сосудов.

Основной особенностью работы механической лопаты в траншейном забое является снижение ее производительности по сравнению с работой в боковых забоях. Это является следствием больших простоев в ожидании обмена груженых сосудов на порожние, а также увеличения среднего угла поворота экскаватора при погрузке. При работе экскаватора в породах с недостаточной несущей способностью соблюдение проектных отметок подошвы уступа и передвижка экскаватора значительно осложняются.

Универсальным и наиболее распространенным мероприятием, позволяющим уменьшить удельное давление экскаватора на грунт, является устройство настила из дерева или металлических плит. Настил укладывается поперек каждой гусеницы, а плиты переносятся и укладываются экскаватором с помощью канатов. При работе в способных к налипанию породах значительно ухудшается разгрузка

ковша. Для очистки его необходимо проводить специальные мероприятия, особенно при работе при пониженных температурах (подогрев, механическую очистку и т. п.).

§ 3. Схемы работы и параметры забоя прямой механической лопаты в скальных породах

Работа механических лопат в скальных породах имеет следующие особенности:

породы предварительно разрыхляются буровзрывными работами;

возникают значительные ударные нагрузки на рабочие органы экскаватора;

в плохо взорванном забое затрудняется устройство ровных площадок для расположения экскаватора, вследствие чего появляются неравномерные нагрузки на ходовые устройства, часто приводящие к их излому;

неодинаковая высота забоя (развала) в пределах одной заходки.

При работе в скальных породах большое значение имеет качество рыхления. Мелкораздробленная порода экскавируется без затруднений, так как ковш заполняется на небольшом участке, черпание можно производить толстой стружкой, а сыпучесть материала обеспечивает быструю и полную разгрузку ковша.

При работе в плохо взорванном забое (неравномерное дробление, увеличенный размер кусков, негабаритные комья) значительно возрастают нагрузки на оборудование, приводящие к износу и поломкам его. Для избежания аварий при погрузке породы в забое необходимо снижать скорость черпания, что увеличивает длительность цикла экскаватора. Негабариты располагают у подошвы уступа для вторичного дробления. Высоту уступа в скальных хорошо разрыхленных породах по Правилам технической эксплуатации разрешается иметь до $1,5H_ч$.

Форма и размеры развала зависят от свойств пород и параметров буровзрывных работ. Можно выделить три типичные формы развала, которые показаны на рис. 68.

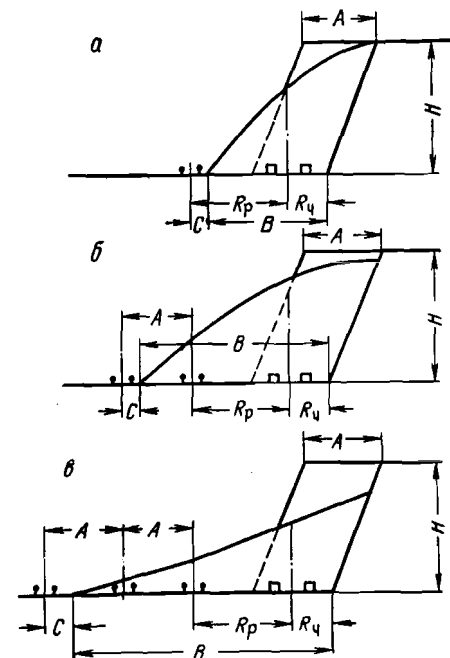


Рис. 68. Формы развала породы после взрыва

Развал определяет величину транспортной полосы и организацию работ на уступе. Широкие развалы малой высоты требуют широких рабочих площадок, уменьшают сьем породы с 1 м железнодорожного пути. Поэтому подготовка забоев с компактными развалами и хорошим дроблением породы является одним из основных условий производительной работы оборудования. Ширина развала в конкретных условиях устанавливается на основании опытных взрывов. При одной и той же высоте уступа ширину развала можно регулировать изменением ширины заходки по целику и параметров буровзрывных работ. На практике ширина развала изменяется от $1,3H$ до $(4-5)H$. При работе в полускальных породах с погрузкой в железнодорожный транспорт забой разрушают взрывом на сотрясение и взорванную породу грузят за один проход экскаватора (рис. 68, а).

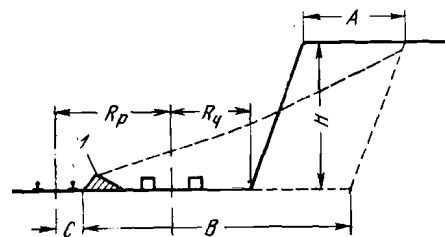


Рис. 69. Ограничение ширины развала с помощью породного вала:
1 — породный вал

Желательно взрывные работы проводить перед укладкой железнодорожных путей, что значительно увеличивает их сохранность. В этом случае ширина развала должна выбираться из условия

$$B \leq 0,8(R_q + R_p) - C, \text{ м.} \quad (X,1)$$

где C — безопасное расстояние от развала до оси железнодорожного пути ($C = 1,5-2 \text{ м}$).

При работе в скальных породах средней крепости взрывные работы производят так, чтобы развал полностью разместился на полосе предыдущей заходки без засыпки железнодорожных путей. В этом случае развал убирают за два прохода экскаватора (рис. 68, б). При этом ширина развала выбирается из условия

$$B \leq 0,8(R_q + R_p) + A - C, \text{ м.} \quad (X,2)$$

После выемки экскаватором основной полосы A взрывание производят на всем протяжении уступа. Экскаватором при обратном ходе отгружают часть развала, переукладывая затем пути. Такая организация работ без предварительной разборки путей широко распространена на угольных разрезах и иногда применяется на рудных карьерах. Для предохранения от завалки путей часто оставляют специальные породные валы. На рис. 69 показано ограничение ширины развала с помощью породного вала.

При работе в крепких скальных породах развал достигает ширины 50-70 м. Поэтому его отгружают за несколько проходов (см. рис. 68, в). В этих условиях железнодорожные пути перед взрывом разбирают, вывозят или переукладывают из зоны развала. После восстановления железнодорожных путей породу грузят обычным способом. Для сокращения числа передвижек ширину заходки принимают максимальной (до $1,7R_q$).

При погрузке скальных пород в автомобильный транспорт жесткая связь между параметрами забоя и расположением транспортных путей отсутствует, так как устройство дорог значительных затрат не вызывает, а автосамосвалы могут подаваться под погрузку по различным схемам. Поэтому при автомобильном транспорте ширину заходки выбирают из условий хорошего дробления, и она зависит от общей организации работ на уступах.

На некоторых рудных карьерах получают распространение при автомобильном транспорте широкие заходки (40-60 м). Развал

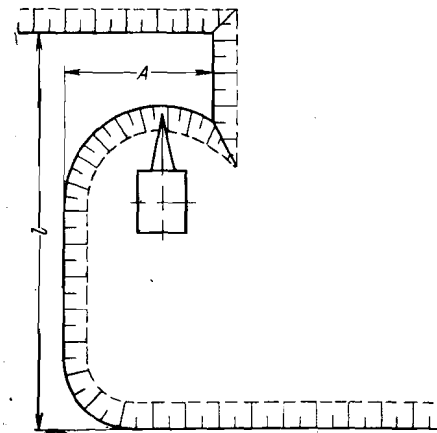


Рис. 70. Схема погрузки пород при широких заходках:
1 — ширина обрабатываемой полосы

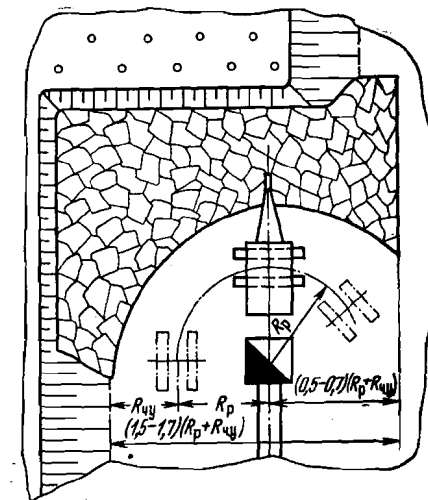


Рис. 71. Схема забоя механической лопаты при конвейерном транспорте

породы в этом случае направлен вдоль заходки, что позволяет сокращать ширину рабочих площадок и за счет этого увеличивать угол рабочего борта. Породу в широких заходках грузят при движении экскаватора челноковым способом в поперечном направлении. На рис. 70 показана схема погрузки породы при широких заходках.

В последнее время при хорошем качестве дробления для транспортирования скальных пород начинают использовать ленточные конвейеры. Хорошее качество дробления достигается не только за счет выбора параметров буровзрывных работ, но и за счет применения специальных дробильных установок. При этом крупность пород не должна превышать 300-350 мм. От забоя до мест установки стационарных дробилок порода доставляется автосамосвалами. Дополнительные расходы на ее дробление в карьере окупаются использованием высокопроизводительного поточного конвейерного транспорта.

Ленточные конвейеры широко применяют при разработке крепких углей на карьерах Урала. В этом случае ленточный

конвейер устанавливают на почве забоя позади экскаватора. На ленточный конвейер погрузка породы производится через бункер-питатель. По мере обработки забоя перемещается бункер-питатель и удлиняется ленточный конвейер. Обычно используют две схемы работы экскаватора при погрузке на ленточные конвейеры.

При первой схеме (рис. 71) экскаватор, который перемещается по дуге, грузит горную массу в бункер, установленный непосредственно над конвейерной лентой. Ширина полосы, вынимаемой экскаватором по этой схеме, составляет $(1,5-1,7)(R_p + R_{ч.у})$. Недостаток этой схемы заключается в частых перемещениях и разворотах экскаватора.

При второй схеме погрузка производится в бункер-питатель, оборудованный разгрузочной консолью. Благодаря этому увеличиваются ширина забоя и шаг передвижки бункера. Ширина забоя в этом случае может достигать

$$B_{заб} = 1,6(R_p + l_k) + R_{ч.у}, \text{ м}, \quad (X,3)$$

где l_k — длина консоли бункера, м.

Бункер-питатель может быть самоходным или переносным. Высоту уступа в угольных забоях разрешается увеличивать до 30 м, а при специальном согласовании с органами Госгортехнадзора — до 40 м. В этих случаях необходимо бурить наклонные скважины. При работе механических лопат в траншейных забоях параметры траншей выбираются исходя из тех же условий, что и при работе в мягких породах. К отличительным особенностям добавляется необходимость увеличивать ширину траншеи по дну для размещения негабаритов, а также развала при последующем расширении траншеи.

§ 4. Схемы работы и параметры забоя вскрышной механической лопаты

Вскрышные механические лопаты с ковшами емкостью до 15 м^3 производят погрузку породы в транспортные сосуды, расположенные выше уровня стояния экскаватора. Верхняя погрузка широко применяется при проходке траншей и обработке нижних уступов карьера, на почву которых затруднена укладка транспортных путей. Благодаря верхней погрузке улучшается использование горно-транспортного оборудования по сравнению с работой в тупиковых забоях.

Однако верхняя погрузка имеет и недостатки. На одном и том же карьере и при одинаковой емкости ковша производительность механических лопат с верхней погрузкой на 20—30% ниже производительности механических лопат нормального исполнения, а стоимость экскавации при верхней погрузке в 1,3—1,5 раза выше. Причиной снижения производительности экскаваторов при верхней погрузке является увеличение продолжительности рабочего цикла на 25—

50%. Продолжительность цикла увеличивается за счет затрат времени на точную установку ковша над транспортным сосудом.

Увеличение стоимости экскавации 1 м^3 при верхней погрузке — это следствие уменьшения производительности экскаватора, увеличение его стоимости, а также повышенный расход электроэнергии и материалов. Поэтому верхняя погрузка оправдывается только в тех случаях, когда повышается экономичность работы карьера в целом или достигается необходимая интенсивность обработки месторождения.

Размеры забоя при верхней погрузке устанавливаются в зависимости от рабочих параметров экскаваторов и устойчивости уступа.

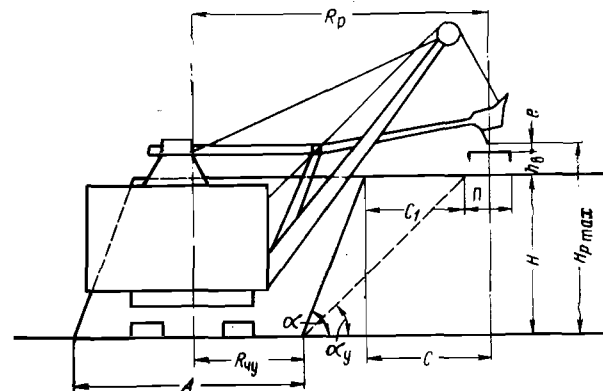


Рис. 72. Схема забоя вскрышной лопаты при погрузке породы

На рис. 72 показана схема забоя вскрышной лопаты при погрузке породы. Для более полного использования параметров экскаватора стремятся иметь наибольшую высоту уступа, хотя она ограничивается максимальной высотой и радиусом разгрузки экскаватора. Наибольшая высота забоя H из условия использования максимальной высоты разгрузки $H_{p\max}$ определяется по формуле

$$H = H_{p\max} - h_v - e, \text{ м}, \quad (X,4)$$

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

Наибольшая высота уступа при полном использовании радиуса разгрузки определяется по формуле

$$H = \left(R_p - R_{ч.у} - \frac{H}{2} - C_1 \right) \operatorname{tg} \alpha, \text{ м}, \quad (X,5)$$

где R_p — радиус разгрузки при максимальной высоте разгрузки, м;
 $R_{ч.у}$ — радиус черпания на уровне стояния, м;
 H — ширина пути, м;

α — угол откоса уступа, град;

C_1 — безопасное расстояние от оси путей до верхней бровки уступа, м.

Таким образом, допустимая высота уступа для данной модели экскаватора зависит от угла α , величина которого определяется устойчивостью пород. Чем больше угол откоса, тем большей может быть принята высота забоя. Поэтому высота забоя в устойчивых породах может быть принята большей, так как она ограничивается первым условием, т. е. H_{pmax} . В менее устойчивых породах высота уступа ограничивается радиусом разгрузки.

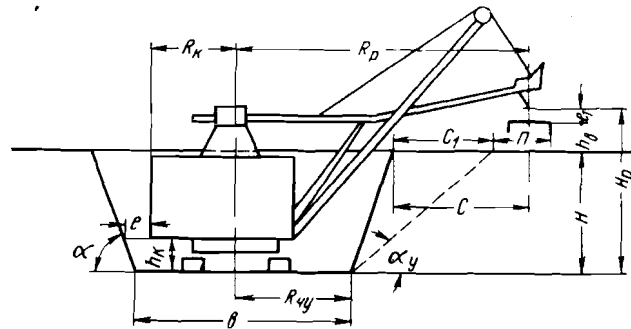


Рис. 73. Схема работы вскрывной лопаты в траншейном забое

Наибольшая высота уступа при угле откоса, равном 70° , составляет для экскаваторов: ЭВГ-4И — 12 м; ЭВГ-6 — 18 м и для ЭВГ-15 — 24 м.

Ширина забоя при верхней погрузке определяется так же, как при нижней погрузке. При работе вскрывных лопат в тупиковом забое поперечное сечение траншеи зависит от рабочих размеров экскаваторов и физико-механических свойств пород. На рис. 73 показана схема работы вскрывной лопаты в траншейном забое.

Наименьшая ширина траншеи внизу должна обеспечить безопасное размещение экскаватора в забое траншеи и составляет: для экскаватора ЭВГ-4И — 15–16 м; ЭВГ-6 — 20–22 м.

Наибольшая ширина траншеи внизу определяется исходя из значения радиуса черпания экскаватора на уровне стояния

$$b = 2R_{ч.у}, \text{ м.}$$

Она составляет для экскаватора ЭВГ-4И — 22 м, для экскаватора ЭВГ-6 — 27,2 м.

Наибольшая ширина траншеи внизу должна удовлетворять, кроме того, условию

$$\frac{b}{2} = R_p - (C + H \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м.} \quad (X,6)$$

Наибольшая возможная глубина траншеи H должна соответствовать максимальной высоте разгрузки экскаватора H_p и радиусу разгрузки экскаватора R_p .

Эти условия выражаются следующими зависимостями:

$$H \leq H_p - h_b - e_1, \text{ м;} \quad (X,7)$$

$$H \leq (R_p - R_{ч.у} - C) \operatorname{tg} \alpha, \quad (X,8)$$

где h_b — высота вагона и рельсового пути, м;

e_1 — зазор между кузовом и ковшом, м.

В устойчивых скальных породах (когда $\alpha > 70^\circ$) глубина траншеи ограничивается максимальной высотой разгрузки и составляет для экскаватора ЭВГ-4И — 12 м, для экскаватора ЭВГ-6 — 18 м. В мягких породах (когда $\alpha < 70^\circ$) наибольшая глубина траншеи ограничивается радиусом разгрузки и имеет меньшее значение, чем в первом случае.

Наиболее часто вскрывные механические лопаты используют для перемещения породы непосредственно в выработанное пространство (рис. 74). При этом пласт полезного ископаемого, вскрываемый вскрывной механической лопатой, обычно обрабатывают самостоятельными средствами выемки. Вскрывные механические лопаты располагают на кровле пласта. Транспортные коммуникации могут

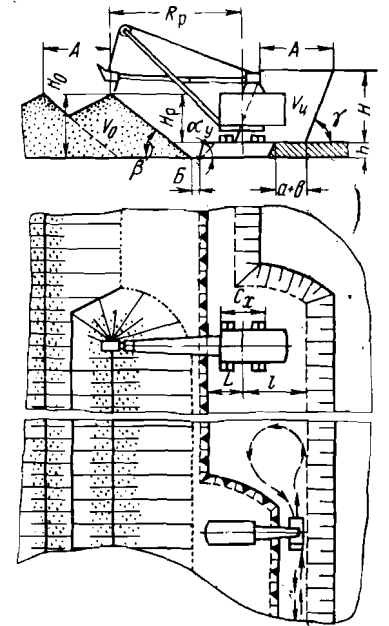


Рис. 74. Схема забоя механической лопаты при перевалке породы в выработанное пространство

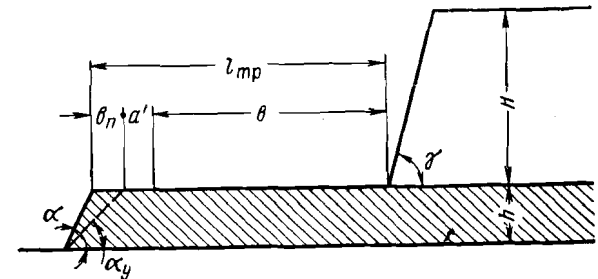


Рис. 75. Схема транспортной бермы

располагаться как на кровле, так и на почве пласта. При размещении коммуникаций на кровле пласта транспортная берма $l_{тр}$ расширяется (рис. 75). Ширина ее может быть определена по формуле

$$l_{тр} \geq a + b = b_n + a' + b, \text{ м,} \quad (X,9)$$

где a — безопасное расстояние от верхней бровки добычного уступа до края транспортной полосы, м;

b — ширина транспортной полосы, зависящая от вида транспорта, м;

a' — ширина предохранительной бермы ($a' = 1,5-3$ м), м;

b_n — ширина призмы возможного обрушения, определяемая по формуле

$$b_n = h(\operatorname{ctg} \alpha_y - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м.} \quad (\text{X}, 10)$$

Если технологическая схема предусматривает возвращение вскрышной лопаты по кровле уступа к началу фронта холостым ходом, то ширина транспортной полосы должна быть проверена по ширине хода экскаватора, т. е. $b \geq C_x$.

Положение вскрышной механической лопаты выбирается так, чтобы обеспечивалось размещение всей породы в выработанном пространстве. Если экскаватор расположить ближе к кромке нижнего уступа, то увеличивается дальность перемещения породы в выработанное

пространство. И, наоборот, при удалении экскаватора от кромки нижнего уступа уменьшается дальность перемещения породы, но появляется возможность увеличить ширину заходки. На рис. 76 показана схема к определению ширины заходки.

Расстояние от бровки нижнего уступа до оси экскаватора определяется следующим условием:

$$L \geq a + 0,5C_x, \text{ м.} \quad (\text{X}, 11)$$

Расстояние от оси экскаватора до нижней кромки породного уступа l изменяется в пределах, определяемых выражением

$$R_k + C - H_k \operatorname{ctg} \alpha \leq l \leq R_{ч. у.}, \quad (\text{X}, 12)$$

где R_k — радиус вращения кузова, м;

H_k — просвет под поворотной платформой, м;

C — безопасный зазор между забоем и кузовом экскаватора, м;

α — угол откоса вскрышного уступа, град.

Ширина заходки экскаватора изменяется в значительных пределах. Если порода полностью размещается в выработанном пространстве, то максимальная ширина заходки составляет $(1,5-1,7)R_{ч. у.}$. Если же порода не размещается в нем, то ширину заходки уменьшают.

При расположении экскаватора на минимальном расстоянии от бровки нижнего уступа ширина заходки не может превышать

$$A \leq 0,5C_x + R_{ч. у.}$$

Минимальная ширина заходки не может быть меньше ширины хода экскаватора C_x . При определении минимальной ширины заходки необходимо соблюдать условие

$$0,5C_x + l = C_x. \quad (\text{X}, 13)$$

В зависимости от положения экскаватора и ширины заходки ширина рабочей площадки Π_p изменяется в пределах

$$a + 0,5C_x + l \leq \Pi_p \leq a + 1,7R_{ч. у.}, \text{ м.} \quad (\text{X}, 14)$$

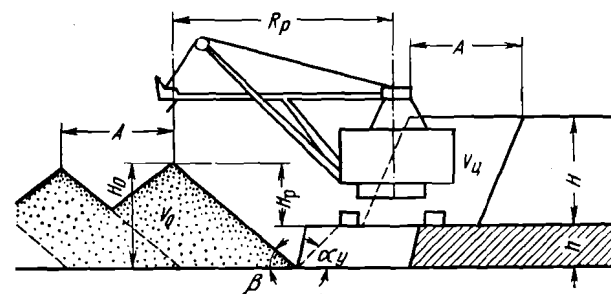


Рис. 77. Схема к расчету параметров забоя вскрышной лопаты при перевалке породы.

Высота уступа устанавливается исходя из условий безопасности и размещения породы в выработанном пространстве. По условиям безопасности в мягких породах высота уступа не должна превышать наибольшую высоту черпания экскаватора. В хорошо взорванных скальных породах высота уступа может быть увеличена до $1,5H_{ч. макс.}$. На рис. 77 показана схема к расчету параметров забоя вскрышной лопаты при перевалке породы.

Обязательным условием работы экскаватора при перемещении вскрыши в выработанное пространство является равенство

$$V_{ч} k_p = V_0 \quad (\text{X}, 15)$$

или

$$AH k_p = AH_0 - \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \beta. \quad (\text{X}, 16)$$

При известной модели экскаватора максимальную высоту уступа, которую можно обработать в данных условиях, определяют по формуле

$$H = \frac{H_0 - 0,25A \operatorname{tg} \beta}{k_p}. \quad (\text{X}, 17)$$

Высота отвала будет

$$H_0 = h + H_p, \text{ м.} \quad (\text{X}, 18)$$

где H_p — высота разгрузки, м.

В редких случаях при маломощных пластах и больших радиусах разгрузки экскаватора мощность вскрышного уступа ограничивается высотой разгрузки экскаватора.

§ 5. Особенности работы одноковшовых экскаваторов в сложных забоях

Простые забои представлены однородной пустой породой или одним типом, либо сортом полезного ископаемого. В сложном забое может встречаться несколько типов или сортов горной массы. Обычно в сложных забоях полезное ископаемое перемежается с прослойками пустой породы.

Степень сложности забоя может быть определена: мощностью рудного или породного включения; числом прослоек полезного ископаемого или пустой породы; формой и углом падения рудных или породных включений; количеством типов или сортов полезного ископаемого в забое, требующих отдельного извлечения.

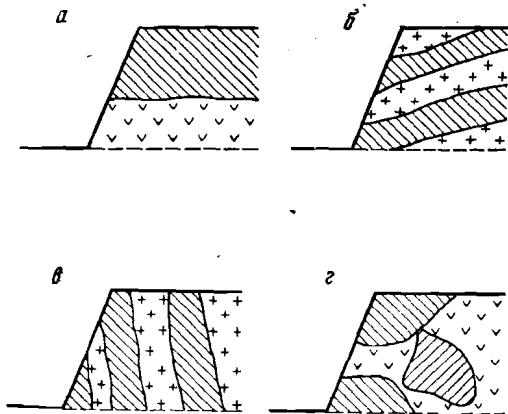


Рис. 78. Основные типы сложных забоев

Условно из всего разнообразия можно выделить четыре типа сложных забоев (рис. 78):

по высоте забоя наблюдается два слоя рудных разновидностей (типов или сортов) или только один слой руды и один слой породы; это наиболее простая структура сложного забоя, и при разработке его обеспечивается почти полное извлечение руды при незначительном разубоживании (рис. 78, а);

забой многократно перемежается слоями руд и пород небольшой мощности (до 5 м) горизонтального или слабонаклонного падения; в таких забоях потери и разубоживание тем выше, чем чаще перемежаемость прослоев (рис. 78, б);

забой часто перемежается прослоями руд и пород вертикального или крутонаклонного падения; подобные сложные забои встречаются на Алтын-Топканском, Кара-Тауском, Кайрактинском карьерах (рис. 78, в);

в забоях различные типы или сорта руд и пород представлены телами неправильной или гнездообразной формы (например, Кальмакырский и ряд железорудных карьеров Урала) (рис. 78, г).

Селективная разработка сложных забоев повышает качество добываемого полезного ископаемого, обеспечивает наиболее полное извлечение его из недр при меньшем разубоживании, уменьшает затраты на обогащение или металлургическую плавку. Однако при селективной выемке усложняются буровзрывные и экскаваторные работы, снижается производительность труда и повышается себестоимость добычи. Поэтому необходимость селективной разработки забоев подтверждается технико-экономическими расчетами. Возможность же селективной разработки определяется сложностью забоев, требованиями к полезному ископаемому, типом горнотранспортного оборудования, планированием горных работ, уровнем организации производства и т. д.

Раздельная выемка пластов сложного строения легко осуществляется при мощности горизонтальных или пологих слоев больше 2 м. На предприятиях железорудной и цветной металлургии минимальная мощность раздельно извлекаемого рудного включения принята равной 2 м; на апатито-фосфоритовых и ряде нерудных месторождений — 5 м, на угольных разрезах — 1 м. Применением экскаваторов ЭНГ-4 в ряде случаев удавалось раздельно извлекать пласты мощностью до 0,5 м.

Методы селективной экскаваторной разработки сложных забоев можно разделить на простую и сложную группы.

Простая селективная разработка заключается в обособленной выемке и погрузке различных типов и сортов руд по длине уступа без сортировки их в вертикальной плоскости.

Сложная селективная разработка включает весь комплекс специальных приемов разработки и сортировки рудной массы по высоте уступа.

Простая селективная разработка осуществляется: узкими заходками, нормальными заходками, выборочной погрузкой, ступенчатым уступом.

Метод узких заходок заключается в разделении забоя по ширине на две-три обособленные заходки при последовательной их отработке. На рис. 79 показана схема простой селективной экскавации узкими заходками. Минимальная ширина первой заходки при железнодорожном транспорте устанавливается исходя из условия безопасного расстояния между экскаватором и вагонами — $(0,6-0,8) R_{н.у.}$ При погрузке в автотранспорт минимальная ширина первой заходки определяется шириной слоя, подлежащего выемке. Этот метод успешно применяют, если различные типы или сорта руд простираются по всей длине взорванного блока (например, железорудные карьеры Урала, Алтын-Топкана).

Метод нормальных заходок применяют, если мощность прослоев позволяет выделять заходки нормальной ширины (до $1,5 R_{н.у.}$). На рис. 80 показана схема селективной экскавации нормальными заходками.

Метод выборочной погрузки заключается в том, что по фронту взорванного блока экскаватор выбирает рудные участки, а затем

породные, или наоборот. На рис. 81 показана схема выборочной погрузки забоя. Наиболее часто этот метод применяется на карьерах, использующих автомобильный транспорт. Следует отметить, что

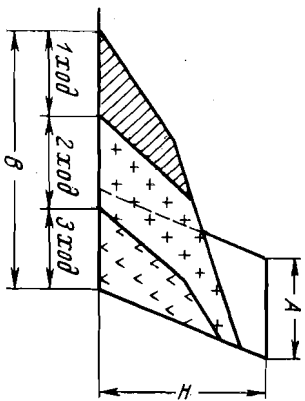


Рис. 79. Схема простой селективной экскавации укатки заходками

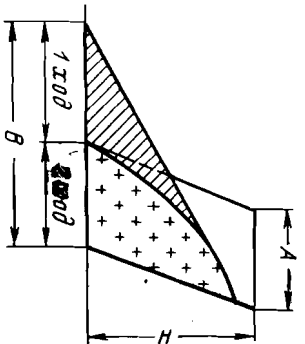


Рис. 80. Схема селективной экскавации нормальными заходками

при этом методе необходимыми частями передвижки экскаваторов. При отработке отдельных навалов небольшой высоты во второй заходке резко снижается производительность экскаваторов (на 18—30%). Метод широко применяют на карьерах цветной и редкометалльной промышленности.

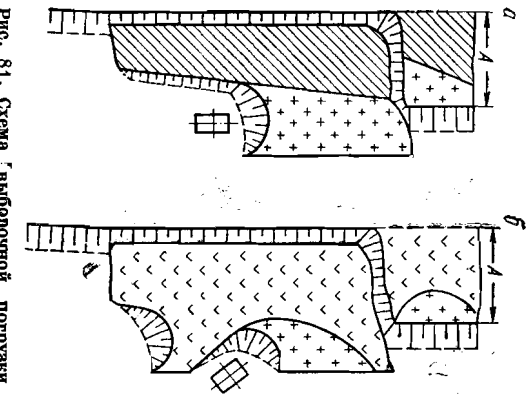


Рис. 81. Схема выборочной погрузки забоя

Метод разработки ступенчатым забоем заключается в том, что каждая заходка взорванного блока отработывается за два или несколько проходов экскаватора. За первый проход отработывается верхняя часть забоя, за второй — нижняя. Для отработки верхней части блока устраивается въезд с почвы уступа на кровлю нижней части блока. После отработки верхней части экскаватор возвращается в исходное положение и начинает отгружать нижнюю часть блока. На рис. 82 показана схема отработки ступенчатым забоем.

Пласти горизонтального задатания с пачками полезного ископаемого и прослоями пустой породы мощностью более 2 м отработывают при разделении уступа на подступы по признаку однородности полезного ископаемого и пород. При этом подступы могут разрабатываться с верхней или нижней погрузки. При небольшой мощности пачек угля и прослоев пород (менее 2 м) разработка их одной механической лопатой затруднительна. В этом случае применяется совместная разработка экскаватором и бульдозером. С по-

мощью бульдозера полезное ископаемое складывается в штабеля, а погрузка его из штабелей осуществляется экскаватором.

При разработке сложных забоев с наклонным или крутым падением прослоев используется совместная разработка экскаватором с бульдозерами или драглайнами. Бульдозеры при наклонном падении используются для транспортирования полезного ископаемого или пород к местам погрузки, а также для зачистки пластов. Драглайны благодаря значительным рабочим параметрам облегчают разработку сложных забоев при крутом падении и при невыдержанном залегании пластов.

Разработка ступенчатым уступом при благоприятных условиях позволяет извлекать различные типы и сорта при минимальных потерях и разубоживании полезного ископаемого. Этот метод применяют при разработке ценных руд и углей.

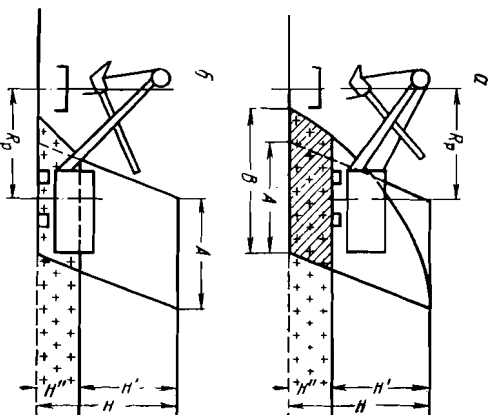


Рис. 82. Схема отработки ступенчатым забоем

Впервые сложная селективная экскавация была применена на Магнитогорском руднике. При сложной селективной экскавации приемы внутризабойной сортировки рудной массы сочетаются с попутной отгрузкой трехбуемых руд. Внутризабойная экскаваторная сортировка состоит из подготовки и собственно сортировки. Подготовка к сортировке включает подготовку забоя, а также выбор места для размещения отсортированной массы и негабаритов. При подготовке забоя удаляются нависы, заколы, чем предупреждаются самопроизвольное обрушение отдельных разнородных участков.

Собственно сортировка заключается в обособленной выемке и погрузке разнородной массы. Сортировка может осуществляться методами: управляемого обрушения; раздельной выемки и комбинационной.

Управляемое обрушение осуществляется подработкой нижней части забоя в порядке, зависящем от расположения полезного ископаемого в раваде.

Раздельная выемка достигается регулированием толщины стружки и степени наполнения ковша. Отработка забоя начинается, как правило, с верхних слоев. На рис. 83 показана схема отработки забоя при раздельной выемке полезного ископаемого трех сортов: первого, второго и третьего.

К комбинированным (рис. 84) относят методы постоянной сортировки, сортировки по фракциям, комбинацию раздельной выемки с управляемым обрушением. Комбинированные методы применяют

в забоях со сложной структурой. Сложную селективную экскавацию успешно используют на предприятиях черной, цветной и редкометаллической промышленности.

Высокое качество отгружаемой руды при разработке сложных забоев достигается не только за счет правильного выбора приемов

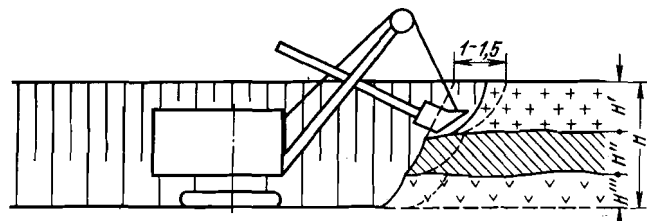


Рис. 83. Схема отработки забоя при раздельной выемке

сортировки и порядка разработки забоя. Необходимо также тщательно подготовить забой к взрыву, произвести раздельное рыхление, правильно установить экскаватор в забое и применить мобильный транспорт. При раздельной выемке целесообразно свободное время при ожидании транспортных средств использовать для подготовки и сортировки горной массы в забое. Необходимо также правильно

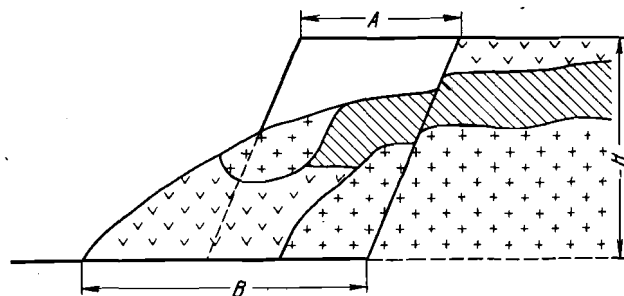


Рис. 84. Схема отработки забоя при комбинированной выемке

подобрать емкость ковша. Снижение производительности экскаватора с ковшом меньшей емкости может быть компенсировано повышением качества отгружаемой руды и уменьшением потерь и разубоживания.

Всесторонний учет горногеологических условий залегания, правильный выбор выемочных и транспортных средств, а также подбор соответствующих методов разработки обеспечивают извлечение полезного ископаемого с максимальной экономической эффективностью.

§ 6. Технологические параметры драглайнов

Шагающие драглайны (тип III) имеют ковши емкостью от 4 до 80 м³ и более и стрелу длиной до 100 м. Драглайны предназначены для перевалки мягких, рыхлых или хорошо разрыхленных

Технологические параметры драглайнов

| Показатели | Драглайн | | | | |
|--|----------|---------|-----------|-----------|-----------|
| | ЭП-4/40 | ЭП-6/60 | ЭП-15/90А | ЭП-25/100 | ЭП-50/125 |
| Емкость ковша, м ³ | 4 | 6 | 15 | 25—30 | 50 |
| Длина стрелы, м | 40 | 60 | 90 | 100 | 125 |
| Наибольшая высота разгрузки, м | 15 | 24 | 37 | 41 | 52 |
| Наибольший радиус, м: | | | | | |
| разгрузки | 38 | 56 | 82 | 95 | 120 |
| черпания | 38 | 56 | 82 | 95 | 121 |
| Наибольшая глубина черпания, м | 16 | 35 | 41 | 48 | 58 |
| Радиус вращения кузова, м | 8,85 | 13,2 | 18,5 | 24 | — |
| Ширина хода, м | 7,4 | 13,8 | 20 | 27,7 | — |
| Вес, т | 180 | 582 | 1600 | 2700 | 4300 |
| Удельное давление лыж на грунт, кг/см ² | 1,05 | 1,4 | 2,45 | 1,8 | 1,8 |
| Преодолеваемый уклон, град | 12 | 10 | 7 | 7 | 7 |
| Техническая продолжительность цикла, сек | 55 | 60 | 63 | 65 | 70 |

скальных пород. В отдельных случаях при емкости ковша 4—6 м³ их применяют для погрузки породы в транспортные сосуды. Технологические параметры некоторых драглайнов приведены в табл. 29.

К основным технологическим параметрам драглайнов относятся: рабочие параметры, вес, габариты и преодолеваемый уклон. Основные рабочие параметры: радиусы черпания и разгрузки, высота и глубина черпания, высота разгрузки. На рис. 85 показаны рабочие параметры драглайна.

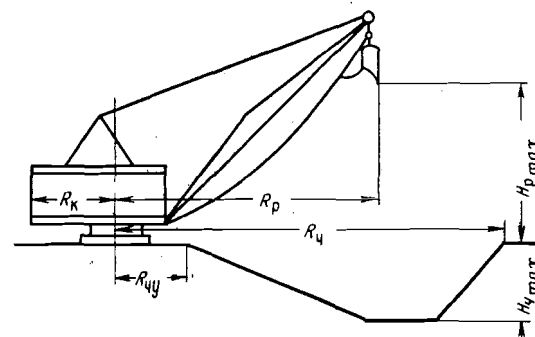


Рис. 85. Рабочие параметры драглайна

У драглайнов различают радиус черпания без заброса ковша R_p и с забросом $R_ч$. Величина заброса зависит от веса ковша, длины и угла наклона стрелы, а также от опыта машиниста. При забросе подъемный канат отклоняется от вертикали на угол 15—20°. Дальность заброса достигает 1/4 длины стрелы. Схемы работы драглайнов с забросом ковша используют при проходке траншей большого сечения, очистке уступа полезного ископаемого от прилипшей породы при перевалке ее в выработанное пространство и других выемочных

работах в сложных условиях. Увеличение радиуса черпания за счет заброса ковша чаще используется у драглайнов с большой емкостью ковша. В этом случае дальность заброса достигает 12—15 м. Глубина черпания $H_ч$ — вертикальное расстояние от горизонта установки драглайна до дна разрабатываемой выработки.

Максимальная высота разгрузки $H_{р\max}$ зависит от длины стрелы и угла ее наклона. Обычный наклон стрелы составляет 20—35°. В большинстве случаев драглайны имеют шагающий ход, реже — гусеничный. Преодолеваемый уклон достигает 7—12°. Удельное давление на грунт невысокое и равно 1—2 кг/см².

Ковш драглайна внедряется в забой под действием собственного веса. Поэтому драглайны применяют при разработке мягких пород; при разработке полускальных и скальных пород они должны быть хорошо разрыхлены. Однако даже при этих условиях работа драглайнов в скальных породах малоэффективна из-за плохого наполнения ковша и быстрого износа его.

Драглайны широко применяют при разработке угольных, железорудных и россыпных месторождений. Большие объемы работ выполняются драглайнами на строительстве каналов, дорог и гидросооружений.

§ 7. Схемы работы и параметры забоя драглайнов

Форма и размеры забоя драглайна в основном определяются его рабочими параметрами. Забой драглайна обычно располагают

с торца уступа и только в редких случаях — с откоса. Профиль забоя драглайна криволинейный, соответствующий траектории ковша с гибкой канатной связью. Расчетный угол откоса забоя драглайна составляет не более 40—60°. На рис. 86 показана схема к определению параметров забоя драглайна при перевалке породы.

Высоту забоя при нижнем черпании устанавливают по глубине черпания, учитывая, что драглайн на кровле уступа должен находиться за

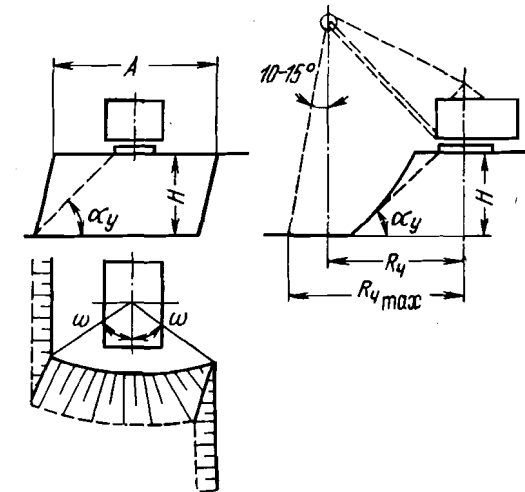


Рис. 86. Схема к определению параметров забоя драглайна при перевалке породы

призмой обрушения. При верхнем черпании высота уступа не должна превышать 0,8 высоты разгрузки, чтобы исключить задевание ковша за уступ при поворотах драглайна.

Ширину забоя драглайна обычно принимают с таким расчетом, чтобы при черпании углы разворота экскаватора в каждую сторону от оси ω_1 и ω_2 не превышали 45°:

$$A = R_ч (\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м.} \quad (\text{X},19)$$

Наиболее часто драглайны применяют при разработке горизонтальных и пологих залежей для непосредственной перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. Такие технологические схемы имеют ряд достоинств, так как драглайны могут работать как с нижним, так и с верхним черпанием; имеют больший радиус черпания и разгрузки; допускают установку на свежееотсыпанных отвалах; могут поочередно использоваться для вскрышных и добычных работ.

На рис. 87 показаны схемы расположения драглайна на уступе при перевалке породы.

Драглайн может располагаться: на кровле пласта — и уступ обрабатывается только верхним черпанием; на промежуточной площадке вскрышного уступа — и уступ обрабатывается нижним и верхним черпанием; на кровле вскрышного уступа — и уступ обрабатывается только нижним черпанием; на временном отвале. Во всех этих схемах ограничивающим фактором является радиус разгрузки. Поэтому для увеличения мощности вскрыши, обрабатываемой драглайном, его необходимо располагать ближе к выработанному пространству.

Относительную характеристику расположения драглайна можно получить, если радиус разгрузки условно разделить на две части $R_p^з$ — перекрывающую забойное пространство; $R_p^о$ — перекрывающую отвальное пространство. Таким образом, чем больше величина $R_p^о$, тем ближе драглайн расположен к выработанному пространству.

Первая схема (рис. 87, а) имеет минимальное значение $R_p^з$ и максимальное значение $R_p^о$ при $L = 0,5C_x$:

$$R_{p\min}^з = 0,5C_x + a + h_а, \text{ м;} \quad (\text{X},20)$$

$$R_{p\max}^о = R_p - 0,5C_x - a - h_а, \text{ м.} \quad (\text{X},21)$$

При этой схеме обеспечивается размещение вскрыши в выработанном пространстве при наиболее широких заходках, наличии свободных полос $П_c$ между нижними бровками добычного и отвального уступов. Высота уступа не должна превышать 0,8 H_p . По условию размещения вскрыши в выработанном пространстве высота уступа может иметь величину

$$H = \frac{H_о - \frac{A}{4} \text{tg } \beta}{k_p}, \text{ м.} \quad (\text{X},22)$$

Максимальная высота отвала $H_о$ складывается из высоты разгрузки H_p и мощности добычного уступа h . Но так как ограничи-

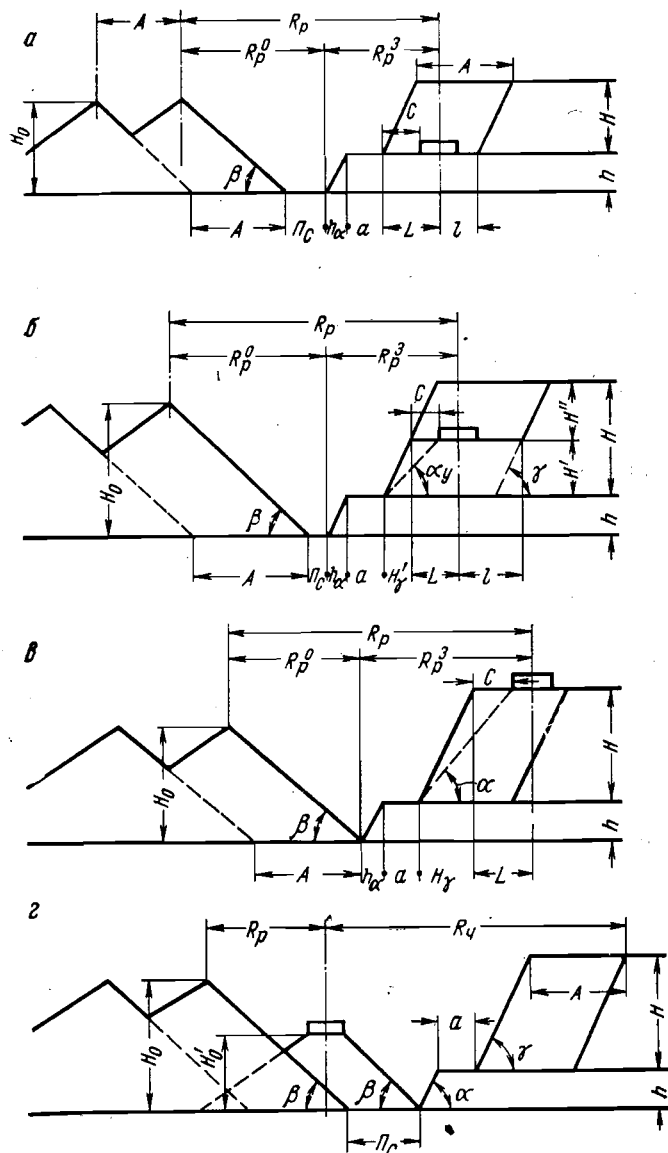


Рис. 87. Схемы расположения драглайна на уступе при перевалке породы

вающим фактором является не высота, а радиус разгрузки, то возможную высоту отвала необходимо определять из условия

$$R_p = 0,5C_x + a + h_x + \Pi_c + H_o \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (\text{X},23)$$

откуда

$$H_o = (R_p - 0,5C_x - a - h_x - \Pi_c) \operatorname{tg} \beta, \text{ м}. \quad (\text{X},24)$$

Схема с верхним черпанием целесообразна при емкости ковшей у драглайнов не менее 6—10 м³. В противном случае небольшой вес ковша не обеспечивает хорошее наполнение его породой.

Вторая схема (рис. 87, б) по сравнению с первой позволяет драглайну обрабатывать вскрышной уступ с большей высотой. Однако при этой схеме уменьшается R_p^0 , что приводит к сокращению емкости внутреннего отвала. Высота верхнего подступа не должна превышать $0,8H_p$. Разделение вскрыши на подступы может быть произведено в соответствии с потребностями селективной разработки уступа или укладки породы в отвалы.

Для этой схемы

$$R_p^0 = R_p - 0,5C_x - a - H'_\gamma - h_x - C, \text{ м}, \quad (\text{X},25)$$

где H'_γ — горизонтальное проложение откоса нижнего подступа, м.

По условию размещения породы в выработанном пространстве высота отвала может быть определена по формуле

$$H_o = (R_p - \Pi_c - h_x - a - H'_\gamma - 0,5C_x - C) \operatorname{tg} \beta, \text{ м}. \quad (\text{X},26)$$

Для увеличения высоты вскрышного уступа, который можно обработать по этой схеме, необходимо уменьшить ширину заходки, сократить или ликвидировать свободную полосу Π_c . Возможная мощность вскрыши зависит также от высот подступов H' и H'' .

При третьей схеме (рис. 87, в) исключается малоэффективное верхнее черпание. Однако величина R_p^0 становится наименьшей, поэтому емкость внутреннего отвала сокращается до минимальной величины.

Для этой схемы

$$R_p^0 = R_p - 0,5C_x - H_\gamma - a - h_x - C, \text{ м}; \quad (\text{X},27)$$

$$H_o = (R_p - 0,5C_x - H_\gamma - a - h_x - \Pi_c - C) \operatorname{tg} \beta, \text{ м}, \quad (\text{X},28)$$

где H_γ — горизонтальное проложение откоса вскрышного уступа, м.

Высота уступа не должна превышать глубину черпания. Для увеличения емкости внутреннего отвала сокращают ширину свободной полосы Π_c , а где возможно транспортную полосу располагают на кровле добычного уступа. При четвертой схеме (рис. 87, г) драглайн располагается на временном отвале в выработанном пространстве. Поэтому емкость внутренних отвалов увеличивается.

Высота отвала не должна превышать

$$H_o = H_\gamma + H''_o. \quad (\text{X},29)$$

По условию размещения породы в выработанном пространстве высота отвала может быть определена

$$H_0 = (R_p + R_q - \Pi_c - h_a - a - H_\gamma - A) \operatorname{tg} \beta, \text{ м.} \quad (\text{X},30)$$

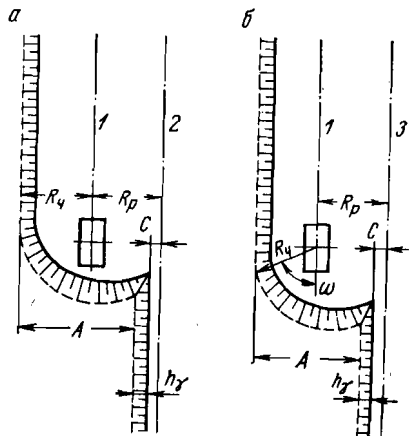


Рис. 88. Схемы к определению параметров забоя драглайна при погрузке породы: 1 — ось хода драглайна; 2 — ось железнодорожного пути; 3 — ось автомобильной дороги

Мощность обрабатываемой вскрыши при этой схеме можно регулировать изменением высоты и положения временного отвала, а также ширины свободной полосы Π_c .

При работе драглайнов с погрузкой породы на транспорт ширину заходки можно определять по следующим формулам:

при железнодорожном транспорте, когда требуется максимально возможная ширина заходки с целью сокращения числа передвижек железнодорожных путей (рис. 88, а),

$$A = R_q + R_p - C - h_\gamma, \text{ м,} \quad (\text{X},31)$$

где C — расстояние от верхней бровки уступа до оси железнодорожного пути, м;

h_γ — горизонтальное проложение уступа, м; при автомобильном транспорте (рис. 88, б)

$$A = R_q(1 + \sin \omega) - C - h_\gamma, \quad (\text{X},32)$$

где ω — угол поворота экскаватора от оси в нерабочую сторону ($30-45^\circ$), град.

§ 8. Распределение сменного, суточного и годового времени экскаваторов

Сменное время экскаватора разделяется на рабочее и простои.

В рабочее время экскаватора входят затраты времени на погрузку породы, на смену груженных транспортных средств погрузки, а также на регламентированное ожидание транспорта.

Простои экскаваторов в течение смены делят на неизбежные и устранимые. К первым относят задержки и перерывы в работе, обусловленные технологическим процессом или конструктивными особенностями экскаватора, а также вспомогательными работами. Неизбежные простои включают также затраты времени на прием и сдачу смены, на ремонт и смазку экскаватора, на очистку ковша и т. п. К устранимым относятся простои, вызванные организационными причинами: ожидание транспорта сверх нормативного времени, аварии на путях, перебои с подачей электроэнергии, аварии на экска-

ваторе и т. п. Эти простои при хорошей организации работы могут совершенно отсутствовать или быть сведены до минимума.

Горногеологические и технологические условия работы экскаватора, а также уровень организации производства характеризуются коэффициентом использования сменного времени экскаватора на чистой работе ($k_{ис}$):

$$k_{ис} = \frac{t_{ч.р}}{t}, \quad (\text{X},33)$$

где t — сменное время, ч;

$t_{ч.р}$ — продолжительность работы экскаватора только на погрузке, ч.

Значения коэффициента $k_{ис}$ в зависимости от условий работы экскаватора приведены ниже.

| | |
|---|----------|
| Погрузка на конвейерный транспорт | 0,7—0,9 |
| Погрузка на железнодорожный транспорт | 0,4—0,7 |
| Погрузка на автотранспорт | 0,6—0,8 |
| Работа по бестранспортной схеме | 0,7—0,95 |

Распределение суточного времени зависит в основном от продолжительности смены и числа рабочих смен в сутки. При 7—8-часовой смене может быть принята трехсменная или двухсменная работа в сутки. Обычно для мощного и дорогостоящего оборудования принимают трехсменную работу, что позволяет повысить суточную производительность экскаватора и уменьшить себестоимость выемки 1 м^3 породы за счет амортизационных отчислений. Годовое время экскаватора распределяется на рабочее время и простои из-за праздников и выходных дней, производства капитального, среднего и текущего ремонтов, из-за непогоды и т. д.

Виды и продолжительность ремонтов экскаваторов регламентируются специальными нормативами. Капитальный ремонт производится через 4 года и продолжительность его составляет 20—70 дней, средний ремонт — через 2 года и продолжительность его составляет 10—50 дней, годовой ремонт производится ежегодно и продолжительность его 7—40 дней, текущие ремонты производятся ежемесячно и продолжительность их 2—6 дней.

Продолжительность ремонта определяется в зависимости от состояния и модели экскаватора, а также состояния ремонтной базы, наличия запасных узлов и частей. Чередование ремонтов: в первый год — годовой ремонт, во второй год — средний, в третий год — годовой, в четвертый — капитальный. Таким образом, ремонтный цикл составляет 4 года, а средняя продолжительность простоев за один год 63 дня.

Если учесть простои экскаваторов в праздники, выходные дни и во время перегонов в новые забои, то число рабочих дней в году составляет от 160 до 220.

Число рабочих дней в году на один списочный экскаватор зависит от климатических условий, модели экскаватора, состояния ремонтной

базы и организации работ. Фактическое распределение годового времени по некоторым бассейнам приведено в табл. 30.

Таблица 30
Фактическое распределение годового времени экскаваторов (в днях)

| Показатели | Южный Урал | Северный Урал | Кузбасс | Восточная Сибирь | Дальний Восток | Караганда |
|--|------------|---------------|---------|------------------|----------------|-----------|
| Капитальные, средние, годовые и текущие ремонты | 84 | 62 | 62 | 85 | 69 | 46 |
| Простои по различным причинам | 31 | 61 | 90 | 72 | 57 | 61 |
| Всего рабочих дней при непрерывной рабочей неделе и круглогодовой работе | 223 | 226 | 193 | 216 | 219 | 245 |

§ 9. Производительность однокорпусных экскаваторов

Производительность экскаватора называется его выработка за единицу времени. Она определяется по объему горной массы в плотном теле или по весу горной массы и измеряется за один час, сутки, смену, месяц и год ($м^3/ч$, $т/ч$, $м^3/месяц$ и т. д.).

Производительность экскаватора рассчитывают: для определения норм выработки; необходимого парка экскаваторов; сравнения различных конструкций экскаваторов между собой; установления состояния оборудования, степени организации работ путем сравнения расчетной и фактической производительности.

Различают годовую выработку на списочный и рабочий экскаватор. В списочный состав парка включаются экскаваторы, занятые не только на основных выемочно-погрузочных работах, но и на различных вспомогательных операциях (погрузке на складах, строительстве сооружений, проходке канав и каналов и т. д.). В списочный состав включаются также экскаваторы, находящиеся в ремонте.

Производительность на списочный экскаватор дает исчерпывающее представление об организации работ, качестве обслуживания, квалификации машинистов и позволяет установить использование всего экскаваторного парка в целом на карьере. За исходную производительность экскаватора принимается часовая, так как, зная ее величину и число часов работы в смену и сутки, легко определить сменную, суточную и годовую производительности экскаватора.

Различают теоретическую, техническую и эксплуатационную производительности экскаватора.

Теоретическая производительность экскаватора Π_0 учитывает только конструктивные его данные и определяется по формуле

$$\Pi_0 = 60En, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (X,34)$$

где E — геометрическая емкость ковша экскаватора, $м^3$;
 n — конструктивное расчетное число циклов в минуту.

Так как

$$n = \frac{60}{t_{ц.т}},$$

то формулу можно записать в следующем виде:

$$\Pi_0 = \frac{3600}{t_{ц.т}} E, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (X,35)$$

где $t_{ц.т}$ — теоретическая продолжительность цикла, *сек.*

Теоретическая продолжительность цикла определяется расчетным путем, исходя из конструктивных данных экскаватора, при высоте забоя, равной высоте расположения напорного вала, угле поворота $\beta = 90^\circ$ и разгрузке породы в отвал. Теоретическая продолжительность цикла указывается в паспорте экскаватора.

Техническая производительность учитывает условия работы экскаватора в забое и является максимально возможной для данной модели при непрерывной работе в конкретных условиях. Она является исходной для определения эксплуатационной производительности экскаватора.

Техническая производительность экскаватора определяется по формуле

$$\Pi_T = \frac{3600Ek_n}{t_{ц}k_p}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (X,36)$$

где k_n — коэффициент наполнения ковша экскаватора;

k_p — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;

$t_{ц}$ — техническая продолжительность цикла, т. е. продолжительность цикла в данных условиях, *сек.*

Коэффициенты разрыхления породы в ковше экскаватора приведены ниже.

| | |
|---|----------|
| Чистый песок и гравий | 1,1—1,2 |
| Суглинистый и супесчаный грунт | 1,2—1,25 |
| Глина и плотная глина с галькой | 1,3—1,4 |
| Щебенистый грунт | 1,4—1,45 |
| Валунчатые речные отложения | 1,4—1,6 |
| Глинистый сланец или глыбовая порода, добываемая без взрывных работ | 1,4—1,6 |
| Скалистый грунт в зависимости от крепости | 1,8—2,5 |

Коэффициенты наполнения ковша приведены в табл. 31.

Техническая продолжительность цикла по сравнению с теоретической при разгрузке невязких пород в вагоны нормальной емкости увеличивается примерно на 6—12%. В вязких грунтах продолжительность цикла увеличивается примерно в 2 раза. Средняя продолжительность цикла при работе экскаватора ЭКГ-4,6 составляет 25—34 *сек.*, драглайна ЭШ-14/75 — 50—70 *сек.* Техническая производительность экскаватора, как максимально возможная, служит критерием для оценки работы экскаватора в данных условиях.

Таблица 31
Коэффициенты наполнения ковша экскаватора

| Наименование пород | Коэффициент наполнения | |
|--|------------------------|----------------|
| | для лопат | для драглайнов |
| Легкие, влажные пески, суглинки | 1,1—1,0 | 1,05—0,9 |
| Речник неплотный, песчано-глинистый с галькой | 1,0—0,8 | 0,9—0,7 |
| Глинистые легкие и суглинистые породы средней плотности и вязкости | 1,0—0,75 | 0,9—0,6 |
| Плотные и вязкие глинистые породы | 0,8—0,6 | 0,7—0,4 |
| Плотные песчано-глинистые породы с галькой и валунами | 0,7—0,6 | — |
| Удовлетворительно взорванные скальные породы | 0,75—0,6 | — |
| Плохо взорванные скальные породы | 0,6—0,4 | — |

Эксплуатационная производительность экскаватора учитывает не только конкретные условия, но также использование экскаватора во времени и определяется по формуле

$$P_э = \frac{3600Ek_n}{t_c k_p} k_{ис}, \quad (X, 37)$$

где $k_{ис}$ — коэффициент использования экскаватора на чистой работе.

В табл. 32 приведены примерные значения коэффициента использования экскаваторов.

Таблица 32
Примерные значения коэффициента использования экскаваторов

| Транспорт | Схема подачи транспортных средств | Коэффициент использования |
|-----------------|-----------------------------------|---------------------------|
| Конвейерный | Поточный | 0,7—0,9 |
| | Автомобильный | Поточный |
| Железнодорожный | Тупиковый | 0,6—0,7 |
| | Поточный | 0,7—0,8 |
| | Тупиковый | 0,4—0,6 |

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_{см} = P_э t, \quad (X, 38)$$

где t — продолжительность смены, ч.

Суточная $P_{сут}$, месячная $P_{мес}$ и годовая $P_{год}$ эксплуатационные производительности экскаватора определяются соответственно по формулам:

$$P_{сут} = P_{см} n_{см}, \quad м^3/сутки; \quad (X, 39)$$

$$P_{мес} = P_{сут} n_{сут}, \quad м^3/месяц; \quad (X, 40)$$

$$P_{год} = P_{сут} N, \quad м^3/год, \quad (X, 41)$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки;

$n_{сут}$ — число рабочих суток в месяц;

N — число рабочих дней в году.

Пример. Рассчитать производительность одноковшового экскаватора для условий: экскаватор ЭКГ-4,6 с ковшом емкостью 4,6 м³, техническая продолжительность цикла $t = 25$ сек, коэффициент наполнения ковша $k_n = 0,8$, коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора $k_p = 1,4$, коэффициент использования сменного времени экскаватора $k_{ис} = 0,58$.

Техническая производительность экскаватора будет

$$P_T = \frac{3600}{25} \cdot \frac{4,6 \cdot 0,8}{1,4} = 378 \quad м^3/ч.$$

Часовая эксплуатационная производительность экскаватора

$$P_э = 378 \cdot 0,58 = 220 \quad м^3/ч.$$

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора

$$P_{см} = 220 \cdot 7 = 1540 \quad м^3/смену.$$

Суточная эксплуатационная производительность экскаватора при трехсменной работе

$$P_{сут} = 1540 \cdot 3 = 4620 \quad м^3/сутки.$$

Годовая производительность экскаватора при прерывной рабочей неделе (240 рабочих дней)

$$P_{год} = 4620 \cdot 240 = 1110 \quad тыс. \quad м^3/год.$$

Годовая производительность экскаватора при непрерывной рабочей неделе (292 рабочих дня)

$$P_{год} = 4620 \cdot 292 = 1350 \quad тыс. \quad м^3/год.$$

Средняя фактическая производительность рабочих экскаваторов на некоторых карьерах Советского Союза приведена в табл. 33.

Таблица 33
Фактическая производительность экскаваторов на некоторых карьерах Советского Союза (1966 г.)

| Карьер, разрез | Экскаватор | Емкость ковша, м ³ | Условия работы | Годовая производительность, тыс. м ³ |
|---------------------------------|------------|-------------------------------|--------------------------------------|---|
| Карпинские (угольные) | ЭКГ-4 | 4 | На отвале | 2166 |
| | ЭКГ-4 | 4 | Погрузка в железнодорожный транспорт | 1397 |
| Волчанские (угольные) | ЭКГ-4 | 4 | На отвале | 2273 |
| | ЭКГ-4 | 4 | Погрузка в железнодорожный транспорт | 1509 |
| Комбинат Ураласбест | ЭКГ-8 | 8 | На отвале | 2610 |
| | ЭКГ-4 | 4 | Погрузка в железнодорожный транспорт | 1500 |
| НКГОК Тургайское рудоуправление | ЭКГ-4 | 4 | Погрузка в автотранспорт | 744 |
| | ЭШ-15/90 | 15 | Переэкскавация | 2600 |
| Чкаловский ГОК | ЭШ-15/90 | 15 | То же | 3000 |
| | ЭКГ-4,6 | 4,6 | Погрузка в автотранспорт | 1350 |
| Бачатский | ЭКГ-4 | 4 | Погрузка в железнодорожный транспорт | 809 |
| Кумертауский | ЭКГ-8 | 8 | То же | 1164 |

Максимальные годовые производительности экскаваторов на карьерах значительно выше средних. Так, наибольшая годовая производительность экскаватора ЭКГ-4 по тресту Вахрушевуголь при погрузке породы в железнодорожный транспорт составила 1800 тыс. м³, при погрузке угля на конвейер — 1600 тыс. т, при выгрузке породы в отвал — 2600 тыс. м³.

Производительность экскаваторов на карьерах по сравнению с 1950 г. увеличилась в 2,5—3 раза, что объясняется не только применением более мощных машин, но также улучшением организации работ на карьерах.

§ 10. Факторы, влияющие на производительность экскаваторов

На производительность экскаваторов оказывает влияние большое число факторов, которые можно разделить на конструктивные, горногеологические и организационно-технические.

К конструктивным параметрам экскаватора относятся: размер рабочего оборудования, мощность двигателей, рабочие скорости, кинематические схемы, емкость ковша, его форма и т. д.

Конструктивные параметры обычно не изменяются непосредственно на карьере. Исключением является навеска ковшей различной емкости при работе некоторых моделей экскаватора в разных условиях.

К горногеологическим факторам относятся: прочность пород, качество разрыхления и ее обводненность и т. д. Чем мягче порода и лучше она разрыхлена, тем меньше времени требуется для заполнения ковша при черпании и, следовательно, выше производительность экскаватора. Обводненность пород затрудняет передвижение экскаватора или другого вида транспорта; в зимнее время она способствует намерзанию породы на ковш и корпус экскаватора и снижает его производительность. Затрудняется заполнение ковша и резко увеличивается время разгрузки при работе экскаватора в жирных глинах. Увеличивается время черпания при погрузке крупных кусков в скальных породах, а также ухудшается наполнение ковша за счет образования пустот. Значительно уменьшается производительность экскаватора при селективной погрузке за счет затрат времени на выборку полезного ископаемого.

Физико-механические свойства пород влияют на производительность экскаватора за счет разных коэффициентов разрыхления и наполнения ковша. Следует отметить, что коэффициент наполнения ковша зависит не только от физико-механических свойств породы. На величину его оказывают влияние форма и емкость ковша, квалификация машиниста, качество рыхления и др.

К организационно-техническим факторам относятся: размеры забоя, вид транспорта, организация работ на уступе и в карьере, квалификация машиниста экскаватора и т. д. При небольшой высоте забоя для заполнения ковша экскаватора требуется производить два-три черпания. Поэтому минимальная высота уступа должна быть

не менее высоты расположения напорного вала. Значительная высота уступа повышает опасность работы из-за возможности внезапных обрушений. Осторожная работа, дополнительный осмотр и наблюдение за забоем в этих условиях уменьшают время чистой работы на погрузке. От ширины забоя зависит продолжительность поворота экскаватора, которая занимает 60—70% времени всего рабочего цикла. Поэтому уменьшение до известного предела ширины забоя снижает средний угол поворота экскаватора. Уменьшение его на угол 15° позволяет увеличить производительность экскаватора примерно на 10%. Однако к уменьшению ширины забоя целесообразно прибегать при погрузке породы в автотранспорт. При железнодорожном транспорте для увеличения шага переукладки путей и повышения съема породы с 1 м пути ширину забоя назначают обычно максимально возможной.

Пример. Продолжительность цикла экскаватора зависит в значительной мере от квалификации машиниста. Лучшие машинисты экскаватора, совмещая отдельные операции цикла и соблюдая целесообразную последовательность в разработке забоя, увеличивают производительность экскаватора за счет снижения продолжительности цикла. Кроме того, передовые машинисты за счет хорошего знания экскаватора, своевременного ремонта и добросовестного ухода за ним значительно сокращают простои и увеличивают выработку на экскаватор. Так, при погрузке породы экскаватором ЭКГ-4,6 в думпкары на карьере комбината Ураласбест продолжительность цикла у передового машиниста составила 27,1 сек, у других машинистов она составляла от 29,3 до 38,0 сек.*

Производительной работе экскаваторов способствует следующее.

1. Изучение механического и электрического оборудования, своевременный ремонт и смазка экскаватора, содержание его в исправности и чистоте.
2. Правильная установка экскаватора в забое относительно пункта разгрузки.
3. Освоение оптимальных режимов работы экскаватора и применение целесообразных приемов черпания и разгрузки.
4. Совмещение операций рабочего цикла, выполнение вспомогательных работ в период ожидания порожних составов или автосамосвалов.
5. Строгое соблюдение Правил технической эксплуатации (ПТЭ) для электромеханического оборудования и Правил безопасности при экскаваторных работах.

От организации работ на уступе и в целом на карьере зависит использование сменного и годового времени. Руководители участков и смен должны тщательно изучать условия работы, предварительно планировать и увязывать все вспомогательные работы. Это способствует увеличению выработки экскаватора на 100—150 тыс. м³ в год.

Вид транспорта — один из важнейших факторов, определяющих производительность одноковшовых экскаваторов и оказывающих влияние не только на продолжительность цикла экскаватора, но и на его использование во времени. При экскаваторной погрузке в средства транспорта подвижной состав должен быть прочным, чтобы выдерживать удары кусков породы. Схема развития путей на уступе и в карьере должна обеспечивать минимальное время обмена груженых составов порожними. При соотношении емкости

* По данным инж. Г. Б. Дайбера.

кузова транспортного сосуда и емкости ковша экскаватора меньше 3—4 увеличивается длительность разгрузки ковша за счет более тщательной установки его под кузовом. При погрузке на ленточный конвейер емкость забойных бункеров может снижаться до 1,5-кратной емкости ковша экскаватора. В этом случае при работе бункер все время находится под навалом угля, чем сокращается время на тщательную установку ковша при разгрузке. Влияние вида транспорта на использование экскаватора во времени характеризуется коэффициентом влияния транспорта $k_{тр}$, определяемого по формуле

$$k_{тр} = \frac{t_{пор}}{t_{пор} + t_{об}}, \quad (X,42)$$

где $t_{пор}$ — время погрузки состава или автосамосвала; мин;
 $t_{об}$ — время обмена груженого состава на порожний, мин.

При автомобильном и конвейерном транспорте этот коэффициент близок к единице; при железнодорожном транспорте он составляет 0,5—0,7. Уменьшение времени обмена достигается за счет приближения обменного пункта, улучшения состояния транспортных путей и правильного сочетания количества транспортного и погрузочного оборудования.

Качество разрыхления породы зависит не только от физико-механических свойств породы, но и от способа ведения и организации буровзрывных работ. Оценка качества взрыва производится по форме навала, крупности материала и степени дробления нижней части забоя. Крупность отдельных кусков породы должна допускать прохождение их через ковш экскаватора или через приемное отверстие бункера. Этому условию удовлетворяют куски с линейными размерами a , определяемые по формуле

$$a = 0,8 \sqrt[3]{E}, \quad \text{м} \quad (X,43)$$

или

$$a = 0,8b, \quad \text{м}, \quad (X,44)$$

где E — емкость ковша, м^3 ;

b — меньшая сторона приемного отверстия бункера или дробилки, м.

Особенно жесткие условия предъявляются к крупности кусков полезного ископаемого, поступающего на дробилку обогатительных фабрик; менее жесткие условия — к пустой породе, отправляемой в отвалы. При большом выходе негабаритов затрудняется черпание, затрачивается дополнительное время на разборку забоя и складирование негабаритов, ухудшается наполнение ковша. Таким образом, производительность экскаватора зависит от разнообразных факторов, изучение и анализ которых позволят выявить резервы и пути повышения производительности экскаваторов.

§ 11. Экономика выемки и погрузки пород

Основные производственные процессы при вскрышных и добычных работах на карьере находятся во взаимосвязи и составляют единый технологический процесс. Значение в экономике отдельных производственных процессов изменяется в зависимости от горнотехнических и климатических условий. Так, при разработке скальных пород резко увеличиваются затраты на бурение и взрывание.

В значительной степени затраты на выемочно-погрузочные работы зависят от качества работы смежных процессов (подготовка горной массы и транспорт). Неудовлетворительно проведенные буровзрывные работы резко увеличивают расход электроэнергии, материалов и снижают производительность экскаваторов. Плохая организация транспортных работ увеличивает простои экскаваторов и снижает их выработку. Так, на карьерах комбината Ураласбест наблюдения показали, что у одного и того же квалифицированного машиниста при работе в плохо взорванном забое производительность труда снизилась на 26%, усилия в канатах повысились на 17%, удельный расход электроэнергии увеличился на 10%, а количество переключений командоконтроллера увеличилось на 16—55%*. В среднем удельный вес выемочно-погрузочных работ в себестоимости 1 м^3 горной массы составляет от 15 до 70%. Наибольший удельный вес выемочно-погрузочные работы имеют при перевалке мягких пород в выработанное пространство.

Себестоимость экскавации 1 м^3 горной массы определяется стоимостью машино-смены. Стоимость машино-смены экскаватора, в свою очередь, является величиной переменной, зависящей от режима работы, физико-механических свойств породы и климатических условий.

Стоимость машино-смены оборудования складывается из затрат: амортизация, заработная плата, электроэнергия, ремонты, материалы и прочие расходы.

Амортизационные отчисления в год определяются по нормам. Так, годовой процент амортизации для экскаваторов модели ЭКГ-4,6 — 16,6%, ЭКГ-8 — 8%, ЭВГ-6 — 11,0%, ЭВГ-15 — 9,7%.

Размер заработной платы зависит от тарифной ставки и числа обслуживающего персонала. Так, дневной сменный заработок обслуживающего персонала по экскаваторам составляет: ЭКГ-8 — 23,18 руб., ЭВГ-6 — 27,16 руб., ЭВГ-15 — 45,18 руб., ЭШ-14/75 — 45,18 руб.

Расход электроэнергии в смену зависит от коэффициента использования во времени и условий работы. Сменный расход электроэнергии экскаваторами составляет: ЭКГ-4,6 — 700—950 *квт·ч*, ЭКГ-8 — 1500—2000 *квт·ч*, ЭКГ-15 — 4100—5300 *квт·ч*.

* По данным инж. Г. Б. Дайбера.

Стоимость электроэнергии на машино-смену в зависимости от модели экскаватора изменяется от 12 до 160 руб. При погрузке породы экскаватором ЭКГ-4,6 удельный расход электроэнергии составляет 0,2—0,25 *квт·ч/т*.

На основе практических данных стоимость ремонтов экскаваторов в процентах от первоначальной стоимости составляет: капитальные — 30—60%, средние — 15—40%, годовые — 6—10%.

Стоимость материалов (канаты, смазка, обтир и пр.) составляет около 50—70% размера заработной платы.

В целом стоимость машино-смены экскаваторов колеблется: ЭКГ-4,6 — от 95 до 100 руб., ЭКГ-8 — от 140 до 150 руб., ЭВГ-6 — от 190 до 205 руб., ЭВГ-15 — от 300 до 340 руб., ЭШ-14/75 — от 390 до 400 руб.

Себестоимость выемки и погрузки 1 м³ породы экскаваторами ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8 изменяется от 4,6 до 7 коп., а для экскаватора ЭВГ-6 она составляет около 12 коп. Себестоимость выемки и погрузки породы не остается постоянной. Под влиянием технического прогресса она ежегодно уменьшается в среднем по карьерам на 2—4%.

§ 12. Вспомогательные работы и безопасность работ при выемке и погрузке породы

На выемке и погрузке породы в настоящее время используют высокопроизводительные машины. Однако выполнение основного процесса сопровождается большим количеством вспомогательных работ, обычно плохо механизированных. Поэтому вспомогательные работы требуют значительного числа рабочих. Для выполнения их в настоящее время на карьерах задлаживается до 50% всех рабочих, занятых на выемке и погрузке породы.

К вспомогательным относят: работы по содержанию непосредственно рабочего места (оборка уступа, очистка железнодорожных путей от просыпавшейся породы, переноска кабеля вслед за экскаватором, очистка ковшей и корпуса экскаватора от намерзшей и налипшей породы); работы, необходимые для выполнения последующих производственных процессов (выравнивание и планировка трассы, зачистка кровли пласта); работы по поддержанию оборудования в технически исправном состоянии (доставка смазочных материалов и запасных частей, текущие ремонты экскаваторов, доставка экскаваторов на заводы или к местам производства капитальных и средних ремонтов).

Оборка уступов от нависей производится вручную горнорабочими, обеспеченными веревками и предохранительными поясами. При выемке мягких и полускальных пород для оборки уступов могут использоваться специальные лопаты-скребки, изготавливаемые в мастерских (рис. 89). Это простое приспособление позволяет в значительной степени обезопасить и облегчить трудоемкие работы по оборке уступов.

Для механизации работ по очистке железнодорожных путей от просыпавшейся породы используются те же лопаты-скребки, надеваемые на ковши. В некоторых случаях очистка может быть произведена пятой ковша. Для этого экскаватор подъезжает ближе к пути и в контактной сети отключается напряжение. Переноска кабеля при перецепках в отключенном от напряжения состоянии осуществляется бульдозером. На небольшое расстояние кабель может перемещаться непосредственно экскаватором. Для этого на кабеле закрепляют специальные эластичные петли, за которые зацепляют зубья ковша. Трудоемкие работы по очистке ковша и корпуса экскаватора от намерзшей или налипшей породы. Обычно эти работы выполняют вручную. Для очистки ковшей большой емкости используют отбойные молотки.

Выравнивание и планировка уступов необходимы не только для достижения проектных отметок уклонов, но также и для возможности устройства транспортных коммуникаций. В крепких, плохо взорванных породах перед выравниванием уступов необходимо произвести вторичные буровзрывные работы. Для выравнивания хорошо взорванных пород, а также для планировки трасс используют бульдозеры.

Зачистку кровли пласта в зависимости от мощности покрывающих пород и залегания пласта выполняют бульдозером или драглайнами с ковшами небольшой емкости. Порода от зачистки при невозможности расположить ее в выработанном пространстве обычно перемещают к нижней кромке или подваливают на кровлю вышележащего породного уступа.

Содержание экскаватора в рабочем состоянии требует значительного расхода смазочных и обтирочных материалов, а также запасных частей. Их доставляют на специальных платформах или в автомобилях со специальными разгрузочными укосинами. Для механизации трудоемких работ при текущих ремонтах экскаваторов, которые выполняются непосредственно на уступах, применяют железнодорожные и автомобильные краны, передвижные ремонтные мастерские, гидравлические и пневматические домкраты.

Экскаваторы в мастерские или на заводы доставляют в разобранном виде по отдельным узлам. Небольшие модели экскаваторов (например, ЭКГ-4,6) могут перевозиться на заводы в собранном виде

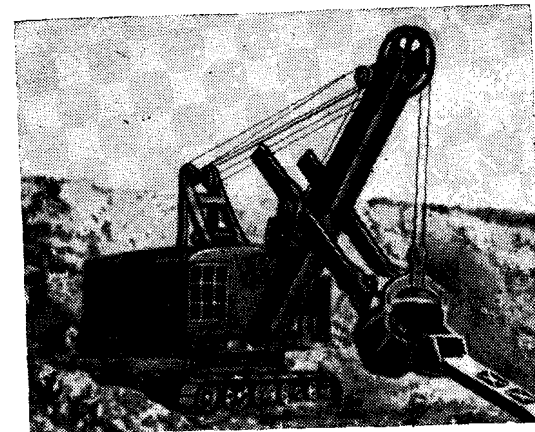


Рис. 89. Лопата-скребок при оборке уступов

в транспортном положении на специальных железнодорожных платформах (рис. 90). Строительные экскаваторы перевозят на тракторных прицепах.

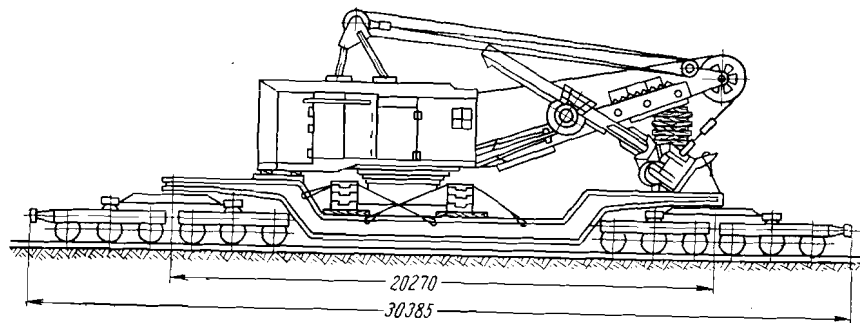


Рис. 90. Перевозка экскаватора на железнодорожной платформе

§ 13. Автоматизация одноковшовых экскаваторов

Управление современными экскаваторами является напряженным физическим трудом, требует от машиниста экскаватора внимания и значительных затрат мускульной энергии. Машинист должен мгновенно оценивать изменение условий работы, предвидеть характер движения машины при различных воздействиях органов управления, обеспечивая высокую производительность труда и предупреждая опасные и аварийные ситуации.

В связи с ростом линейных размеров экскаваторов и скорости выполнения рабочих операций управление экскаватором затрудняется. Естественным следствием этого является существенная зависимость производительности одноковшового экскаватора в сравнимых условиях от квалификации и индивидуальных особенностей машиниста — физического состояния, искусства, опыта и прочего. Как показывают многочисленные исследования, машинисты экскаваторов управляют машинами в большинстве случаев нерационально. При этом они затрачивают лишнюю мускульную и нервную энергию. Из-за несовершенства управления в отдельных узлах экскаватора (прежде всего в канатах) возникают ударные нагрузки, что обуславливает быстрый износ машины, снижает ее долговечность и надежность. Из-за сложности управления экскаватором снижаются средние скорости осуществления рабочих операций и, следовательно, увеличивается продолжительность циклов, уменьшается производительность машин. Из этого следует необходимость, перспективность и значение автоматизации управления как средства интенсификации работы и повышения эффективности работы одноковшового экскаватора, а также освобождения машиниста от тяжелого физического труда, улучшения условий его работы.

Автоматизация управления рабочим процессом одноковшового экскаватора представляет принципиальные и технические трудности,

поскольку автоматическое управление должно быть осуществлено так, чтобы при этом сохранилось важнейшее достоинство одноковшового экскаватора — его универсальность и приспособляемость к изменению ситуации. Трудности автоматизации объясняются в первую очередь спецификой работы экскаваторов, характеризующейся большой неопределенностью рабочей ситуации (например, конфигурация забоя, условия заглубления ковша и его наполнение, место разгрузки и др.). Для обеспечения универсальности одноковшового экскаватора и эффективности управления его рабочим процессом необходимо получить, переработать и использовать большой объем разнообразной информации о ходе рабочего процесса, состоянии машины, сложившейся ситуации в забое и т. д. Поэтому, несмотря на существующие недостатки ручного управления, приводящие к недоиспользованию технических возможностей машин и их перегрузкам, автоматизация управления одноковшовым экскаватором до настоящего времени не осуществлена в полной мере.

Существующие устройства автоматики решают только частные вопросы автоматизации определенных режимов или отдельных операций цикла экскавации: поддержание заданной скорости рабочего механизма в установившемся режиме; ограничение момента привода в период стопорения и в переходных режимах; поддержание заданной нагрузки подъемного двигателя механической лопаты в процессе черпания и т. д.

В настоящее время ведутся работы по созданию систем автоматического управления полным циклом одноковшового экскаватора.

Автоматизация электропривода главных рабочих механизмов экскаватора позволяет освободить машиниста от выполнения наиболее трудоемких, сложных и ответственных операций по поддержанию заданной скорости двигателя и рабочего механизма в период установившегося режима, обеспечению определенного темпа разгона и торможения двигателя, ограничению момента привода в период стопорения и в переходных режимах.

Применяемые системы автоматизированного электропривода аналогичны как для драглайна, так и для механической лопаты.

На рис. 91 показана упрощенная схема системы управления электроприводами основных механизмов экскаватора.

Каждый главный рабочий механизм *РМ* — подъем, поворот, напор или тяга — оборудуют одним или несколькими двигателями *Д* постоянного тока независимого возбуждения, работающими на общий вал механизма через механические передачи. Двигатели получают питание от генератора *Г*, напряжение которого плавно или ступенчато изменяется от нуля до полной величины; тем самым регулируется скорость двигателей. Изменение напряжения генератора производится регулированием тока обмотки возбуждения генератора, которая питается от силового магнитного усилителя *СМУ*.

Поддержание заданного значения скорости обеспечивается замкнутой статической системой автоматического регулирования. Для поддержания заданного значения регулируемой величины его

действительное значение сравнивается с заданным с помощью отрицательной обратной связи по напряжению генератора.

Механизмы подъема и напора (тяги) экскаватора работают в условиях резко переменных нагрузок, которые часто превышают номинальное значение. В отдельных случаях нагрузка может быть так значительна, что возникает опасность разрушения отдельных звеньев механических передач и элементов конструкций (например, при встрече с непреодолимым препятствием). Такой режим работы называется стопорением или работой на упор. При этом для обеспечения надежной и безаварийной работы механизма требуются снижение момента до допускаемых пределов при стопорении и известная

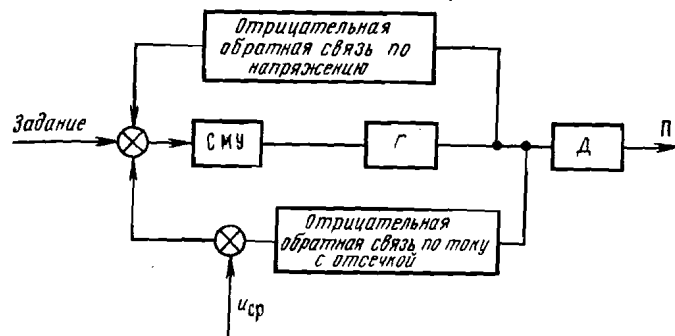


Рис. 91. Упрощенная схема системы управления электроприводами основных механизмов экскаватора

подавливать приводного двигателя (мягкость характеристики) с тем, чтобы скорость двигателя могла быть автоматически замедлена при достаточно большом увеличении нагрузки. Обеспечение такой работы электропривода, а также формирование токовой диаграммы главной цепи в переходных режимах достигаются применением отрицательной обратной связи по току главной цепи двигателя.

Когда напряжение цепи обратной связи превышает напряжение сравнения U_{cp} , в обмотке управления магнитного усилителя СМУ возникает ток, направленный навстречу току задающей обмотки, что приводит к резкому снижению напряжения генератора вплоть до полной остановки электродвигателей.

В переходных режимах токоограничивающий узел обеспечивает форсированный разгон и торможение привода с максимально допустимым током в главной цепи, что значительно сокращает время переходных процессов, способствуя снижению продолжительности цикла работы экскаватора.

Автоматизация процесса черпания механических лопат. Процесс черпания состоит из двух стадий — заглубления ковша и собственно черпания с заполнением ковша. В процессе заглубления ковш должен создавать ровную поверхность подошвы забоя, как продолжение опорной плоскости экскаватора. В процессе собственно черпания

ковш должен быть заполнен при минимальных затратах энергии за минимальное время. Управление процессом собственно черпания заключается в регулировании толщины стружки. При недостаточной толщине стружки путь, который необходимо пройти ковшу для полной его загрузки, увеличивается; при значительной толщине стружки черпание приводит к увеличению времени черпания.

Критерием, по которому машинист оценивает правильность ведения процесса черпания, является нагрузка подъемного двигателя. Однако увеличение или уменьшение нагрузки подъемного двигателя улавливается машинистом с некоторым опозданием. Это приводит к тому, что двигатель либо работает некоторое время

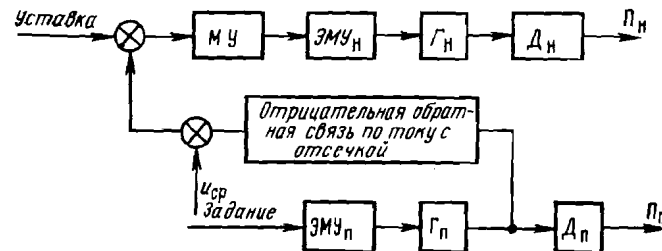


Рис. 92. Функциональная схема управления электроприводом напора мощного вскрышного экскаватора

недогруженным, либо перегружается и работает на крутой части механической характеристики; при этом резко уменьшается скорость подъема.

Максимально возможная производительность и лучшие энергетические показатели достигаются при правильном сочетании подъемного и напорного движений в процессе черпания. Это сочетание можно получить только с помощью автоматического управления процессом черпания.

В большинстве устройств автоматического управления процессом черпания используется один и тот же принцип, заключающийся в поддержании тока подъемного двигателя на заданном уровне, близком к току отсечки, за счет изменения толщины стружки посредством регулирования скорости напорного механизма в функции отклонения нагрузки подъемного механизма от заданного значения.

На рис. 92 показана функциональная схема управления электроприводом напора мощного вскрышного экскаватора.

Приводы механизмов подъема и напора управляются по системе генератор-двигатель с питанием обмотки возбуждения от электромашиного усилителя ЭМУ. Задающая обмотка ОУ электромашиного усилителя питается от промежуточного магнитного усилителя МУ. В схеме предусмотрена отрицательная обратная по току связь двигателя подъема $Дп$ с отсечкой. При перегрузке $Дп$ эта связь вступает в действие, что приводит к уменьшению скорости вращения

двигателя напора D_n . Таким образом, отклонение силы тока D_n от заданного значения, устанавливаемого напряжением сравнения U_{cp} , вызывает такое изменение скорости напора, которое ликвидирует это отклонение.

Система обеспечивает заглужение ковша в начале черпания на максимальной скорости напора. Толщина стружки увеличивается до значения, соответствующего полной нагрузке двигателя подъема. При этом сила тока возрастает, двигатель напора автоматически реверсируется и дальнейшее возрастание толщины стружки прекращается.

При встрече ковша с непреодолимым препятствием система реагирует значительно быстрее, чем машинист. Это способствует уменьшению усилий в подъемных канатах, повышению надежности работы механизмов и меньшему их износу.

Система стабилизации нагрузки подъемного двигателя позволяет снизить время заполнения ковша и при этом полнее использовать мощность подъемного двигателя, практически устранить стопорение ковша, снизить напряженность труда машиниста. По данным испытаний системы стабилизации, нагрузки подъемного двигателя позволяют снизить длительность процесса черпания до 30%. Испытания показали, что автоматическое черпание происходит удовлетворительно при разработке всех видов мягких и полускальных пород; профиль забоя на качество черпания существенного влияния не оказывает. Автоматизация процесса черпания позволяет также снизить расход электроэнергии до 10%.

Средства защиты, контроля и автоматического учета работы одноковшовых экскаваторов являются важным средством повышения их производительности, так как позволяют объективно оценивать работу машин и тем самым принимать своевременные меры к улучшению их использования.

Устройство автоматического учета работы экскаваторов как источника информации является необходимым элементом системы автоматического управления карьером, введение которой способствует оптимальному использованию имеющихся в карьере экскаваторов. Правильное определение объема работы экскаватора повышает заинтересованность обслуживающих его бригад и дает возможность улучшить организацию работ. Разработано несколько конструкций автоматических учетных станций.

При установке на драглайне учетная станция регистрирует число нормально загруженных породой ковшей, время полезной работы драглайна и суммарный угол поворота платформы. Последнее дает возможность определить средний угол поворота платформы экскаватора за смену с целью контроля за правильным ведением горных работ и условий работы драглайнов. При установке учетной станции на механической лопате регистрируется число нормально загруженных породой ковшей, количество переваленной породы, суммарный угол поворота из забоя в отвал, время полной и полезной работы экскаватора.

Структурная схема устройства автоматического учета работы одноковшовых экскаваторов, разработанного в Харьковском автодорожном институте, показана на рис. 93.

Для исключения умышленного искажения показаний, а также счета ковшей при вспомогательных работах, число ковшей подсчитывается после контроля выполнения всех операций, сопровождающих экскавацию: копание в районе забоя, поворот на заданный угол, разгрузка в районе отвала.

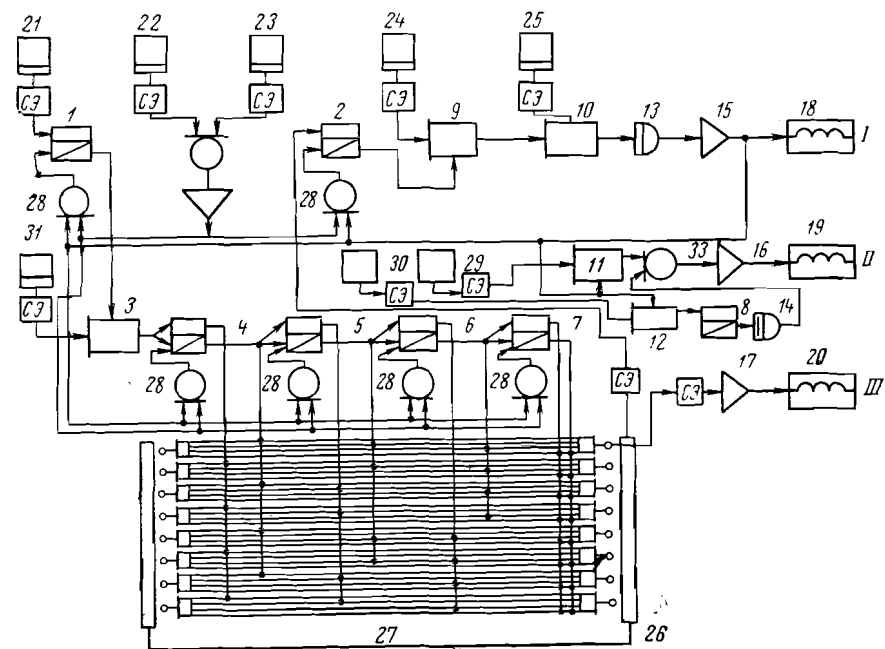


Рис. 93. Структурная схема устройства автоматического учета работы одноковшовых экскаваторов:

I — подсчет числа выгруженных ковшей; II — подсчет количества переваленного грунта; III — подсчет суммарного угла поворота; CЭ — согласующий элемент

Процесс копания контролируется по нагрузке двигателя подъема и времени ее поддержания, обеспечивающем наполнение ковша в заданном грунте.

Отсчет угла поворота платформы экскаватора производится счетной схемой, собранной на триггерах, входом которой является бесконтактный датчик оборотов, связанный с промежуточным валом механизма поворота. В качестве датчика оборотов применен бесконтактный выключатель БВК-24. Чувствительный элемент датчика укреплен на промежуточном валу редуктора механизма поворота экскаватора. При этом осуществляется дискретный отсчет угла поворота платформы с заданным периодом следования импульсов (примерно 10°). Дешифратор счетчика снабжен переключателем.

который задает минимально требуемый угол поворота платформы из забоя в отвал.

Разгрузка ковша контролируется включением двигателя открывания ковша в течение времени, достаточного для разгона этого двигателя и снятия защелки. Во избежание счета ковшей, разгруженных внутри забоя при его зачистке, установлен датчик, запрещающий счет ковшей при разгрузке в районе забоя.

Положение ковша относительно забоя контролируется по положению платформы относительно нижней рамы экскаватора, что достигается установкой бесконтактного выключателя, корпус которого жестко связан с поворотной платформой. Чувствительный

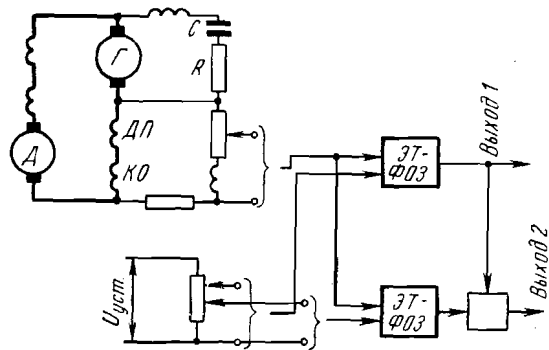


Рис. 94. Блок контроля процесса копания:
ЭР-Ф03 — транзисторный функциональный элемент;
ЭТ-В03 — транзисторный элемент времени

элемент, имеющий форму сектора, скреплен с валом (цапфой), относительно которого вращается платформа.

Определение степени загрузки ковша при сравнительно одинаковом положении ковша относительно стрелы для всех ковшей (в этом случае вес ковша одинаково разлагается вдоль канатов подъема и рукояти) существенно повышает точность взвешивания при оценке ее по степени загрузки двигателя подъема. Для исключения влияния динамической составляющей тока двигателя подъема на определение степени загрузки по токовой нагрузке этого двигателя выделяется статическая составляющая тока, которая определяется как разность полного тока двигателя подъема и его динамической составляющей. На рис. 94 показан блок контроля степени загрузки.

Сигнал, пропорциональный статической составляющей тока двигателя, сравнивается с калиброванными напряжениями установки с помощью транзисторного функционального элемента ЭТ-Ф03. Сравнение производится в момент подачи сигнала на открывание днища ковша. На выходе 1 цепи взвешивания сигнал появляется при взвешивании полного ковша, на выходе 2 — при взвешивании половины ковша (напряжение установки на этом выходе соответствует в 2 раза меньшей нагрузке ковша). Одновременное появление сигналов на двух выходах исключается элементом запрета.

Суммирование общего угла поворота из забоя в отвал осуществляется дискретно на электромеханическом счетчике (сигнал предварительно проходит усилитель 17) с помощью датчика оборотов (рис. 93). Сигналом для начала отсчета суммарного угла поворота является завершение процесса копания. Отсчет продолжается до момента разгрузки, после чего отсчитанный угол запоминается.

Время полезной работы фиксируется на электрических часах, включаемых при появлении на входе электромеханического счетчика ковшей электрических импульсов с интервалами не более полутора периодов цикла экскавации. Устройство автоматического учета работы одноковшовых экскаваторов (см. рис. 93) работает следующим образом. После завершения процесса копания появляется сигнал на выходе элемента 21, контролирующего процесс копания, который запоминается элементом памяти 1. Элемент памяти снимает запрет с логического элемента 3, разрушая контроль угла поворота платформы, осуществляемый триггерным счетчиком (триггеры 4—7) при подаче импульса с датчика оборотов 31.

Появление сигнала на переключателе 26 дешифратора 27 при достижении установленного угла поворота платформы запоминается элементом памяти 2, который в свою очередь снимает запрет с логического элемента 9, разрушая контроль загрузки ковша. Если в момент разгрузки ковша не находится в районе забоя, т. е. элемент 25 снял запрет с элемента 10, то сигнал контроля разгрузки 24 через элементы 9 и 10, формирователь 13 и усилитель 15 попадает на вход электромеханического счетчика ковшей 18. Одновременно формируется сигнал сброса (элементы 28), возвращающий схемы в начальное положение. Сигнал сброса формируется также при включении питания экскаватора (элемент 22) и включении цепей управления (элемент 23).

В момент контроля разгрузки ковша снимается запрет с элементов 11 и 12, что дает возможность сигналу элемента взвешивания полного ковша 29 через усилитель 16 попасть на вход счетчика веса 19. Сигнал с выхода элемента взвешивания половины ковша 30 попадает на счетчик веса после двукратного своего появления на выходе элемента запрета 12, что обеспечивается элементами 8, 14, 33.

Такое устройство автоматического учета, в котором применяются бесконтактные датчики и бесконтактные логические элементы типа ЭТ, выполненные в виде герметичных, залитых компаундом стандартных блоков, не чувствительных к внешним воздействиям, не требующих ухода, допускающих изменение температуры от -40 до $+50^{\circ}\text{C}$, обладает высокой надежностью и универсальностью, т. е. может быть использовано на различных одноковшовых экскаваторах.

В аналогичных устройствах автоматического учета другой конструкции датчиком загрузки ковша служит мессдоза с индуктивным датчиком (рис. 95), устанавливаемая на головке стрелы экскаватора. Деформация стрелы передается с помощью штифта и рычага на якорь,

имеющий возможность небольшого осевого перемещения. При возрастании нагрузки на стрелу якорь перемещается и в схему подается электрический сигнал, величина которого пропорциональна прогибу стрелы. Прогиб стрелы, в свою очередь, зависит от веса нагружаемого ковша.

В Казахском политехническом институте был создан аппарат для автоматического учета работы экскаватора, записывающий все движения его верхней поворотной платформы. Он состоит из двух узлов: механизма пера и протяжного механизма, присоединенного к валу двигателя поворота. Через редуктор с передаточным числом, равным передаточному числу механизма поворота экскаватора, вращение передается кривошипному диску таким образом, что скорость его вращения равна скорости вращения верхней платформы экскаватора.

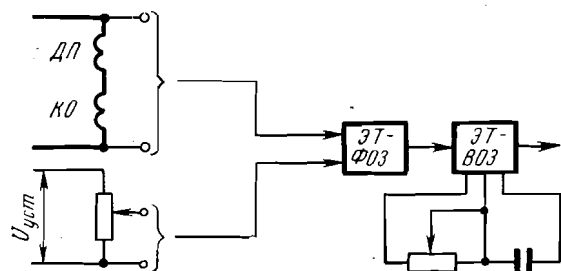


Рис. 95. Блок контроля степени загрузки ковша

Для записей поворотов экскаватора на ленте протяжного механизма вращательное движение ковша преобразуется с помощью кулисы в возвратно-поступательное движение ползуна. При расшифровке диаграммы определяется число разгруженных ковшей, чистое и полное время работы экскаватора, время простоев и т. д.

Анализ работы экскаваторов, который производится на основе данных автоматических учетных станций, позволяет контролировать работу экскаваторов, вскрывать причины низкой их производительности и принимать оперативные меры по их устранению. Это способствует увеличению производительности машин, а в результате этого и всего предприятия.

Значительные линейные размеры экскаваторов и удаленность машиниста от рабочего органа затрудняют полное использование машин. Для повышения эффективности экскаваторов сконструированы специальные промышленные телевизионные установки. Передающая камера устанавливается на стреле экскаватора, а видеоприемное устройство — в кабине машиниста. Передающая камера помещается в специальный прочный кожух, снабженный подогревателем и устройством обдува сжатым воздухом для очистки от пыли защитного стекла перед объективом. Испытания показали, что с помощью телевизионной установки машинист экскаватора быстрее

и точнее производит погрузку думпкара. Вместе с тем в ночное время эффективность использования телевизионной установки снижается из-за плохой освещенности. В настоящее время ведутся работы по созданию телевизионных установок, использующих технику инфракрасных лучей.

Для мощных драглайнов разработана система автоматической защиты головной части стрелы и направляющих блоков от «растяжки» стрелы и переподъема ковша. На валах барабанов подъемной и тяговой лебедок устанавливаются путевые командоаппараты с приводом их через понижающие редукторы. Расположением кулачков путевых командоаппаратов обеспечивается определенная последовательность переключений в цепях управления скорости двигателей подъемной и тяговой лебедок.

При достижении груженым ковшом аварийной зоны на небольшом отрезке пути возможен автоматический спуск ковша независимо от положения рукоятки задающего командоконтроллера за счет действия токовой обмотки усилителя, которая может перемагнитить генератор подъема. При подходе верхней подвески ковша к головным блокам стрелы (до 1,5 м) двигатель подъема останавливается и накладываются тормоза.

На мощных экскаваторах применяются устройства автоматического контроля уровня масла в отстойнике смазочной системы и уровня масла в системе смазки преобразовательного агрегата. Контроль производится с помощью поплавкового реле, контакты которого включены в цепи защиты и сигнализации.

Для автоматического контроля температуры подшипников преобразовательного агрегата применяют термосигнализатор, который воздействует на звуковой сигнал и при перегреве подшипников отключает агрегат. На всех мощных экскаваторах применяют систему автоматического управления электродвигателем компрессора. При снижении давления в резервуаре сжатого воздуха до $6,25 \text{ кг/см}^2$ реле давления включает цепь управления электродвигателя компрессора.

ГЛАВА XI

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ МНОГОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ

Многоковшовый экскаватор является самоходной землеройной машиной непрерывного действия, способной разрабатывать мягкие или малосвязанные горные породы: пески, глины, мергели, бурые угли, фосфориты и т. д. Опыт применения многоковшовых экскаваторов показал, что по сравнению с одноковшовыми они более экономичны в работе. Несмотря на более высокие технико-экономические показатели, многоковшовые экскаваторы имеют ограниченную область применения по сравнению с одноковшовыми, так как по своим конструктивным особенностям они могут работать только

по мягким горным породам. Многоковшовые экскаваторы целесообразно применять на сезонных работах в районах с несуровым климатом.

Многоковшовые экскаваторы применяют для вскрышных работ и для добычи различных полезных ископаемых на карьерах: марганцевых (Никопольский марганцевый бассейн), железорудных (Керченский железорудный бассейн), буроголивых (месторождения Правобережной Украины, Ермолаевское), нерудных полезных ископаемых и строительных материалов.

Большое распространение многоковшовые экскаваторы получили в ГДР и ФРГ. Многоковшовые экскаваторы применяют также в ЧССР, США, Австралии и других странах.)

Существует много типов многоковшовых экскаваторов, которые по виду рабочего оборудования делят на цепные многоковшовые и роторные (рис. 96).

Рабочий орган многоковшового цепного экскаватора выполнен в виде рамы, по которой перемещается бесконечная цепь с ковшами (черпаками). Рабочим оборудованием одновременно отделяется порода от массива и перемещается по забою до приемного устройства экскаватора.

У роторных экскаваторов рабочим органом является роторное колесо с жестко закрепленными на нем ковшами. Порода от целика отделяется ковшом роторного колеса, а для ее транспортирования из черпаков до приемного устройства экскаватора имеется специальный ленточный конвейер, который расположен на роторной стреле. Такое разделение процессов позволяет снизить энергоемкость рабочего процесса, так как к. п. д. роторного колеса (0,8—0,9) значительно выше к. п. д. черпаковой цепи (0,6—0,7). При одинаковых рабочих параметрах и производительности сопоставляемых экскаваторов ротор с ленточным конвейером и металлоконструкцией стрелы имеет вес меньше, чем рабочий орган многочерпакового экскаватора.

В зависимости от емкости ковша многоковшовые экскаваторы делят на экскаваторы малой мощности, средней, мощные и весьма мощные. Ковши имеют при этом емкость соответственно 300, 300—600, 600—1000 и более 1000 л.

На открытых горных работах наибольшее распространение получили многоковшовые экскаваторы выше средней мощности и мощные. По целевому назначению различают многоковшовые экскаваторы для выемки породы или полезного ископаемого и копания канав и траншей (канавокопатели).

Виды многоковшовых экскаваторов по конструктивному исполнению приведены в табл. 34.

По роду силового оборудования многоковшовые экскаваторы могут быть электрические, дизельные, с двигателями внутреннего сгорания или паровыми. Силовое оборудование многоковшовых экскаваторов на открытых разработках представлено преимущественно электрическими приводами; дизельные двигатели применяют в основном на экскаваторах с небольшой емкостью ковшей.

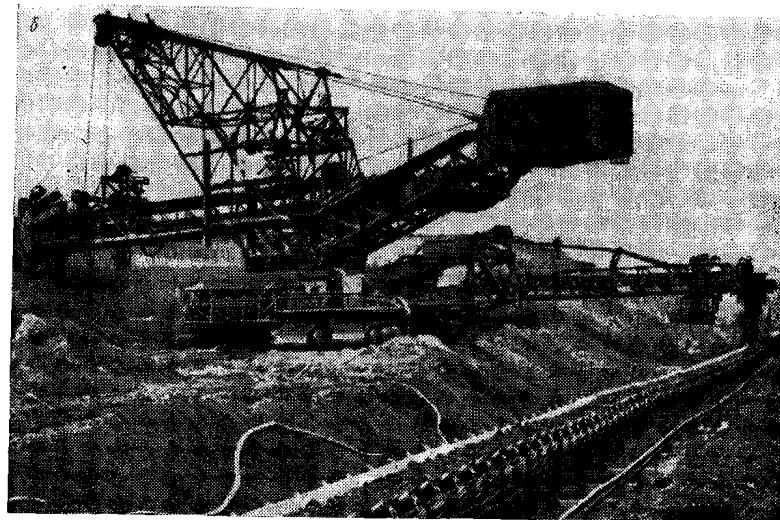
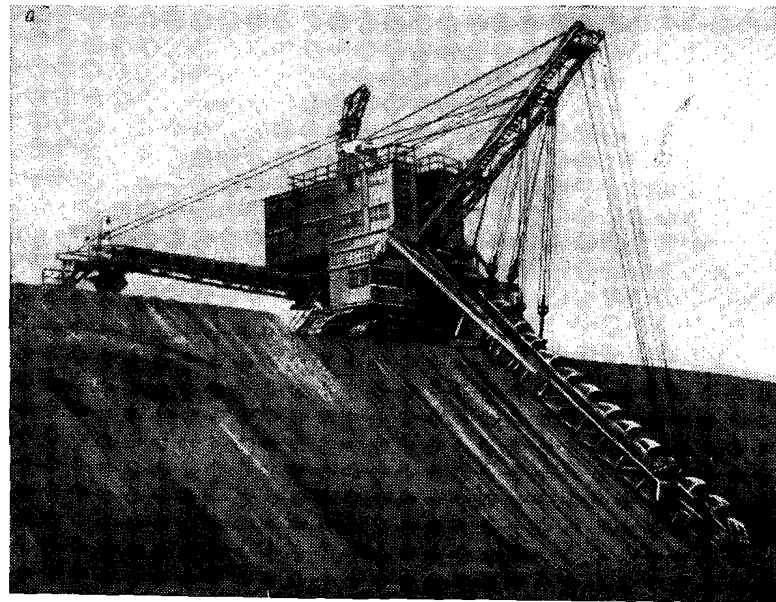


Рис. 96. Экскаваторы:
а — цепной многоковшовый; б — роторный

Разделение многоковшовых экскаваторов

| Признак разделения | Разделение | | | | |
|---|---------------------------|-----------------|------------------|-------------------|---------------------------------|
| | Вид рабочего оборудования | Цепные | | | Роторные |
| Конструкция рабочего органа | Ковшовая рама | | | Роторное колесо | |
| | жесткая | шарнирная | камерное | бескамерное | полукамерное |
| Направление черпания | верхнее | нижнее | нижнее и верхнее | верхнее | верхнее и нижнее |
| Поворотность экскаватора в плане | Поворотный | Неповоротный | | Поворотный | Неповоротный |
| Ходовое оборудование | Колесно-рельсовое | Гусеничное | | Колесно-рельсовое | Гусеничное Шагающе-рельсовое |
| Способ погрузки в транспортные средства | Одно-портальный | Двух-портальный | Боковой | Одно-портальный | Боковой |
| | | | | | |

У § 1. Технологические параметры цепных многоковшовых экскаваторов

Цепные многоковшовые экскаваторы состоят из трех основных частей: рабочей, силовой и ходовой. На рис. 97 показана схема цепного многоковшового экскаватора с нижним черпанием.

Ковшовая рама шарнирно присоединена к корпусу машины и служит направляющей опорой для бесконечной ковшовой цепи, которая приводится в движение ведущим многогранным барабаном или двумя звездочками, укрепленными на приводном валу. Порода зачерпывается ковшами, находящимися во время работы на нижней ветви ковшовой цепи, прижатой к забою весом рамы. Наполненные ковши поднимаются к верхнему барабану и разгружаются в бункер, откуда порода поступает в вагоны или на специальный разгрузочный конвейер.

Различают многоковшовые экскаваторы с направляемыми и свободно провисающими ковшовыми цепями. У экскаваторов с направляемыми цепями (рис. 98, а) рабочая ветвь цепи помещена в специальных направляющих и прилегает к ковшовой раме. Свободно провисающие ковшовые цепи (рис. 98, б) имеют значительно меньшее

распространение и применяются для небольших экскаваторов при высоте уступа не более 10 м. Свободные цепи дают возможность ковшам при работе в неоднородных породах обходить твердые включения, встречающиеся в разрабатываемом забое, что обеспечивает безаварийную работу экскаваторов. Условия применения и схемы

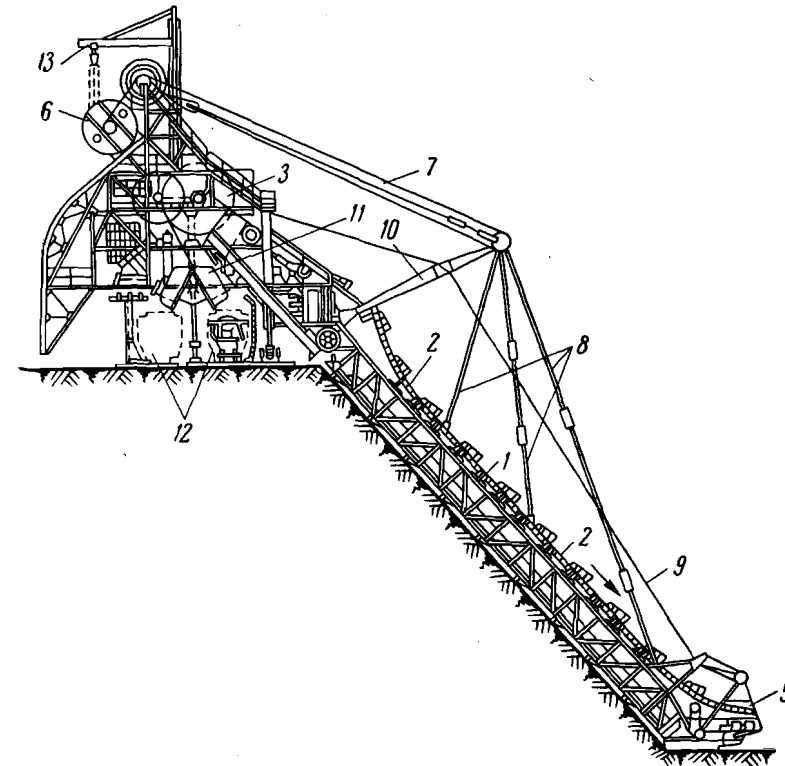


Рис. 97. Схема цепного многоковшового экскаватора с нижним черпанием:

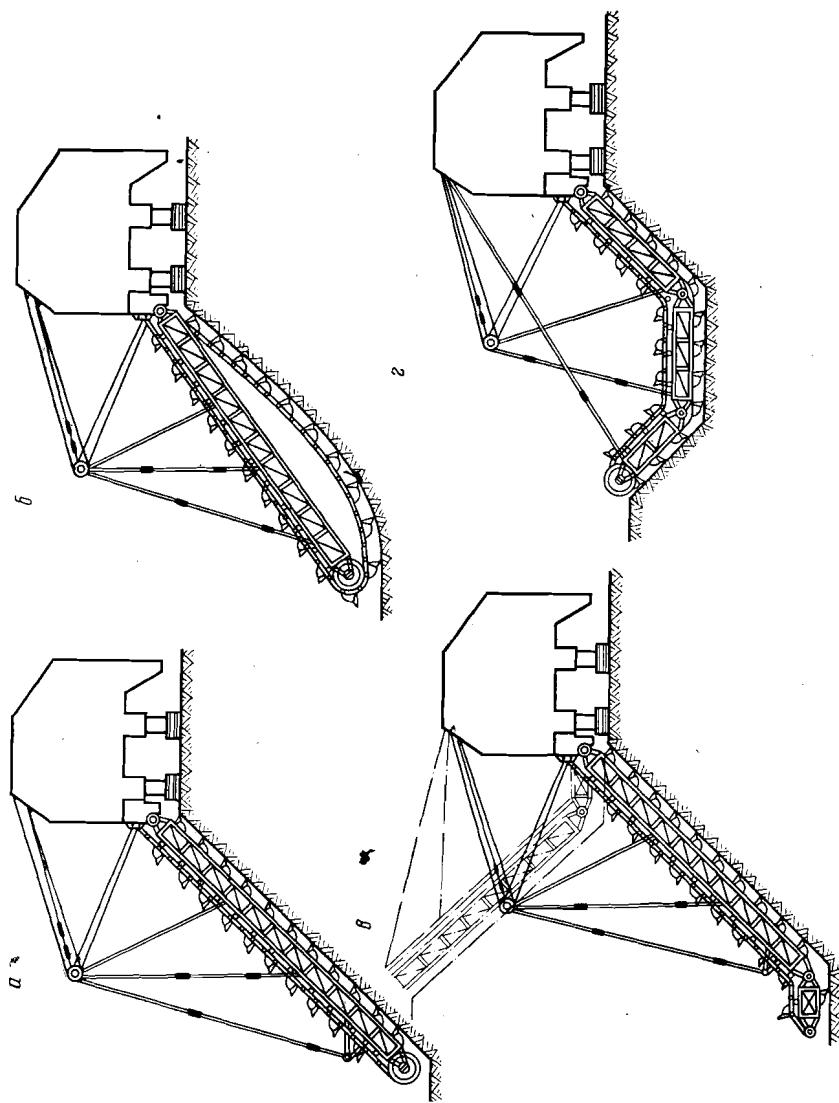
1 — ковшовая рама; 2 — бесконечная ковшовая цепь; 3 — верхний барабан; 4 — нижняя ветвь ковшовой цепи; 5 — планирующее звено ковшовой цепи; 6 — подвижной противовес; 7 — тросы для подвески стрелы с тягами; 8 — тяги для подвешивания рамы к стреле; 9 — трос для управления планирующим звеном; 10 — стрела; 11 — разгрузочные люки; 12 — проезд под экскаватором; 13 — кран-укосина для монтажа и ремонта экскаватора

работы многоковшовых экскаваторов зависят от конструкции ковшовой рамы.

Жесткие рамы без планирующего звена (рис. 98, а) применяют для верхнего и нижнего черпания при разработке однородных пород, а также при валовой выемке. При наличии шарниров различают ковшовые рамы с планирующим звеном и мног шарнирные рамы.

У ковшовых рам с планирующим звеном (рис. 98, в) последние располагаются в конце рамы при нижнем черпании и в начале — при верхнем и служат для планировки площадок, уборки гребней

Рис. 98. Типы рам многоковшовых экскаваторов



пустой породы в кровле пласта полезного ископаемого и т. п. Длина планирующего звена изменяется от 2 м у небольших экскаваторов до 6—8 м у мощных.

Экскаваторы с многошарнирной рамой (рис. 98, г) применяют для селективной разработки пластов сложного строения и проходки траншей. При этом размеры отдельных звеньев ковшовой рамы принимают соответственно мощности разрабатываемых пластов и прослойков породы между ними. Так как проходка траншей не является основной работой для мощных цепных многоковшовых экскаваторов, то параметры траншей и схему ее проходки устанавливают в соответствии с размерами звеньев ковшовой рамы.

Цепные многоковшовые экскаваторы с нижним черпанием применяют для выемки пород вскрыши и полезного ископаемого. При нижнем черпании забой располагается ниже рабочей площадки экскаватора.

Экскаватор с верхним черпанием разрабатывает забой выше горизонта его установки. Высота черпания таких машин составляет от 4 до 32 м. Экскаваторы с верхним черпанием удобны для разработки первого породного уступа при неровной поверхности, когда применение экскаватора с нижним черпанием требует значительного объема планировочных работ для укладки пути.

У полноповоротных многоковшовых экскаваторов корпус поворачивается вместе с укрепленной на нем ковшовой рамой относительно ходовых тележек. Это позволяет последовательно разрабатывать забои, находящиеся выше и ниже горизонта их установки. Неповоротные экскаваторы для одновременной работы с верхним и нижним черпанием имеют две черпаковые рамы.

Цепные многоковшовые экскаваторы обычно изготовляют на рельсовом ходу. Гусеничный ход применяется для экскаваторов малых и средних моделей, применяемых для специальных работ, требующих мобильности.

Техническая характеристика цепных многоковшовых экскаваторов, выпускаемых в ГДР, приведена в табл. 35.

Гусеничным ходом оборудуются канавокопатели, а также используемые на строительстве машины, где имеет место частая смена вида работ.

У крупных экскаваторов (особенно полноповоротных) ходовые тележки объединяются в три группы, располагаемые на двух колеях по условию обеспечения их порталности. Нагрузка на одно колесо при этом обычно не превышает 8—12 т.

Рельсовые пути могут состоять из трех, пяти, семи и восьми ниток рельсов (включая откаточные пути). Рельсовые пути многоковшовых экскаваторов обычно укладывают на общих шпалах с путями для подвижного состава. Рельсы — стандартные, тяжелого типа или из специальных профилей; шпалы — деревянные или металлические. Расстояние между деревянными шпалами принимают 0,5—0,75 м в зависимости от свойства грунта; между металлическими — до 0,8 м; длина шпал 6,5—8 м. Многоковшовые экскаваторы способны

| Показатели | Тип экскаватора | | | | | | |
|--|---------------------------------|----------------------------------|----------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|-----------------------------------|
| | ER _s = 250 12 800 | ER _s = 400 12 1500 | ER _s = 500 10 1860 | ER _s = 560 17,5 1650 | ER _s = 710 15,5 2100 | ER _s = 900 22,5 2600 | ER _s = 1120 29 3450 |
| Теоретическая производительность (насыпной грунт), м ³ /ч | 800 | 1500 | 1860 | 1650 | 2100 | 2600 | 3450 |
| Высота черпания, м | 12 | 12 | 10 | 17,5 | 15,5 | 22,5 | 29 |
| Глубина черпания, м | 12 | 12 | 10 | 17,5 | 15,5 | 22,5 | 29 |
| Емкость ковша, л | 250 | 400 | 500 | 560 | 710 | 900 | 1120 |
| Число звеньев между ковшами | 6 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 | 4 |
| Шаг цепи, мм | 315 | 400 | 400 | 500 | 500 | 560 | 630 |
| Привод ковшовой цепи, квт | 200 | 320 | 320 | 500 | 500 | 1000 | 1260 |
| Скорость движения ковшовой цепи, м/сек | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,1 | 1,2 |
| Скорость движения, м/мин | 2,5-8 | 2,5-8 | 2,5-8 | 2,5-8 | 2,5-8 | 2-6 | 2-6 |
| Ход | Гусеничный | | | | | | |
| Длина разгрузочной стрелы, м | 20 | 23 | 23 | 32-40 | 32-40 | 40-50 | 55-65 |
| Удельное давление на грунт, кг/см ² | 1,0 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,25 | 1,3 | 1,25 |
| Давление на колесо, т | — | — | — | — | — | — | — |

преодолевать уклоны путей: при рабочем ходе 2,5—3,0‰ (0,025—0,030), при холостом 5‰ (0,050).

Разгрузка ковшей цепных многоковшовых экскаваторов средней и большой мощности на рельсовом ходу производится в средства железнодорожного транспорта через специальные проезды под корпусом экскаватора, которых бывает один или два. Такие экскаваторы обычно называют соответственно одно- и двухпортальными. Однопортальные экскаваторы имеют двухколейный путь для подвижного состава, благодаря чему обеспечивается высокая производительность транспорта.

Погрузка экскавируемого материала в располагаемые под порталом вагоны обычно производится при непрерывном движении экскаватора вдоль фронта забоя.

Цепные многоковшовые экскаваторы на гусеничном ходу, а также некоторые экскаваторы на рельсовом ходу имеют боковую погрузку через конвейер, располагаемый на специальной поворотной разгрузочной консоли длиной до 65 м. Угол поворота разгрузочной консоли (в плане) достигает 110—130°, что позволяет сократить время и средства, связанные с передвижкой железнодорожных путей или ленточ-

| Тип экскаватора | | | | | | | | |
|-----------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|----------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|-----------------------------------|-------------------------------------|
| ER _s = 1600 29 2600 | ER _s = 2240 32 5550 | ER _s = 3150 27 7800 | ER _s = 900 17 1600 | ER _s = 1120 20 2850 | ER _s = 1600 28 2600 | ER _s = 2240 32 5550 | ER _s = 3150 27 7800 | ER _s = 4500 33 10 000 |
| 2600 | 5550 | 7800 | 1600 | 2850 | 2600 | 5550 | 7800 | 10 000 |
| 29 | 32 | 27 | 17 | 20 | 28 | 32 | 27 | 33 |
| 29 | 32 | 27 | 17 | 20 | 28 | 32 | 27 | 33 |
| 1600 | 2240 | 3150 | 900 | 1120 | 1600 | 2240 | 3152 | 4500 |
| 6 | 4 | 4 | 6 | 4 | 6 | 4 | 4 | 4 |
| 800 | 800 | 800 | 560 | 630 | 800 | 800 | 800 | 300 |
| 1500 | 2400 | 2700 | 800 | 1260 | 1500 | 2400 | 2700 | 3500 |
| 1,22 | 1,22 | 1,22 | 1,2 | 1,2 | 1,22 | 1,22 | 1,22 | 1,25 |
| 2-6 | 2-6 | 2-6 | 2,8-9 | 2,8-9 | 4-9 | 3-9 | 3-9 | 3-9 |
| 55-65 | Перегрузочное устройство | | — | — | Железнодорожный | | | — |
| 1,25 | 1,25 | — | — | — | — | — | — | — |
| — | — | — | 18 | 19,5 | 17,5 | 17 | 17 | 17 |

ных конвейеров. Сверхмощные экскаваторы для боковой погрузки оборудуют двухпорным разгрузочным мостом. Одна опора моста располагается на нижнем строении экскаватора, а другая представлена самоходной гусеничной тележкой.

Технологические размеры цепных многоковшовых экскаваторов, определяющие параметры забоя: длина ковшовой рамы и отдельных ее звеньев, в том числе планирующих; длина и угол поворота разгрузочной консоли при боковой погрузке.

Производительность экскаваторов зависит от емкости ковшей, скорости движения и конструкции ковшовой цепи.

§ 2. Схемы работы и параметры забоев цепных многоковшовых экскаваторов

Схема работы экскаватора в забое зависит от его конструктивного исполнения. Различают две схемы отработки уступа многоковшовыми экскаваторами (в плане): с откоса уступа и в торцовом забое.

Выемку породы с откоса уступа производят экскаваторами на железнодорожном ходу. При этом забой экскаватора может быть

расположен вдоль всего фронта работ на уступе или его делят на отдельные блоки, породу в которых вынимают последовательно. При такой схеме отработки уступа цепной экскаватор работает с непрерывным перемещением вдоль откоса уступа. При определенном угле наклона ковшовой рамы порода последовательно срезается с откоса уступа на толщину стружки. Толщина срезаемой стружки для экскаваторов средней мощности при обычных условиях работы в среднем составляет 10—15 см для песка и гравия и 5—8 см для глины.

Движение ковша цепного экскаватора по откосу уступа определяется направлением результирующей скоростей движения ковшовой цепи v_k и экскаватора v_3 .

Ширину стружки, срезаемой каждым ковшом, определяют по формуле

$$B = \text{III} \operatorname{tg} \gamma, \quad (\text{XI},1)$$

где III — шаг ковшей, м;

γ — угол наклона траектории движения ковшей к продольной оси ковшовой рамы, град,

$$\operatorname{tg} \gamma = \frac{v_3}{v_k}. \quad (\text{XI},2)$$

Для работы в торцовом забое применяются поворотные экскаваторы на гусеничном ходу. Выемку породы производят при повороте экскаватора вокруг вертикальной оси и срезанием стружки по вееру при последовательном опускании ковшовой рамы. Преимуществом данной схемы отработки уступа является увеличение времени работы экскаватора без перемещения его по фронту работ, что позволяет уменьшить износ ходового оборудования, сокращает число передвижек конвейерной линии и простои всего комплекса транспортного оборудования.

Способы отработки уступов цепными экскаваторами зависят также от конструкции ковшовой рамы.

Экскаватором верхнего черпания с жесткой ковшовой рамой без планирующего звена уступы отрабатывают так, как показано на рис. 99, а. Этот способ может применяться при небольшой (до 10 м) высоте уступа и достаточно устойчивых породах. При большой высоте уступа подработанная верхняя часть его будет обрушаться, что может привести к деформации ковшовой рамы.

На рис. 99, б показан полный цикл работы по выемке породы из одной заходки экскаватором нижнего черпания с жесткой ковшовой рамой без планирующего звена. В результате работы экскаватора с такой рамой после выемки каждой заходки на нижней площадке уступа остаются породные целики треугольной формы. Для устранения этого недостатка применяют жесткие рамы с планирующим звеном.

При нижнем черпании (рис. 100, а) ковшковая рама с планирующим звеном после выемки очередной заходки (положение I)

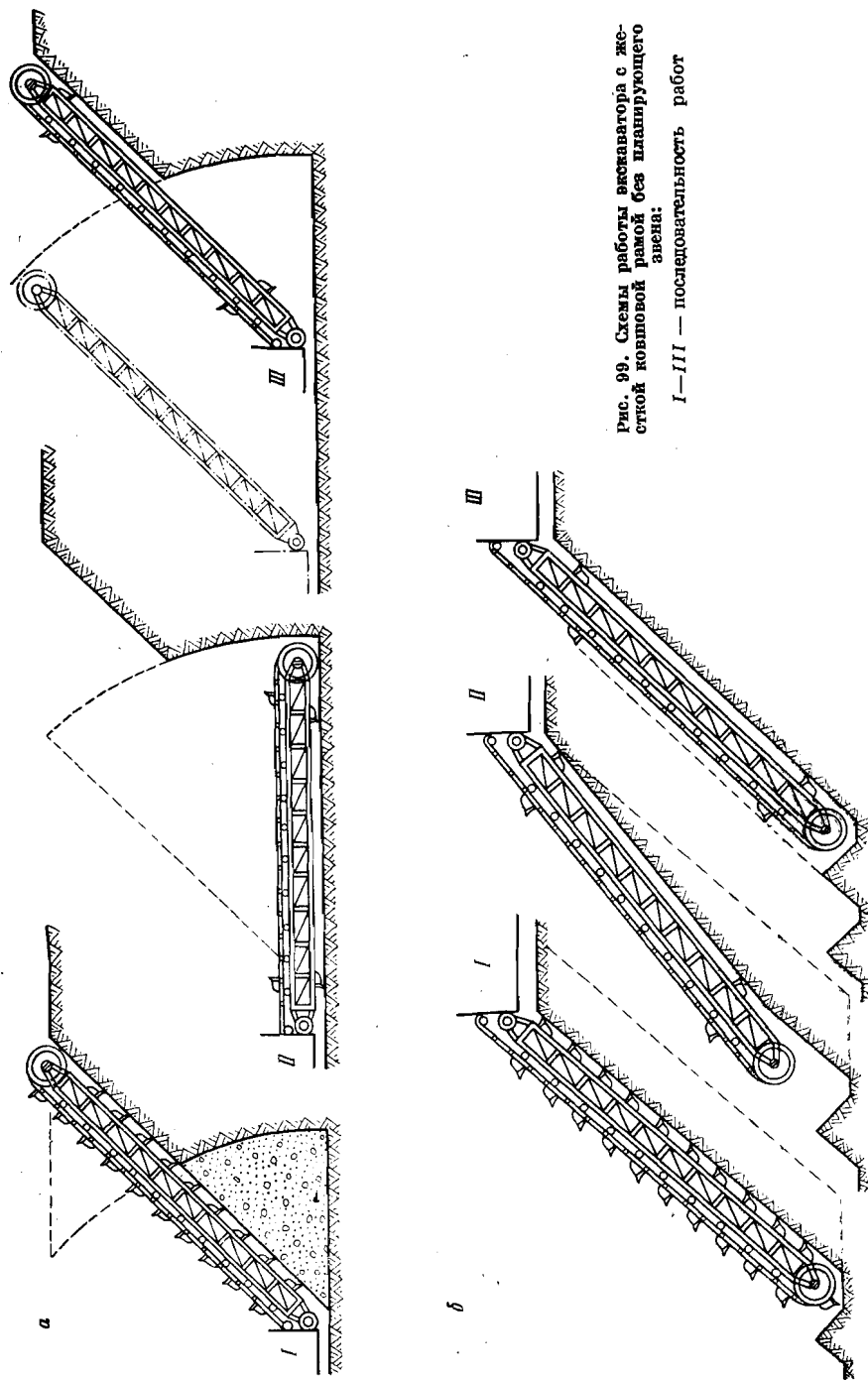


рис. 99. Схемы работы экскаватора с жесткой ковшовой рамой без планирующего звена:

I—III — последовательность работ

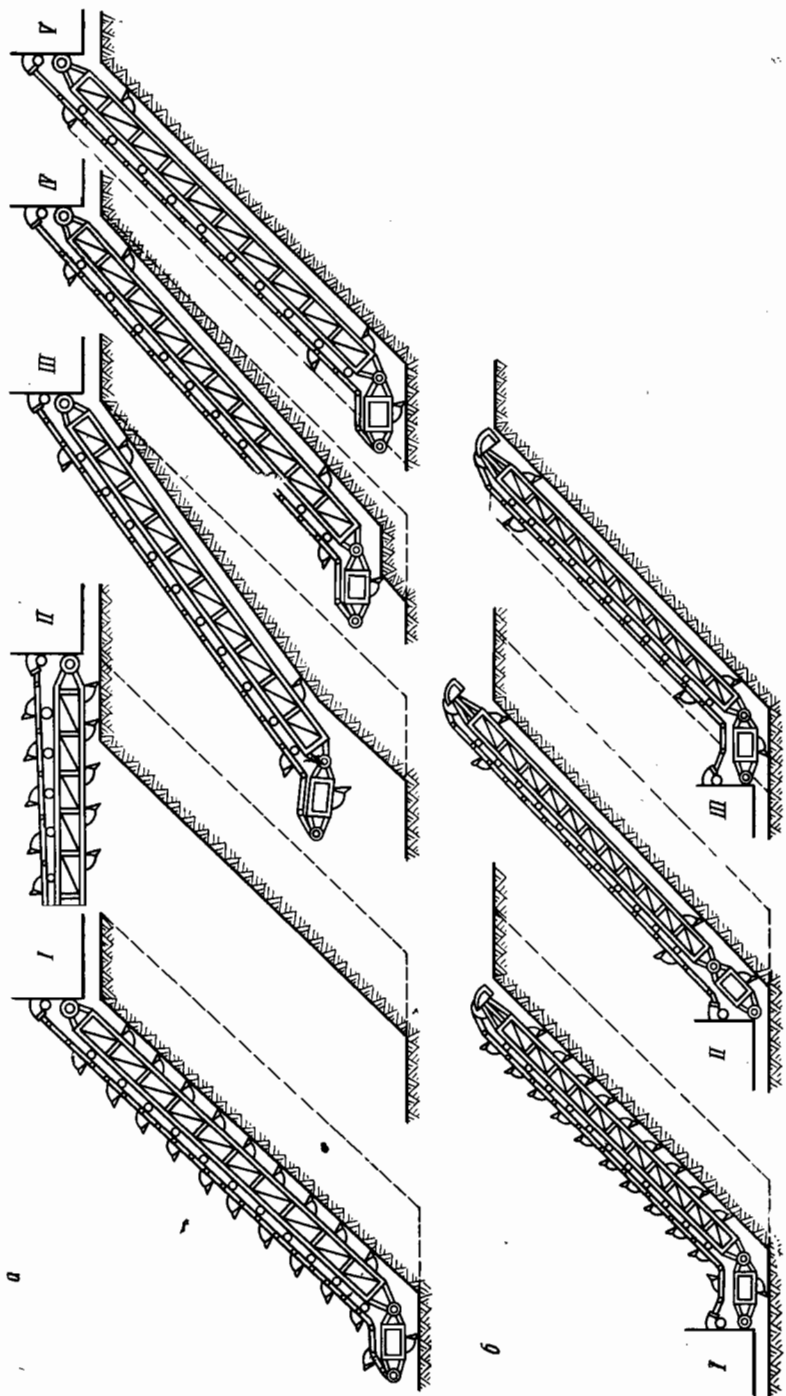


Рис. 100. Схемы работы цепного многоковшового экскаватора

поднимается вверх и производится передвижка забойных путей, в результате чего экскаватор займет положение II. По мере отработки слоев породы ковровая рама, поворачиваясь относительно шарнирной оси, займет положения III, IV и V (верная отработка забоя). Планирующее звено также из положения II постепенно переводится в горизонтальное положение. После выемки очередной заходки экскаватор перемещается в новое положение на величину шага передвижки путей, и цикл повторяется. При верхнем черпании (рис. 100, б) ковровая рама по мере выемки отдельных слоев переводится из положения II в положение III параллельно своему первоначальному положению.

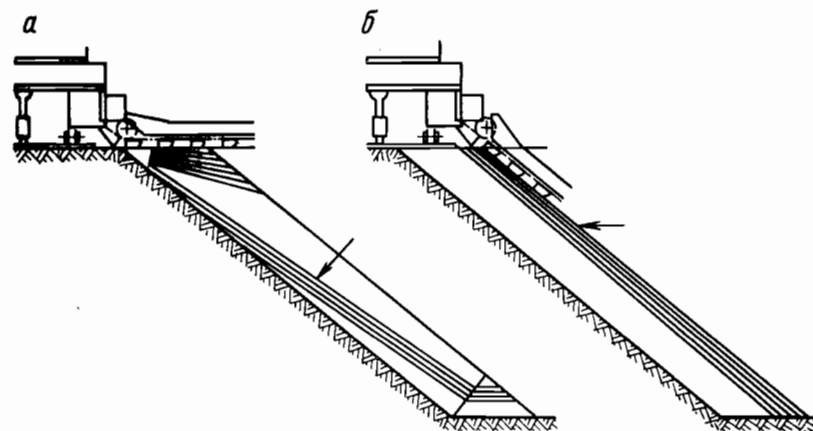


Рис. 101. Схемы отработки забоя при нижнем черпании

Аналогично производят отработку стружек по высоте уступа многоковшовым поворотным экскаватором на гусеничном ходу, когда переезд экскаватора производится после отработки блока на величину, равную длине планирующего звена. При верной отработке забоя (рис. 101, а) после передвижки рельсового пути или переезда экскаватора на гусеничном ходу наполнение ковша происходит не на полной длине откоса уступа, что снижает производительность экскаватора.

Для обеспечения максимальной производительности экскаватора применяют параллельную отработку забоя (рис. 101, б). После отработки каждой стружки необходимо перемещение экскаватора по нормали к откосу уступа. Цепные экскаваторы могут работать с непрерывным поперечным перемещением, если передвижка железнодорожных путей после выемки каждой стружки на 10—20 см производится путепередвижателями непрерывного действия, встроенными в экскаватор. Таким же образом могут работать и экскаваторы на гусеничном ходу.

В новых конструкциях цепных экскаваторов ковровая рама может перемещаться параллельно самой себе на толщину снимаемой

стружки при одном и том же положении экскаватора. После того как рама переместится на длину планирующего звена (5—6 м), экскаватор передвигается.

При отработке уступа неповоротным экскаватором верхнего черпания фронт работы будет уменьшаться с каждой поперечной передвижкой железнодорожных путей на величину, равную половине ширины ходового устройства (рис. 102, а).

Для сохранения неизменной длины фронта работ производят разделку тупика, для чего породу удаляют с помощью дополнительного оборудования с вывозкой самостоятельным видом транспорта

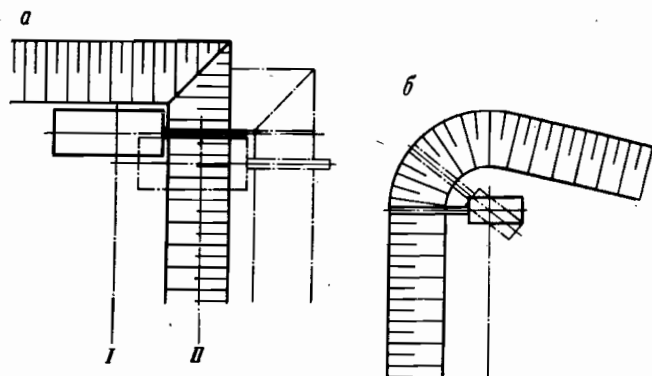


Рис. 102. Схемы разработки тупиков цепными многоковшовыми экскаваторами с верхним черпанием:
I—II — последовательность работ

или перевалкой к забою многоковшового экскаватора. Отработку тупика при поворотном экскаваторе производят разворотом в сторону нерабочего борта карьера (рис. 102, б). При работе экскаватора с нижним черпанием в торцовом забое разделка тупиков не требуется.

Отработку тупиков неповоротным экскаватором нижнего черпания осуществляют при возвратно-поступательном его перемещении по фронту работ с постепенным опусканием четырехшарнирной ковшовой рамы, поднятой в тупике до горизонтального положения (рис. 103).

Раздельную выемку пластов сложного строения, представленных некрепкими пачками полезных ископаемых и породными прослойками, можно производить неповоротными и поворотными экскаваторами с многошарнирной или выдвигной рамой. При этом основным требованием является горизонтальное или пологое залегание пластов. На рис. 104 показаны схемы раздельной выемки неповоротными экскаваторами.

Раздельная выемка неповоротным экскаватором с многошарнирной рамой показана на рис. 104, а. Раздельная выемка пластов сложного строения в данном случае возможна при строгом соответствии

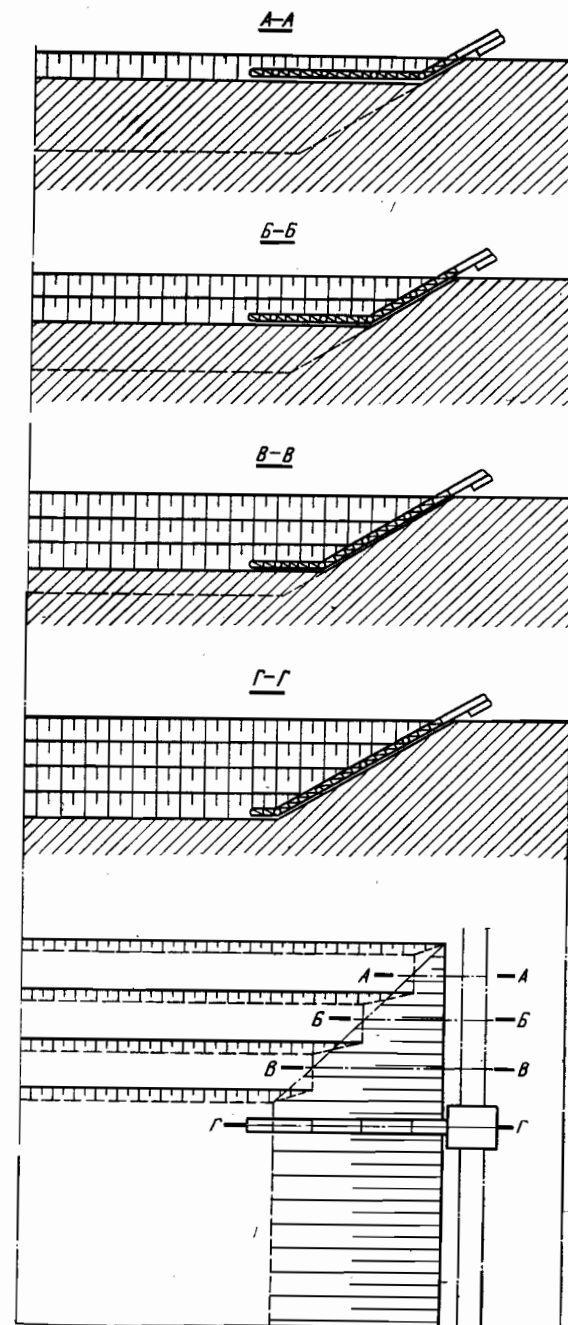


Рис. 103. Схема отработки тупика неповоротным цепным экскаватором с четырехшарнирной ковшовой рамой

длины отдельных звеньев ковшовой рамы и мощностей прослоек при выдержанном их залегании. Экскаваторами с выдвинутой многошарнирной рамой (рис. 104, б) можно разрабатывать раздельно пласты с двумя или тремя прослойками породы и с небольшими отклонениями по мощности.

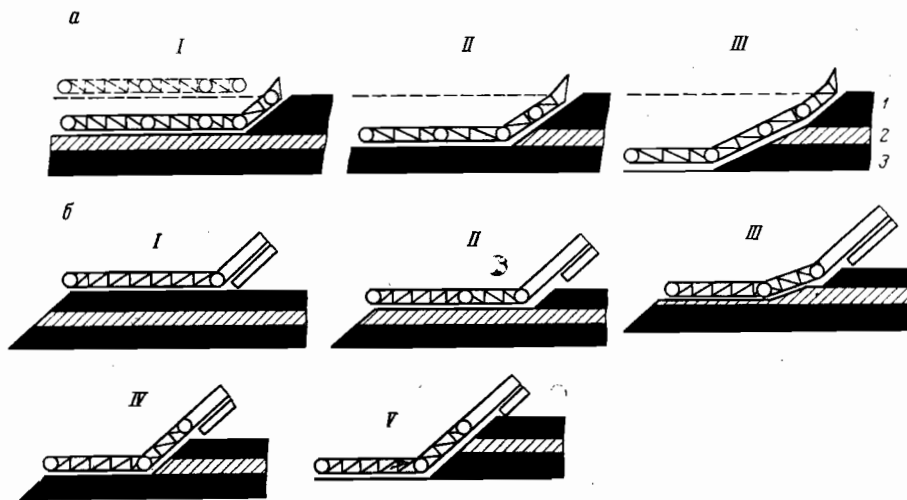


Рис. 104. Схемы раздельной выемки неповоротными экскаваторами: 1, 2, 3 — слои: I—V — последовательность работ

Более рациональна схема раздельной выемки сложных пластов поворотными экскаваторами с многошарнирной рамой. При невыдержанном залегании сложных пластов, когда длина отдельных звеньев ковшовой рамы не соответствует мощности вынимаемых слоев при расположении рамы по нормали к фронту работ, экскаватор поворачивается (в плане) для обеспечения необходимой высоты и толщины стружки.

§ 3. Технологические параметры роторных экскаваторов

Важнейшие части роторного экскаватора: рабочее, транспортирующее, ходовое оборудование и силовая часть. На рис. 105 показана схема роторного экскаватора.

Рабочее оборудование состоит из ротора с приводом, роторной стрелы и устройства для ее подъема и поворота. Транспортирующее оборудование включает систему конвейеров, перегрузочные устройства и средства перегрузки породы от экскаватора на транспорт.

У большинства крупных роторных экскаваторов, применяемых на открытых разработках, принята боковая разгрузка материала от ротора на конвейер роторной стрелы. Роторы с боковой разгрузкой делят на камерные, бескамерные и полукammerные. Камерные роторы имеют секторообразные разгрузочные желоба для каждого ковша.

Угол наклона сектора желоба $50-60^\circ$. Такая конструкция ротора ограничивает возможность экскавации вязких пород, создает замедленное их скольжение по внутренним поверхностям желоба, снижает производительность экскаватора из-за необходимости уменьшения скорости вращения ротора.

Бескамерные роторы выполняют с непосредственной разгрузкой в секторе до угла 130° на конвейер и с разгрузкой на специальные приемно-питающие устройства. Диаметры роторных колес в зависимости от их конструкции и производительности экскаватора изменяются от 2,5 до 18 м.

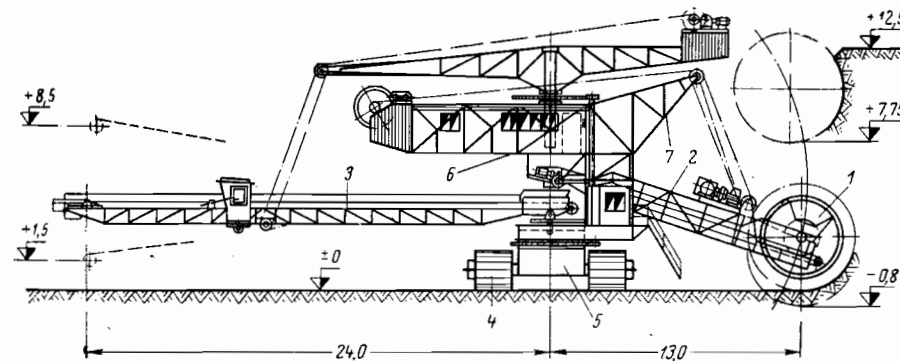


Рис. 105. Схема роторного экскаватора:

1 — роторное колесо; 2 — роторная рама с ленточным конвейером; 3 — разгрузочная стрела; 4 — ходовое оборудование; 5 — нижняя рама; 6 — верхнее строение экскаватора; 7 — стрела для подъема и опускания роторной рамы с ротором

Скорость вращения камерного ротора на крупных экскаваторах $2,5 \text{ м/сек}$; в бескамерных роторах диаметром 16 м она достигает $4,5-6 \text{ м/сек}$. На роторном колесе закреплены от 6 до 12 ковшей с жестким или гибким днищем. Жесткое днище может быть сплошным, перфорированным или прутковым и эффективно при экскавации сыпучих грунтов. Для экскавации вязких и липких пород днище ковша может быть цепным или кольчужным.

В США для предотвращения примерзания породы к ковшам роторных экскаваторов производят обогрев ковшей электричеством или газом и обработанным маслом, сжигаемым в огнемете. Огнемет устанавливают с наружной стороны колеса.

Емкость ковшей роторных экскаваторов достигает 4000 л. На режущем поясе ковша арочной, прямолинейной или трапециевидной формы обычно размещены 4—6 зубьев и более, армированные для увеличения срока службы твердыми сплавами.

Роторные стрелы конструируют невыдвижными и выдвигными. Широко распространены экскаваторы с невыдвижными стрелами, которые, имея автоматическую регулировку скоростей поворота роторной стрелы, обеспечивают практически равную производительность и при одинаковых параметрах на 20—25% легче экскаваторов

с выдвижной стрелой. При низкой несущей способности грунтов на добычных работах более эффективны экскаваторы с выдвижными стрелами. Максимальный ход выдвижения ротора современных экскаваторов составляет 20—31 м. По способу обработки забоя различают роторные экскаваторы верхнего черпания (с глубиной копания ниже уровня стояния машины, не более $\frac{1}{2}$ диаметра ротора). Максимальная высота черпания, определяющая высоту разрабатываемого уступа, у мощных роторных экскаваторов достигает при верхнем черпании 45 м и более.

Одним из современных направлений в развитии роторных экскаваторов является создание машин верхнего и нижнего черпания. Этому предшествовал ряд усовершенствований экскаваторов верхнего черпания, в частности создание бескамерной конструкции ротора и конвейера крутого подъема. Такой конвейер применяют в основном для экскаваторов с невыдвижной стрелой. При этом суммарное угловое перемещение стрелы в вертикальной плоскости (подъем и опускание) составляет 58—62°. Максимальная глубина нижнего черпания роторных экскаваторов достигает 20 м.

При равной суммарной высоте обрабатываемого забоя экскаваторы верхнего и нижнего черпания легче экскаваторов только верхнего черпания. В зависимости от порядка обработки забоя различают неповоротные и поворотные роторные экскаваторы. Неповоротные экскаваторы работают в комплексе с транспортно-отвальными мостами и оснащаются колесным железнодорожным ходом. Поворотные экскаваторы имеют гусеничный ход. Для малых и средних моделей при весе машины до 500—600 т применяют обычно двухгусеничные тележки. Для мощных экскаваторов применяют более сложные по конструкции многогусеничные ходовые устройства с трех- или четырехточечной опорной системой.

Удельное давление гусениц на почву для малых экскаваторов составляет 0,5—0,8, для средних 0,8—1,2 и для больших 1,2—3 кг/см².

В Советском Союзе для роторных экскаваторов успешно применен новый тип ходового оборудования — шагающе-рельсовый. По сравнению с гусеничным ходом он позволяет: повысить проходимость машины; улучшить ее маневренность благодаря возможности поворота на месте на любой угол; уменьшить затраты энергии на передвижение машины; обеспечить более плавное перемещение машины по лыжам при большой долговечности ходового устройства.

Роторные экскаваторы применяют при погрузке породы или полезного ископаемого в железнодорожные вагоны или на ленточные конвейеры. Кроме того, их применяют в комплексе с транспортно-отвальными мостами или консольно-ленточными отвалообразователями.

Портальный способ погрузки породы применяют при работе роторных экскаваторов в комплексе с транспортно-отвальным мостом. При боковой погрузке разгрузочное устройство выполнено в виде консоли или соединительного моста.

Таблица 36

Техническая характеристика роторных экскаваторов

| Показатели | ЭЭР-500 | ЭЭР-350 | ЭЭР-400 | ЭЭР-1600 | |
|---|------------|---------|---------|----------------------|----------------------|
| | | | | $\frac{40}{10}$ | $\frac{31}{5}$ |
| | | | | ЭЭР-1600 (проект) | ЭЭР-2600 (проект) |
| Средняя производительность, м ³ /ч: | | | | | |
| в плотной массе . . . | 500 | 1000 | 1000 | 3000 | 8000 |
| в разрыхленном грунте | — | — | — | 4500 | 11 200 |
| Емкость ковша, л | 200 | 350 | 470 | 1600 | 2600 |
| Усилие резания на 1 см режущей кромки ковша, кг | 70 | 80 | 80 | 90 | 105 |
| Число ковшей | 8 | 9 | 9 | 10 | 12 |
| Диаметр роторного колеса по зубьям ковшей, м | 4,5 | 6,125 | — | 11,4 | 16 |
| Число оборотов ротора в минуту | 8,12 | 6—8,7 | — | 3,5 | 3,6—5,2 |
| Число черпаний в минуту | — | 64 | — | 30—50 | 36,4—52 |
| Высота черпания, м | 12,5 | 17 | 17,5 | 40 | 50 |
| Глубина черпания, м | 0,5 | 3 | 1,5 | 10 | 5 |
| Максимальный радиус черпания, м | 17,525 | 24 | — | 66 | 90,5 |
| Ход выдвижения (телескопичность) стрелы ротора, м | — | — | — | 81 | — |
| Радиус вращения отвальной консоли (разгрузочного моста), м | 15,5 | 24,0 | — | 36,7 | 45 |
| Максимальная высота разгрузки, м | 7,47 | 8,6 | — | 9 | 13 |
| Минимальная высота разгрузки, м | 2,0 | 2,8 | — | 3,38 | 3,5 |
| Угол поворота отвальной консоли (разгрузочного моста) в плане от продольной оси экскаватора, град | 100 | 95 | — | ± 90 | ± 80 |
| Максимальный преодолеваемый подъем при передвижении, град | 10 | 15 | — | 5 | 2—4 |
| Допустимый поперечный уклон, град | 5 | 5 | — | 5 | 2 |
| Ширина ленты конвейера, м | 1,2 | 1,2 | — | 1,8 | 2,0 |
| Скорость движения ленты конвейера, м/сек | 2,5—2,7 | 3,8—4 | — | 3,5 | 4—4,35 |
| Ход | Гусеничный | | — | Шагающе-рельсовый | |
| Ширина хода, м | 5,5 | 9,0 | — | 25,4 | — |
| Среднее удельное давление на грунт, кг/см ² | 1,07 | 1,0 | 1,0 | 1,05 | 2,1—2,54 |
| Потребляемая мощность, квт | 200 | 490 | — | 2300 | 2420 |
| | | | | | 5700 |

| Показатели | ЭЭР-500 | ЭРГ-350 | ЭРГ-400 | ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 | ЭРШР-1600 (проект) | ЭРШР-2600 $\frac{50}{5}$ (проект) |
|--|---------|---------|---------|--------------------------------|-----------------------|---|
| Установленная мощность силового оборудования, <i>квт</i> | 320 | 580 | — | 3940 | 9888 | 19 800 |
| Вес экскаватора с противовесом, <i>т</i> | 184 | 393 | 565 | 3300 | 4244 | 5100 |

По производительности в разрыхленной массе подразделяют роторные экскаваторы: небольшой производительности (до $630 \text{ м}^3/\text{ч}$); средней производительности ($630\text{—}2500 \text{ м}^3/\text{ч}$); большой производительности ($2500\text{—}5000 \text{ м}^3/\text{ч}$); сверхмощные, производительностью свыше $5000 \text{ м}^3/\text{ч}$.

По величине наибольшего усилия резания различают: экскаваторы с нормальным усилием резания, равным $80\text{—}150 \text{ кГ}$ на 1 см режущей кромки ковша, и с повышенным усилием резания, равным 160 кГ и более. Роторные экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах. Преимущество роторных экскаваторов по сравнению с цепными заключается в возможности эффективно вести раздельную (селективную) разработку пластов, крепость которых по шкале проф. М. М. Протодяконова составляет 3 и менее.

В Советском Союзе созданы роторные экскаваторы для разработки вскрышных пород (табл. 36). На марганцевых карьерах Никопольского бассейна работают четыре роторных экскаватора производительностью $4500 \text{ м}^3/\text{ч}$ в разрыхленной горной массе. Один экскаватор работает с погрузкой породы на магистральные ленточные конвейеры, с которых она поступает на консольные отвалообразователи; три других работают с погрузкой породы на транспортно-отвалный мост и мощный консольный отвалообразователь отечественной конструкции.

На рис. 106 показан общий вид, а на рис. 107 схема экскаватора ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 с емкостью ковша 1600 л .

Роторные экскаваторы ЭРГ-350/1000 (рис. 108) производительностью $1000 \text{ м}^3/\text{ч}$ (в целике) предназначены для вскрышных работ с погрузкой на конвейер или консольный отвалообразователь.

В табл. 37 приведен типовый ряд роторных экскаваторов ГДР. За последние годы в ФРГ также созданы уникальные модели мощных роторных экскаваторов с суточной производительностью 100 тыс. м^3 и более. Роторный экскаватор SchRs $\frac{4000}{5}$.50 (ФРГ) имеет ковша

емкостью 4000 л , его суточная производительность достигает 110 тыс. м^3 породы в массиве. Вес экскаватора 5650 т , установленная номинальная мощность электродвигателей около 6300 кВт . Экскаватор работает в заходке шириной 92 м ; нормальная высота черпания

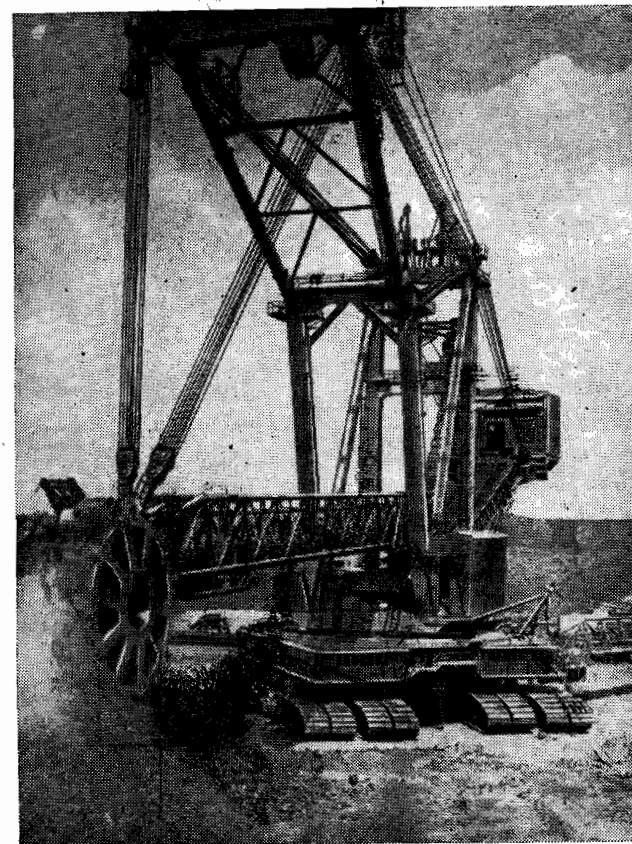


Рис. 106. Общий вид роторного экскаватора ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31.

40 м , максимальная 50 м . От экскаватора через специальный разгрузочный конвейер длиной 113 м порода поступает на специальное устройство для загрузки ее в вагоны.

В ФРГ созданы роторные экскаваторы верхнего и нижнего черпания (рис. 109). На бурогольном карьере «Фортуна» экскаватор имеет высоту черпания до 50 м при глубине черпания 20 м ; суточная его производительность 100 тыс. м^3 , установленная мощность 5820 кВт ; ширина лент конвейеров $2,4\text{—}2,6 \text{ м}$ при скорости движения

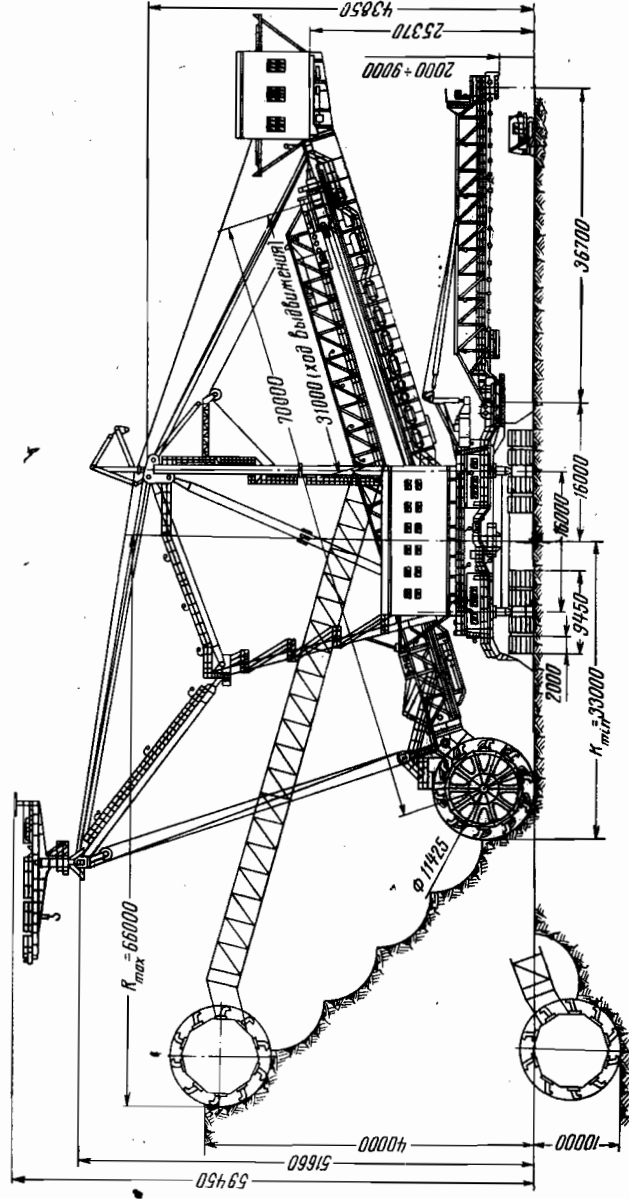


Рис. 107. Схема экскаватора ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 34

Таблица 37

Техническая характеристика роторных экскаваторов ГДР

| Показатели | SRs | | | | | | | | | |
|---|----------------------|----------------------|---------------------|----------------------|----------------------|----------------------|----------------------|----------------------|----------------------|----------------------|
| | 280 $\frac{11}{0,5}$ | 470 $\frac{15}{3,5}$ | 470 $\frac{20}{12}$ | 1200 $\frac{25}{12}$ | 1200 $\frac{28}{20}$ | 1500 $\frac{35}{35}$ | 2400 $\frac{40}{25}$ | 2400 $\frac{45}{25}$ | 4000 $\frac{45}{25}$ | 4000 $\frac{45}{25}$ |
| Теоретическая производительность, м ³ /ч: | 690/1150 | 1690 | 1690 | 3450 | 3450 | 5200 | 6600 | 7200 | 11000 | 11000 |
| в насыпном грунте | 1100 | 1100 | 1100 | 2300 | 2300 | 4000 | 4400 | 4000 | 60 | 60 |
| в плотном грунте | 40/21 | 140 | 140 | 110 | 110 | 60 | 120 | 70 | 40 | 40 |
| Удельные усилия резания, кг/см | 11 | 45 | 20 | 22 | 28 | 35 | 35 | 40 | 25 | 25 |
| Высота черпания, м | 0,5 | 3,5 | 3 | 2 | 4 | 15 | 9 | 70 | 140 | 140 |
| Глубина черпания, м | 16 | 25 | 35 | 35 | 48 | 70 | 60-85 | 70 | — | — |
| Ширина захватки, м | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — |
| Выдвигание стрелы ротора, м | — | — | 12 | — | 20 | — | — | 25 | — | — |
| Вес в рабочем состоянии, т | 152 | 633 | 880 | 1418 | 1802 | 4050 | 4395 | 4585 | 5550 | 5550 |
| Удельное давление на грунт, кг/см ² | 0,81/0,92 | 1,08/1,21 | 1,01/1,13 | 1,04/1,15 | 1,05/1,17 | 1,25 | 1,13 | 1,13/1,26 | — | — |
| Диаметр ротора, м | — | 6,3 | 6,3 | 8,2 | 8,2 | 12,5 | 12,5 | 12,5 | — | — |
| Емкость черпака, м ³ | — | 3,5 | 3,5 | 800 | 800 | 1000 | 1700 | 1700 | — | — |
| Емкость черпака с междугольцевым пространством, заполненным на: | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — |
| 50% | 250 | 470 | 470 | 1200 | 1200 | 1500 | 2400 | 2400 | 4000 | 4000 |
| 100% | — | 630 | 630 | 1600 | 1600 | 2000 | 3100 | 3100 | — | — |
| Число ковшей | 7 | 8 | 8 | 8 | 8 | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Число черпаний в минуту | 41/68 | 60 | 60 | 48 | 48 | 57 | 46 | 50 | 46 | 46 |
| Скорость резания, м/сек | 1,54/2,56 | 2,47 | 2,47 | 2,58 | 2,58 | 3,73 | 3,04 | 3,27 | 3,6 | 3,6 |
| Максимальное расстояние от оси поворота до разгрузочного желоба ротора, м | — | — | — | — | — | — | — | — | — | — |
| Ширина ленты ковшедера, м | 12,1 | 23,2 | 32 | 30,5 | 45 | 69,5 | 58,5 | 61,8 | 96 | 96 |
| Скорость движения ленты, м/сек | 1,0 | 1,2 | 1,2 | 1,6 | 1,6 | 2,0 | 2,25 | 2,25 | 2,5 | 2,5 |
| Скорость поворота, м/мин | 3,55 | 3,55/3,95 | 3,55/3,95 | 3,9 | 3,75/3,9 | 3,6/4,1 | 3,6/4,2 | 3,6/4,2 | 4 | 4 |
| Максимальное расстояние от оси поворота до места разгрузки, м | 8-25 | 9-28 | 11-22 | 10-33 | 12-24 | 10-32 | 10-33 | 10-32 | 11-34 | 11-34 |
| Установленная мощность двигателя, кВт | 20 | 25 | 46 | 58 | 58 | 107 | 121 | 112 | 114 | 114 |
| Потребляемая мощность, кВт | 290 | 1125 | 1200 | 2060 | 2000 | 4570 | 5750 | 5650 | — | — |
| Привод роторного колеса, кВт | 218 | 748 | 850 | 1390 | 950 | 2620 | 3820 | 2960 | — | — |
| | 75 | 500 | 250 | 630 | 400 | 2x400 | 2x630 | 2x500 | — | — |

3,5 м/сек. Так как положение ковшей у роторного экскаватора при верхнем и нижнем черпании различное, то при изменении направления черпания производят перестановку ротора.

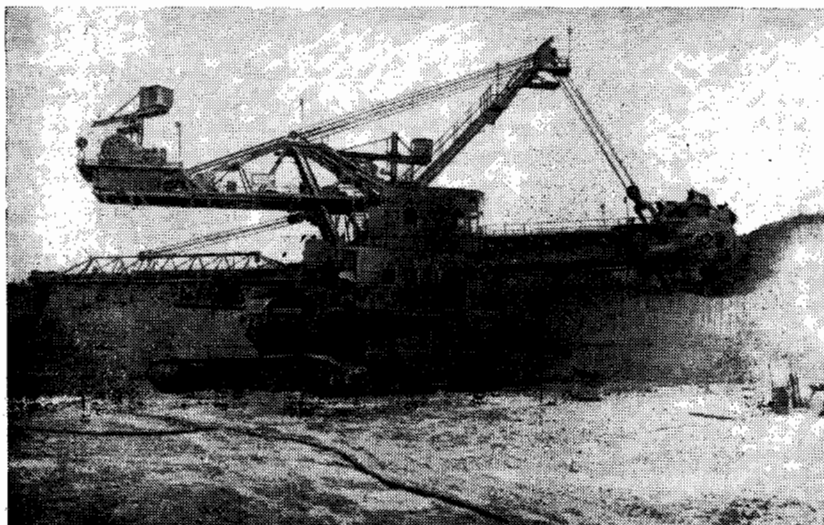


Рис. 108. Роторный экскаватор ЭРГ-350/1000

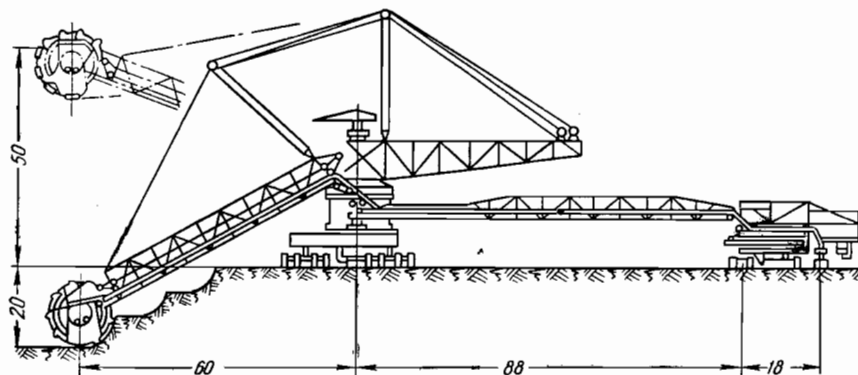


Рис. 109. Схема роторного экскаватора верхнего и нижнего черпания

§ 4. Схемы работы и параметры забоев роторных экскаваторов

Различают следующие схемы работы роторных экскаваторов: при верхнем черпании породы забой экскаватора может располагаться по откосу и в торце уступа. При верхнем и нижнем черпании забой экскаватора обычно расположен только в торце уступа.

На рис. 110 показаны схемы работы роторных экскаваторов в забое.

Схема работы неповоротного роторного экскаватора по откосу уступа подобна схеме работы цепного многоковшового экскаватора. При этом экскаватор передвигается вдоль фронта уступа и раз-

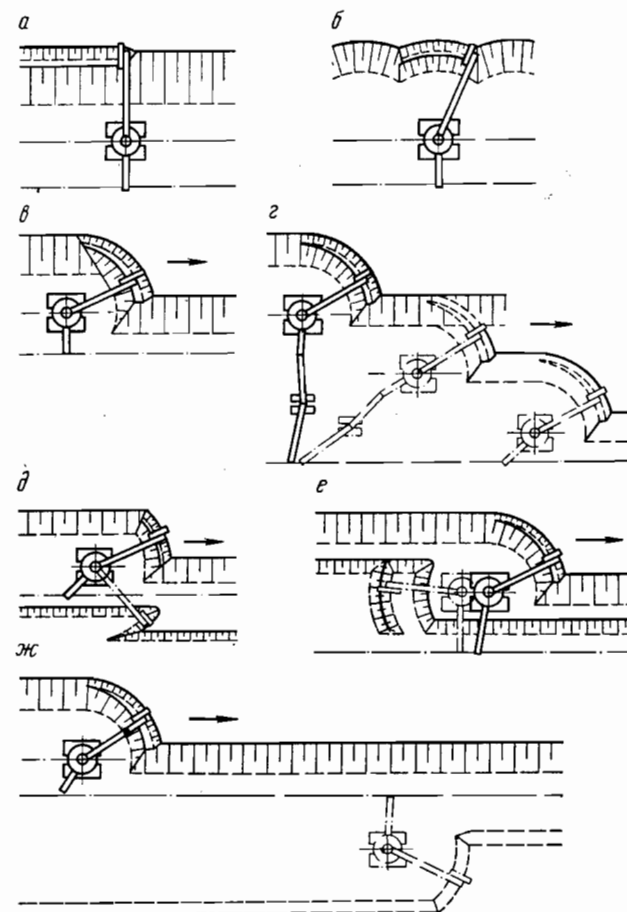


Рис. 110. Схемы работы роторных экскаваторов в забое

рабатывает его горизонтальными слоями (рис. 110, а). Горизонтальные усилия при черпании породы по этой схеме преодолеваются ходовым устройством, что сопряжено со значительными затратами электроэнергии и повышенным износом ходовых частей. По такой схеме работают чаще всего роторные экскаваторы на железнодорожном ходу, встроенные в транспортно-отвальные мосты.

Работа поворотных роторных экскаваторов по откосу уступа характеризуется разделением фронта работ на ряд блоков с криво-

линейной поверхностью (рис. 110, б). При обработке уступа по данной схеме длина блока, обрабатываемая экскаватором из одного положения по всей высоте уступа, определяется суммарным углом поворота роторной стрелы ω и составляет

$$A = 2R_{\max} \sin \frac{\omega}{2}, \text{ м,}$$

где R_m — максимальный радиус черпания роторного экскаватора, м.

Затем экскаватор передвигается вдоль фронта на величину блока, и цикл повторяется.

Схема расположения забоя в торце уступа широко распространена в случае применения роторных экскаваторов на гусеничном и шагающе-рельсовом ходу. При работе роторных экскаваторов с верхним черпанием в торцовом забое ширина заходки зависит от конструкции разгрузочного устройства. При консольном разгрузочном устройстве небольшой длины ширина заходки по фронту работ ограничивается параметрами рабочего оборудования (рис. 110, е). Наличие разгрузочного устройства мостового типа или специального перегружателя для передачи породы от экскаватора к транспортным средствам позволяет обрабатывать уступ при увеличенной ширине заходки (рис. 110, з).

При обработке уступа верхним и нижним черпанием возможны схемы расположения забоев роторных экскаваторов, показанные на рис. 110, д, е, ж.

В процессе выемки породы при верхнем черпании роторная стрела вместе с ротором поворачивается около оси экскаватора на угол 90° — 135° . Угол поворота роторной стрелы в сторону уступа зависит от высоты уступа H и достигает 90° . Максимальная величина поворота роторной стрелы в сторону погрузки определяется условиями полной обработки породы в основании уступа и не превышает 45° — 50° .

Форма стружки (в плане), снимаемой роторным экскаватором, зависит от конструкции роторной стрелы. Роторный экскаватор с неподвижной стрелой (рис. 111, а) разрабатывает забой серповидными стружками, при выдвижной стреле (рис. 111, б) стружка имеет концентрическую форму. В первом случае толщина стружки изменяется от определенной величины до нуля, а во втором случае толщина стружки имеет постоянную величину почти по всему периметру, за исключением небольших участков. При постоянной толщине стружки обеспечивается большая производительность экскаватора.

Забой роторного экскаватора может разрабатываться вертикальными и горизонтальными стружками, а также комбинированным способом.

На рис. 112, а показана схема обработки забоя вертикальными однорядными стружками. Ротором с осью вращения C_1 обрабатывается стружка 1 по всей ширине забоя. После этого последовательно опускаясь вниз (положение C_2 — C_4), он снимает стружки 2, 3 и 4, производя обработку всего забоя. Затем ротор перемещается

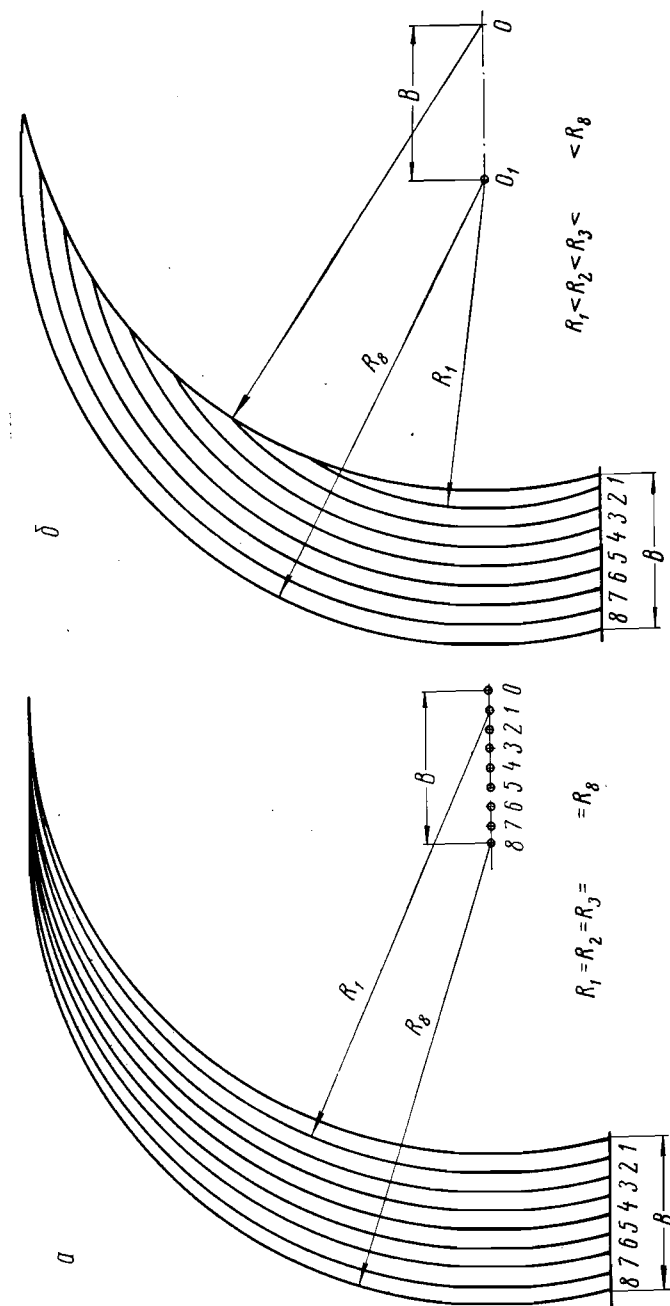


Рис. 111. Схема расположения отрубок при работе роторного экскаватора

в исходное положение C_5 , и цикл повторяется (обрабатываются стружки 5, 6, 7 и 8).

Схема разработки забоя вертикальными многорядными стружками (рис. 112, б) отличается от предыдущей тем, что в этом случае в каждом горизонтальном слое снимается последовательно несколько стружек, порядок выемки которых показан цифрами 1—20.

Высоту слоя h при валовой выемке пород принимают равной около 0,5 диаметра ротора; при селективной обработке забоя эту величину определяют мощностью прослоев, извлекаемых раздельно, но она не должна превышать 0,75 диаметра ротора.

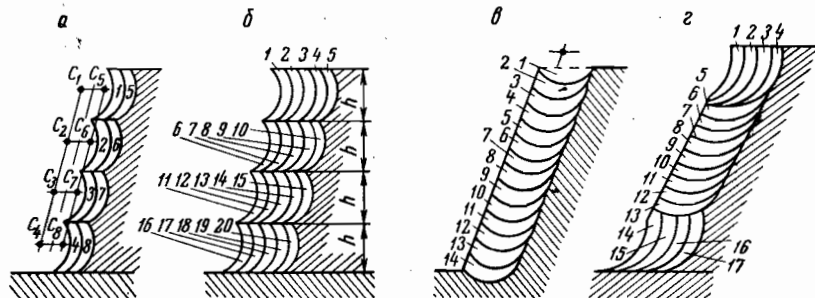


Рис. 112. Способы обработки забоя роторным экскаватором

При разработке забоя горизонтальными стружками (рис. 112, в) роторное колесо опускается сверху вниз (1—14). После обработки забоя на полную высоту уступа ротор переводят в исходное верхнее положение и приступают к разработке следующей полосы. Глубина захвата ротора достигает величины 0,5—0,75 диаметра ротора. Схема комбинированного способа разработки забоя ротором показана на рис. 112, г.

Толщина снимаемой стружки зависит от мощности роторного экскаватора; у средних и мощных экскаваторов толщина стружки достигает 0,3—0,5 м.

Эффективность каждого способа разработки забоя характеризуется коэффициентом использования экскаватора во времени k_n :

$$k_n = \frac{t_p}{t_o} = \frac{1}{1 + \frac{t_1}{t_p} + \frac{t_2}{t_p}}, \quad (XI,3)$$

где t_p — время полезной работы экскаватора;

t_o — общее время использования экскаватора;

t_1 — время вспомогательных операций (зависит только от принятого способа разработки забоя);

t_2 — время простоев экскаватора (зависит от условий и организации транспортирования горной массы).

Способ разработки забоя определяется геологическими условиями месторождения и производственно-техническими требованиями. Так,

способ разработки забоев вертикальными многорядными стружками приемлем при разработке рыхлых и сыпучих пород, а также при селективной обработке уступов; обработка горизонтальными стружками применима при разработке плотных пород валовым способом; комбинированный способ используют в забоях, сложенных слоями пород различной крепости. Параметры обрабатываемого забоя определяются линейными размерами экскаватора (длиной роторной стрелы, высотой ее подвески, диаметром ротора и т. д.), а также физико-механическими свойствами пород уступа.

Высота забоя (уступа), обрабатываемого верхним черпанием, при вертикальных стружках составит

$$H = L \sin \beta_1 + C_n + h_1 - \frac{D}{2}, \quad (XI,4)$$

где L — длина стрелы, м;

β_1 — угол наклона роторной стрелы к горизонту при обработке верхнего слоя, град;

D — диаметр роторного колеса, м;

C — высота закрепления опорного шарнира стрелы, м;

h_1 — высота первого слоя, м.

При работе горизонтальными стружками максимально допустимая высота уступа должна быть принята меньшей на высоту первого слоя h_1 по сравнению с работой вертикальными стружками.

Угол откоса уступа α и угол забоя α_1 должны приниматься в соответствии с физико-механическими свойствами разрабатываемых пород. В «Правилах технической эксплуатации месторождений открытым способом» рекомендуется принимать угол откоса уступа роторного экскаватора не более 65° . Угол откоса забоя может быть принят на $5-10^\circ$ больше угла откоса уступа, так как устойчивость забоя должна быть кратковременной.

Для роторных экскаваторов при работе в торцовом забое (рис. 113) максимальная ширина заходки составит

$$A = R_{q_1} \sin \varphi_1 + R_{q_n} \sin \psi_n - (H - h) \operatorname{ctg} \alpha, \quad (XI,5)$$

где R_{q_1} — радиус черпания экскаватора при выемке первого слоя, м;

φ_1 — угол поворота роторной стрелы в сторону уступа при выемке первого слоя, град;

R_{q_n} — радиус черпания на уровне стояния, м;

ψ_n — угол поворота роторной стрелы в сторону погрузки при выемке последнего слоя, град.

При $R_1 \approx R_{q_n}$ формула (XI,5) будет иметь вид

$$A = 1,77R_{q_n} - (H - h) \operatorname{ctg} \alpha, \quad (XI,6)$$

На величину радиуса черпания на уровне стояния влияет минимальный возможный угол подхода роторного колеса к забою γ , образованный касательной к радиусу черпания и линией, соединяющей кромку ковша с наиболее выступающими частями питателя

или редуктора. Угол γ зависит от конструктивных особенностей каждой машины и учитывается следующими выражениями:
 для экскаваторов с невыдвижной стрелой (рис. 113, а)

$$R_{\text{чн}} = \frac{R_{\text{ч1}} \sin \varphi_1 - (H-h) \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \gamma}, \text{ м}, \quad (\text{XI},7)$$

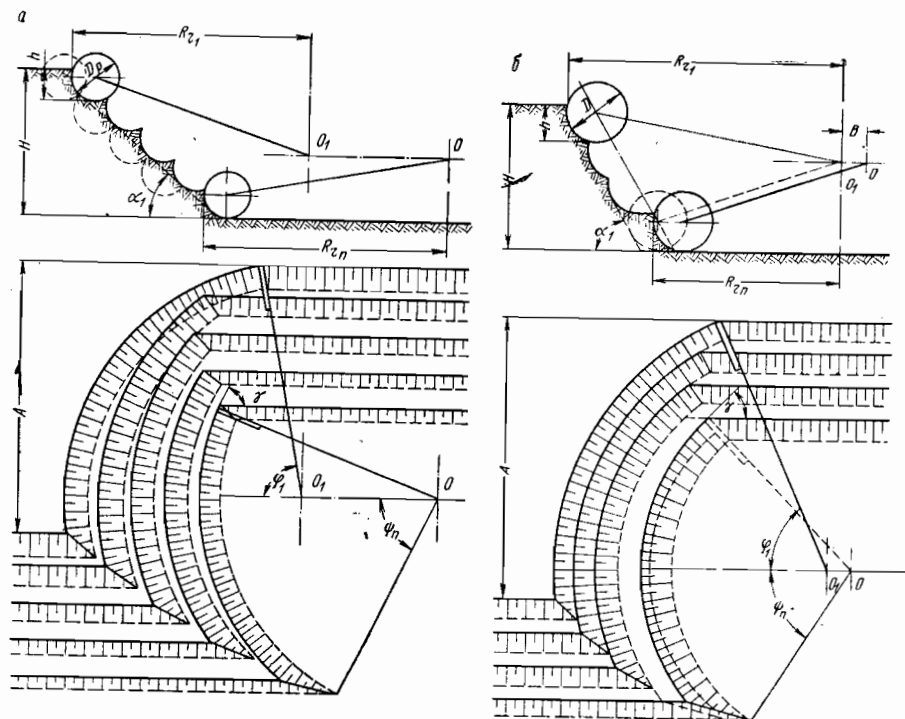


Рис. 113. Схемы обработки заходки

для экскаваторов с выдвижной стрелой (рис. 113, б)

$$R_{\text{чн}} = \frac{R_{\text{ч1}} \sin \varphi_1 - (H-h) \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \gamma} - B, \text{ м}. \quad (\text{XI},8)$$

Входящая в формулу (XI,8) величина подвигания забоя за цикл B оказывает влияние не только на ширину заходки, но и в значительной степени определяет время работы экскаватора с одной точки стояния и, следовательно, влияет на производительность экскаватора. Для повышения производительности экскаватора следует принимать максимальной величину подвигания забоя за цикл. Однако эта величина ограничивается:

углом откоса забоя α_1

$$B \leq R_{\text{ч1}} - (H-h) \operatorname{ctg} \alpha_1 - R_{\text{чн}}, \text{ м}; \quad (\text{XI},9)$$

углом откоса уступа α и углом подхода роторного колеса к забою γ

$$B \leq \frac{R_{\text{ч1}} \sin \varphi_1 - (H-h) \operatorname{ctg} \alpha}{\cos \gamma} - R_{\text{чн}}, \text{ м}; \quad (\text{XI},10)$$

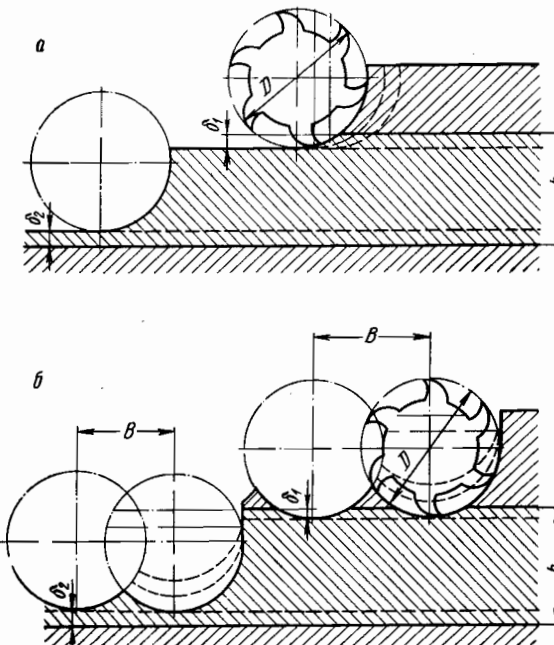


Рис. 114. К определению потерь полезного ископаемого при раздельной разработке уступа роторным экскаватором: а — вертикальными стружками; б — горизонтальными стружками

упиранием металлоконструкций роторной стрелы в верхнюю бровку нижележащего слоя

$$B \leq \frac{D \cos \beta_1 - 2t_{\text{ср}}}{2 \sin \beta_1} - \left(h \operatorname{ctg} \alpha_1 - \frac{D}{2} \right), \text{ м}, \quad (\text{XI},11)$$

где $t_{\text{ср}}$ — расстояние от продольной оси до нижней кромки металлоконструкций стрелы, м.

У экскаваторов с верхним и нижним черпанием ширина заходки в торцовом забое определяется по верхнему подступу. Если пласты полезного ископаемого имеют сложное строение, то применение роторных экскаваторов более эффективно, чем цепных. Одновременное перемещение рабочего органа роторного экскаватора в горизонтальной и вертикальной плоскостях позволяет производить раздельную выемку прослоек породы или полезного ископаемого

мощностью 10 см и более при невыдержанном их залегании. Эффективность раздельной выемки в значительной степени зависит от параметров роторного колеса и формы режущих элементов ковшей.

В зависимости от способа разработки забоя роторным экскаватором происходит изменение потерь полезного ископаемого при оставлении части его во избежание разубоживания. На рис. 114 показана схема к определению потерь полезного ископаемого при раздельной разработке уступа роторным экскаватором.

Потери полезного ископаемого в кровле пласта: при выемке вертикальными стружками

$$\Delta_1 = 100 \frac{\delta_1}{h_1}, \% \quad (\text{XI,12})$$

при выемке горизонтальными стружками

$$\Delta'_1 = 100 \frac{\frac{4}{3} \delta \frac{\sqrt{D \delta_1 - \delta_1^2}}{B}}{h}, \% \quad (\text{XI,13})$$

Потери полезного ископаемого в почве пласта полезного ископаемого:

при выемке вертикальными стружками

$$\Delta_2 = 100 \frac{\delta_2}{h}, \% \quad (\text{XI,14})$$

при выемке горизонтальными стружками

$$\Delta'_2 = 100 \frac{\delta_2 + \frac{1}{4} (D - \sqrt{D^2 - B^2})}{h}, \% \quad (\text{XI,15})$$

где δ_1 и δ_2 — толщина слоя, оставляемая во избежание разубоживания полезного ископаемого в кровле и почве пласта (пачки), м.

§ 5. Производительность многоковшовых экскаваторов

Производительность многоковшовых экскаваторов зависит от емкости ковшей, скорости движения ковшовой цепи, направления черпания, схемы отработки забоя, физико-механических свойств разрабатываемых пород, общей организации работ на карьере, квалификации машиниста экскаватора.

Теоретическая производительность многоковшовых экскаваторов определяется геометрической емкостью и числом разгружаемых ковшей в единицу времени

$$Q_T = 60En, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{XI,16})$$

где E — емкость ковша, м^3 ;
 n — число разгрузок в минуту.

Число разгрузок определяется скоростью ковшовой цепи v_k и ее шагом III , которые устанавливаются при проектировании экскаватора в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемых пород и необходимой производительности карьера.

Число разгрузок определяется по формуле

$$n = \frac{v_k}{III}.$$

Ориентировочно число разгрузок в минуту для современных моделей многоковшовых экскаваторов составляет: для рыхлых пород — 30—38, суглинистых пород — 22—26, глинистых пород — 20—24, тяжелых глин, мела и мергеля — 18—22.

Техническую производительность цепного многоковшового экскаватора в целике определяют с учетом коэффициента наполнения ковшей k_n и коэффициента разрыхления породы в ковше k_p :

$$Q_{\text{техн}} = Q_T \frac{k_n}{k_p} = 60 \frac{Enk_n}{k_p}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (\text{XI,17})$$

Коэффициенты наполнения и разрыхления приведены в табл. 38.

Таблица 38

Значения коэффициентов наполнения и разрыхления

| Разрабатываемый грунт | Значение коэффициента | |
|--|-----------------------------------|-------------|
| | наполнения (для нижнего черпания) | разрыхления |
| Песок, гравий | 0,9—1,2 | 1,1 |
| Бурый уголь, легкие суглинки | 0,8—1,1 | 1,25 |
| Плотные суглинки | 0,75—1,0 | 1,25—1,3 |
| Глинистые породы | 0,7—0,9 | 1,3—1,35 |

Для верхнего черпания коэффициент наполнения принимается на 10—15% меньше значений, приведенных в табл. 38. При работе цепного многоковшового экскаватора с откоса уступа, когда выемка породы производится параллельными слоями, толщина стружки обычно не лимитирует наполняемость ковшей. При веерной отработке забоя наполняемость ковшей снижается при первых положениях рамы. Поэтому для увеличения среднего коэффициента наполнения ковшей при выемке заходки на практике увеличивают длину планирующего звена.

Эксплуатационные часовую и сменную производительности экскаватора определяют по формулам:

$$Q_{\text{экспл}} = \frac{60Enk_n k_n}{k_p}, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (\text{XI,18})$$

$$Q_{\text{экспл}} = \frac{60Enk_n T k_n}{k_p}, \text{ м}^3/\text{смену} \quad (\text{XI,19})$$

где T — продолжительность рабочей смены, ч.

Коэффициент использования экскаватора во времени зависит от общей организации работ в карьере и, в частности, от четкости работы транспорта. Величина коэффициента k_n колеблется от 0,5 до 0,9. В зависимости от вида транспортного оборудования ориентировочные значения этого коэффициента могут быть приняты: при погрузке на конвейер — 0,75—0,9; при двухпортальной погрузке породы в железнодорожные вагоны — 0,65—0,80; при однопортальной погрузке породы в железнодорожные вагоны — 0,50—0,70.

Теоретическая производительность роторных экскаваторов также определяется по выражению (XI,16).

Число разгрузок ковшей роторного колеса может быть постоянным или переменным, что определяется типом привода, системой регулирования, крепостью и степенью налипания разрабатываемой породы.

Большинство современных роторных экскаваторов имеет ступенчатое или бесступенчатое регулирование скорости вращения роторного колеса. Работа роторных экскаваторов в торцовом забое определяет цикличность рабочего процесса, так как в состав цикла наряду с производительной работой входят вспомогательные операции, во время выполнения которых производительность экскаватора либо снижается, либо вообще прекращается выемка породы. Поэтому техническая производительность экскаватора в целом определяется введением коэффициента производительности k_n :

$$Q_{\text{техн}} = Q_{\text{т}} \frac{k_n}{k_p} = \frac{60Enk_n}{k_p}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (\text{XI},20)$$

Коэффициент производительности учитывает отличие среднего фактического наполнения ковшей от теоретического (расчетного), а также влияние на производительность технологических задержек и простоев при обработке забоя с конкретными размерами и формой.

При выемке забоя вертикальными стружками наполнение ковшей зависит от высоты слоя и формы стружек (в плане). Наполнение ковшей роторных экскаваторов, не имеющих выдвижной роторной стрелы и производящих выемку породы серповидными стружками, является величиной переменной. При постоянной скорости поворота стрелы (в плане) толщина стружки уменьшается, что приводит к снижению наполнения ковшей и производительности экскаватора. Для поддержания постоянного наполнения ковшей у современных экскаваторов скорость поворота автоматически изменяется обратно пропорционально косинусу угла поворота от нулевого положения роторной стрелы, совпадающего с направлением движения экскаватора

$$v = \frac{v_0}{\cos \varphi}, \quad (\text{XI},21)$$

где v_0 и v — соответственно начальные и текущие значения скорости поворота роторной стрелы.

Предел регулирования скорости поворота обычно ограничивают углом φ , равным 60—70°. Число и длительность вспомогательных операций зависят от способа разработки забоя. Так, для наиболее производительного способа обработки забоя вертикальными многорядными стружками вспомогательные операции включают: перевод ротора в пределах одного слоя для обработки очередной стружки; выведение из забоя и опускание ротора для обработки нижележащего слоя; переход экскаватора к обработке объема, вынимаемого за следующий цикл.

Продолжительность выполнения указанных операций и целесообразность применения различных способов обработки забоя зависят от типа и параметров экскаватора и размеров элементов забоя.

Величина k_n определяется как отношение технической производительности к теоретической:

$$k_n = \frac{Q_{\text{техн}}}{Q_{\text{т}}}. \quad (\text{XI},22)$$

Так как объем породы, вынимаемый за технологический цикл, V условно обрабатывается экскаватором с теоретической производительностью за время

$$T_{\text{т}} = \frac{V}{Q_{\text{т}}},$$

а технической производительности соответствует затрачиваемое время

$$T_{\text{факт}} = \frac{V}{Q_{\text{техн}}}, \quad (\text{XI},23)$$

то

$$k_n = \frac{T_{\text{т}}}{T_{\text{факт}}}. \quad (\text{XI},24)$$

Фактически затрачиваемое время складывается из времени на экскавацию стружек $T_{\text{стр}}$ и вспомогательные операции $T_{\text{всп}}$, т. е.

$$T_{\text{факт}} = T_{\text{стр}} + T_{\text{всп}}, \text{ ч}.$$

Для экскаваторов с выдвижной стрелой при вертикальных многорядных стружках время обработки породы в пределах одного слоя определяется средними углами поворотов роторной стрелы при выемке стружек к откосу уступа φ_i и в сторону погрузки ψ_i . Путь, проходимый роторным колесом, определяется по формуле

$$S_{p_i} = \frac{\pi R_{q_i} (\varphi_i + \psi_i)}{180}. \quad (\text{XI},25)$$

Время выемки стружек в пределах слоя

$$t_{\text{стр}_i} = t_p + \frac{S_{p_i} - (l_p + l_r)}{v} + t_r, \text{ ч}, \quad (\text{XI},26)$$

где v — линейная скорость поворота экскаватора, $\text{м}^3/\text{ч}$;

t_p и t_T — время разгона и торможения механизма поворота экскаватора, ч;

l_p и l_T — путь, проходимый ротором при разгоне и торможении механизма поворота, м.

Для экскаваторов без выдвигания роторной стрелы при регулировании скорости поворота время отработки стружек в пределах одного слоя складывается из времени движения роторной стрелы с регулированием скорости поворота (t_1 и t_2) от среднего положения до угла φ_i в сторону уступа и ψ_i в сторону погрузки; времени движения с ускорением или замедлением в начале или конце стружек (t_3 и t_4) в пределах углов φ_i , φ_i' и ψ_i , ψ_i' ; времени равномерного движения t_5 с максимальной скоростью на участках, где угол поворота превышает предел автоматического регулирования,

$$t_{стр_i} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5, \text{ ч.} \quad (XI,27)$$

Время отработки всех стружек в пределах объема, вынимаемого за цикл,

$$T_{стр} = \sum_{i=1}^n t_{стр_i}, \text{ ч.} \quad (XI,28)$$

Время выполнения вспомогательных операций с учетом максимального их совмещения $T_{всп}$ рассчитывается на основании определения путей, проходимых ротором без экскавации породы, в соответствии с характеристиками приводов поворота, подъема и выдвигания (втягивания) роторной стрелы.

Эксплуатационная производительность роторного экскаватора определяется с учетом различных внутрисменных задержек, связанных с потерями времени при работе экскаватора, на сопряжение и пуск всего комплекса горнотранспортного оборудования,

$$Q_{эспл} = \frac{60Enk_p T k_n}{k_p}, \text{ м}^3/\text{смену}. \quad (XI,29)$$

Таблица 39

Коэффициент использования рабочего времени многоковшовых экскаваторов

| Вид транспорта | Схема транспорта | Коэффициент использования |
|-----------------|--|---------------------------|
| Конвейерный | Консольный отвалообразователь (транспортно-отвальный мост) | 0,85—0,9 |
| | Система ленточных конвейеров | 0,8—0,85 |
| Железнодорожный | Кольцевая откатка: | |
| | две колеи | 0,8—0,85 |
| | одна колея | 0,7—0,8 |
| | Тупиковая схема подачи порожняка: | |
| две колеи | 0,75—0,85 | |
| одна колея | 0,6—0,7 | |

Эксплуатационная производительность многоковшовых экскаваторов определяется типом и организацией работы карьерного транспорта (табл. 39).

На производительность многоковшовых экскаваторов влияет продолжительность их работы в течение года. Длительность рабочего сезона обуславливается горногеологическими, климатическими, техническими и организационными факторами (табл. 40).

Таблица 40
Примерная длительность сезона вскрышных работ для многоковшовых экскаваторов

| Климатические районы | Границы сезона | | Продолжительность сезона, ч |
|----------------------|----------------|---------|-----------------------------|
| | начало | конец | |
| Южные | Март | Декабрь | 4800—5000 |
| Средней полосы | Апрель—май | Ноябрь | 4200—4400 |
| Северные | Май | Октябрь | 3700—3900 |

§ 6. Автоматизация многоковшовых экскаваторов

Одним из основных направлений комплексной механизации открытых горных работ является применение механизации непрерывного действия — многоковшовых экскаваторов, транспортно-отвальных мостов и ленточных отвалообразователей, трансмашины по сравнению с машинами циклического действия. Эти преимущества, заключающихся в меньшей металлоемкости и уставленной мощности электрооборудования, небольшой металлоемкости и усталости на единицу производительности и т. д.

Эффективная работа комплекса машин непрерывного действия может быть обеспечена только при четком взаимодействии всех машин и механизмов, входящих в этот комплекс. Это приводит к необходимости применения устройств автоматического управления и непрерывности производственного процесса управления и кон- вспомогательных работ и облегчает его автоматизацию.

В технологических схемах с цепным многоковшовым экскаватором и транспортно-отвальными мостами основными процессами автоматизации являются: выемка породы экскаватором и перемещение комплекса машин.

Максимальное использование технических возможностей экскаватора при выемке породы может быть достигнуто с помощью систем автоматического регулирования его производительности, воздвигающих на приводы рабочего органа и подачи. Совместное перемещение комплекса машин (экскаватора и транспортно-отвального моста) связано с задачей согласованного движения экскаватора и обоих опор моста.

В технологических схемах с применением роторных экскаваторов, магистральных конвейеров и ленточных отвалообразователей

основными процессами автоматизации являются: выемка породы экскаватором, управление движением рабочего органа в пространстве забоя, отвалообразование, взаимосвязанное управление перемещениями машин комплекса.

Важнейшими задачами управления роторными экскаваторами являются задачи регулирования их производительности при выемке породы и управления движением рабочего органа в пространстве забоя. Первая из этих задач может быть решена с помощью систем автоматического регулирования производительности, вторая — с помощью систем пространственного программного управления.

Автоматизация управления горнотранспортными машинами непрерывного действия начала развиваться только в последние годы одновременно с появлением в Советском Союзе мощных роторных комплексов. Работы по автоматизации ранее выпускавшихся комплексов и, в частности, по автоматизации цепных многоковшовых экскаваторов проводились в незначительном объеме. Поэтому методы и системы автоматического управления многоковшовыми экскаваторами будут рассмотрены ниже применительно к роторным экскаваторам, как к наиболее перспективным.

Автоматизация процесса копания многоковшовыми экскаваторами обусловлена невозможностью точного учета при ручном управлении непрерывных изменений технологических параметров забоя (высоты слоя, толщины стружки, углов наклона и поворота стрелы), а также физико-механических свойств экскавируемой породы (удельного сопротивления породы копанию, коэффициента разрыхления, объемного веса, липкости и т. д.). От изменения этих факторов зависят весовая и объемная загрузка конвейеров, процесс разгрузки ковшей, удельная энергоемкость копания, загрузка главного привода, т. е. экономическая эффективность работы всего комплекса. У экскаваторов с невыдвижной стрелой автоматическое управление еще более усложняется серповидностью срезаемой стружки (в плане) забоя. Ручное регулирование скорости поворота не позволяет поддерживать постоянной производительность экскаватора, что зависит от квалификации машиниста, т. е. от того, насколько быстро и точно он может определить отклонение от заданного режима и соответствующим образом скорректировать работу машины.

Исследованиями установлено, что машинист экскаватора практически не в состоянии длительно обеспечить заданный режим работы. Обобщение и анализ экспериментальных материалов позволяет сделать вывод, что при ручном управлении процессом экскавации на 15—20% недоиспользуются технические возможности экскаватора, неравномерно загружается транспорт, экскаватор подвержен значительным и длительным перегрузкам, сказывающимся на устойчивости прочности его механических узлов и конструкций.

Созданные в настоящее время системы автоматического управления процессом экскавации можно классифицировать следующим образом:

- 1) автоматическое управление электроприводом поворота роторного экскаватора по нагрузке рабочего органа;
- 2) автоматическое управление электроприводом поворота роторного экскаватора по углу между направлением движения экскаватора и осью роторной стрелы;
- 3) автоматическое управление электроприводом поворота роторного экскаватора по весовой или объемной производительности.

Впервые устройство автоматического регулирования нагрузки привода рабочего органа было разработано УкрНИИпроектом в 1956 г. для роторного экскаватора, встроенного в транспортно-отвальный мост (Юрковский карьер). На рис. 115 показана эта статистическая система.

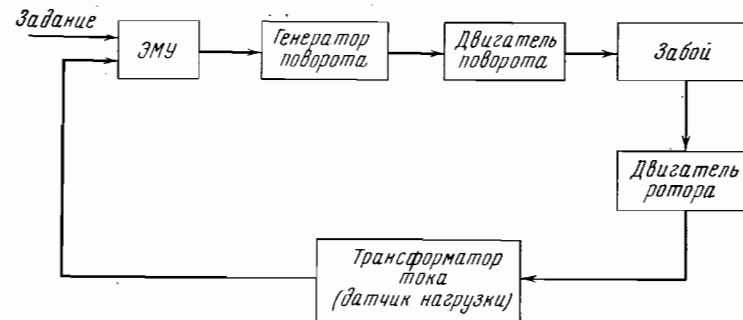


Рис. 115. Статистическая система автоматического регулирования нагрузки рабочего органа роторного экскаватора, встроенного в транспортно-отвальный мост

Данная система, являясь замкнутой и статистической, осуществляет автоматическое регулирование по отклонению, обеспечивая с определенным статизмом стабилизацию заданного значения тока двигателя ротора путем непрерывного сравнения на входе электромашиного усилителя намагничивающих сил задания и обратной связи по току. Напряжение электромашиного усилителя ЭМУ, пропорциональное разности заданной и фактической величины нагрузки, подается на обмотку возбуждения генератора системы Г-Д поворотного механизма, в результате чего изменяется скорость перемещения рабочего органа до значения, обеспечивающего заданную нагрузку ротора.

Устойчивость системы обеспечивается введением гибкой обратной связи по напряжению ЭМУ, выполненной на двух стабилизирующих трансформаторах. Основным недостатком системы является ее малая статистическая точность и низкий коэффициент усиления, обусловленные наличием запаздывания при стружкообразовании, а также стохастическим характером нагрузки привода ротора.

Разработанная УкрНИИпроектом астатистическая система стабилизации нагрузки ротора для экскаватора ЭРГ-350/1000 (рис. 116) не имеет основного недостатка — влияния периодической

составляющей сигнала обратной связи. Как и в статическом регуляторе, нагрузка двигателя ротора стабилизируется изменением скорости поворота стрелы. При отклонении регулируемой величины от заданного значения включается серводвигатель, кинематически связанный с сельсином, работающим в трансформаторном режиме. Выходное напряжение сельсина является задающим сигналом промежуточного магнитного усилителя ПМУ и, следовательно, определяющим напряжение ЭМУ и генератора поворота. Для улучшения

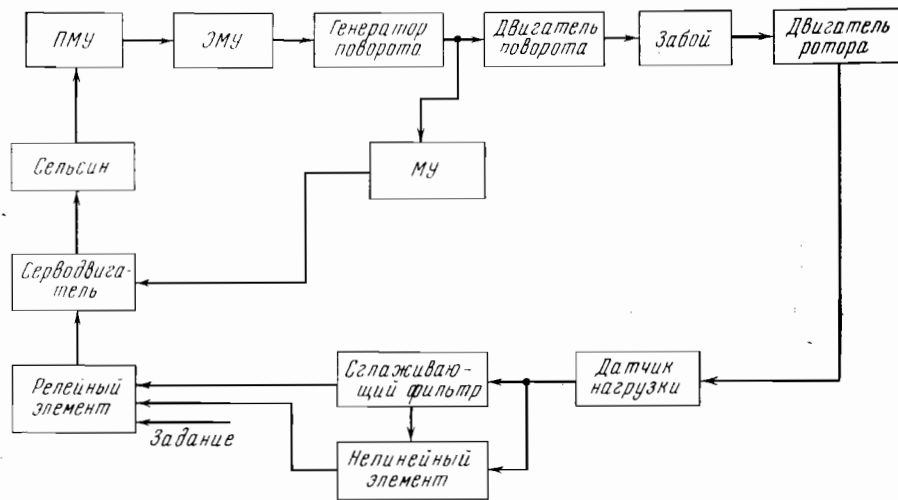


Рис. 116. Астатическая система автоматического регулирования нагрузки ротора экскаватора ЭРГ-350/1000

динамических свойств системы разработано специальное корректирующее устройство, состоящее из сглаживающего фильтра и нелинейного элемента.

Испытания регулятора на карьере показали высокую точность стабилизации тока двигателя ротора — $\pm 5\%$.

В 1963 г. на Шевченковском марганцевом карьере прошел опытно-промышленную проверку роторный экскаватор с выдвижной стрелой типа ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31 производительностью 3000 м³/ч. Приводы ротора и поворота выполнены плавно регулируемые по системе Г-Д с ЭМУ и ПМУ.

Скорость привода ротора изменяется вверх за счет ослабления магнитного поля электродвигателя. Скорость привода поворота роторной стрелы изменяется за счет изменения напряжения на генераторе.

Система автоматического регулирования (рис. 117) осуществляет стабилизацию мощности привода ротора. По мягким породам обеспечивается максимальная производительность экскаватора — 3750 м³/ч при максимальной скорости вращения ротора 5 об/мин.

В процессе экскавации крепких пород производительность экскаватора уменьшается до 2250 м³/ч, при этом скорость вращения ротора минимальная (3 об/мин), а момент, развиваемый электродвигателем, максимальный. Стабилизация нагрузки привода ротора осуществляется за счет сравнения величины задания нагрузки и обратной связи по току двигателя ротора.

Сигнал, пропорциональный скорости вращения ротора, является управляющим воздействием в следящей системе привода поворота роторной стрелы, что обеспечивает постоянное отношение скоростей

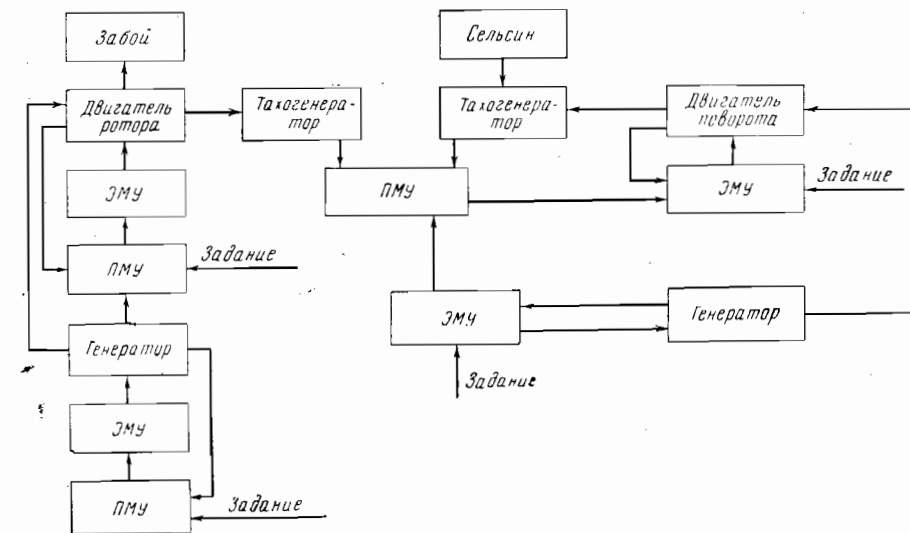


Рис. 117. Система автоматического регулирования мощности рабочего органа роторного экскаватора ЭРГ-1600 $\frac{40}{10}$ 31

привода ротора и поворота стрелы, а следовательно, постоянную ширину срезаемой стружки. При этой системе процесс экскавации осуществляется при максимальном заполнении ковшей, т. е. при минимальной энергоемкости.

Системы автоматического регулирования, основанные на принципе изменения скорости поворота стрелы, применяются в экскаваторах с невыдвижной стрелой для стабилизации производительности экскаватора в процессе изменения толщины срезаемой стружки пропорционально косинусу угла поворота роторной стрелы.

Пример. Рассмотрим схему, разработанную Донецким машиностроительным заводом ЛКСМУ для экскаватора ЭРГ-350/1000 производительностью 1000 м³/ч (рис. 118). Напряжение задания ЭМУ подается на функциональный потенциометр, движок которого перемещается в соответствии с изменением угла поворота роторной стрелы. На этом потенциометре осуществляется деление величины задания на косинус угла поворота. Выходное напряжение потенциометра подается на задающую обмотку ЭМУ и пропорционально ему изменяется напряжение генератора, а следовательно, и скорость двигателя поворота.

Фирмой «Браун» (ФРГ) разработана система автоматического управления электроприводом поворота роторной стрелы экскаватора производительностью 10 000 м³/ч. Скорость поворота стрелы изменяется обратно пропорционально косинусу угла поворота с помощью аналогового вычислительного устройства.

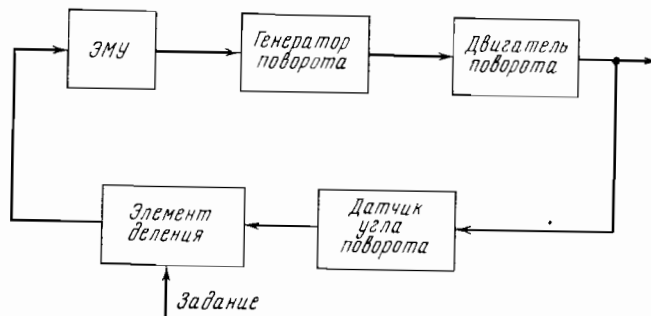


Рис. 118. Система стабилизации производительности роторного экскаватора ЭРГ-350/1000 по углу поворота стрелы

Впервые попытка создания системы автоматического регулирования, основанная на принципе стабилизации весовой производительности экскаватора, была предпринята УкрНИИпроектом на встроенном роторном экскаваторе Юрковского транспортно-отвального моста (рис. 119). В качестве датчика весовой производительности был применен индуктивный датчик, измеряющий прогиб ленты на транспортере роторной стрелы.

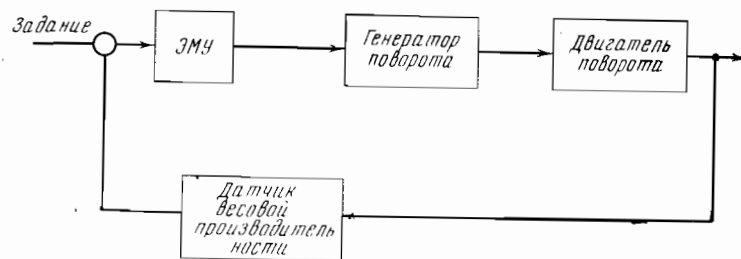


Рис. 119. Система стабилизации весовой производительности

Сигнал, снимаемый с датчика весовой производительности, сравнивается с заданием на входе электромашиного усилителя привода поворота. Сигнал ошибки является заданием скорости привода поворота роторной стрелы. Каждая из рассмотренных систем имеет свои преимущества и недостатки. Так, управление скоростью поворота роторной стрелы по нагрузке двигателя ротора позволяет стабилизировать производительность с точностью, зависящей от характера соотношения между током двигателя и параметрами срезаемой стружки.

Изменение скорости поворота роторной стрелы обратно пропорционально косинусу угла поворота и позволяет стабилизировать производительность с точностью, зависящей от состояния забоя (изменение высоты стружки, осыпания и т. д.).

Настройка регулятора по углу значительно усложняется, если направление выемки породы не совпадает с осью экскаватора. Наиболее приемлемым и эффективным способом стабилизации производительности экскаватора является способ, основанный на применении системы автоматического регулирования, в которой производительность экскаватора принята за регулируемую величину. Это обеспечивает наиболее полное и экономичное использование всего горнотранспортного комплекса.

Программное управление роторными экскаваторами представляет собой управление движением рабочего органа по заданной траектории. Критерием оптимальности управления роторным экскаватором, равно как и критерием оптимальности выбора технологических параметров экскаваторного забоя, обычно служит максимальная техническая производительность при наличии технологических и конструктивных ограничений, определяющих область допустимых режимов работы. Однако, независимо от критерия оптимальности, оптимальным в том или ином смысле технологическим параметрам соответствует оптимальная траектория движения рабочего органа при отработке уступа и, следовательно, оптимальный алгоритм управления, определяющий порядок выполнения операций и их совмещение на отдельных участках траектории, а также включение тех или иных локальных систем автоматического управления (например, системы регулирования режима экскавации на соответствующих участках траектории).

Устраняя или ограничивая субъективизм машинистов и неизбежные при ручном управлении отклонения от заданной оптимальной технологии, программное управление создает условия для эффективного использования локальных систем автоматизации и служит основой автоматизации роторных экскаваторов как единых технологических объектов в рамках комплексной автоматизации процесса поточной технологии на карьерах.

К первым работам в области программного управления роторными экскаваторами следует отнести разработку устройств, предназначенных для выполнения отдельных операций технологического цикла, в частности, операций дозированной подачи ротора при переходе от одного реза к другому. Одно из таких устройств разработано в ДГИ применительно к лебедкам подъема стрелы.

Основой их устройства является дистанционная передача на трех сельсинах, работающих в индикаторном режиме. Ротор первого сельсина связан с контролируемым механизмом, второго — с подвижным упором, третьего — с подвижным концевым выключателем. Требуемая толщина стружки задается по неподвижной шкале поворотом статора третьего сельсина, причем в индикаторном режиме поворачивается и его ротор, а концевой выключатель смещается

относительно подвижного упора. При подаче команды на переход к следующему резу исполнительный механизм поворачивает ротор первого сельсина, дистанционная передача обеспечивает синхронный поворот ротора второго сельсина и вместе с ним перемещение подвижного упора по направлению к концевому выключателю. При этом статор третьего сельсина отключен от синхронизирующей сети, а ротор — заторможен. Таким образом механическое рассогласование (смещение упора относительно концевого выключателя) устраняется. При срабатывании концевого выключателя исполнительный механизм останавливается, а третий сельсин включается в синхронизирующую сеть и воссоздает первоначальное смещение выключателя относительно упора.

Другое устройство дозированной подачи разработано ХЭМЗ и применено для управления приводом напора роторного экскаватора ЭРГ-1600. В этом устройстве также использована индикаторная дистанционная передача на сельсинах. В режиме дозированной подачи сельсин-датчик сочленен электромагнитной муфтой с механизмом напора и сельсин-приемник поворачивается на заданный угол. При срабатывании концевого выключателя одновременно с приводом напора отключается муфта и сельсин-датчик под действием груза возвращается в исходное положение.

НИИэлектро для привода хода роторного экскаватора ЭРШР-1600 разработано более совершенное устройство дозированной подачи на сельсинах и магнитных усилителях, обеспечивающее оптимальное регулирование скорости и точный останов в конце подачи.

Устройство дозированной подачи на сельсинах с каналами грубого и точного отсчета разработано фирмой «АЕГ» (ФРГ). Разработка и внедрение систем программного управления, автоматизирующих управление роторным экскаватором в пределах выполнения достаточно длительного технологического цикла, представляет в общем случае серьезные трудности, обусловленные спецификой горных работ, условиями эксплуатации и требованиями к надежности. Поэтому работы по созданию таких систем начинались с разработки наиболее простых и относительно легко осуществимых систем управления, обеспечивающих хотя бы частичное и ограниченное решение задач управления.

В настоящее время известно несколько опытных систем такого рода.

Простейший технологический цикл работы экскаватора с невыдвижной стрелой (поочередное выполнение поворотов стрелы и дозированных подач) выполняется позиционной системой программного управления фирмы «Браун» (ФРГ). В этой системе правый и левый предельные углы поворота стрелы задаются по шкале установкой передвижных концевых выключателей. Индикация действительного угла осуществляется с помощью дистанционной передачи на сельсинах, воздействующей также на концевые выключатели после отработки заданного угла. Дозированная подача экскаватора на толщину стружки и полная подача на глубину блока задаются

декадными переключателями. Заданные величины подачи преобразуются в двоично-десятичный код и вводятся в счетчики. Контроль действительных перемещений экскаватора осуществляется с помощью сельсина, соединенного с механизмом хода. Изменения выходного напряжения сельсина преобразуются в последовательные импульсы, которые поступают в счетчики, работающие на вычитание. Контроль состояния счетчиков производится схемами совпадения. В момент соответствия заданной и действительной подачи схемы совпадения посылают сигнал на включение привода поворота (после подачи на толщину стружки) или на остановку системы (после отработки подступа на полную длину).

В системе программного управления, разработанной УкрНИИ-проектом, предусмотрена автоматизация полного технологического цикла работы экскаватора ЭРГ-350/1000 с невыдвижной стрелой при отработке вскрышного уступа вертикальными стружками. Задание исходных данных (углы поворота и наклона стрелы, перемещения экскаватора) производится с помощью потенциометрических датчиков. Контроль действительных координат производится с помощью сельсинов. Контролирующие механизм хода датчики соединяются с ним электромагнитными муфтами. В связи с необходимостью обеспечить возможность отработки уступа горизонтальными стружками система была реконструирована, причем следящая система привода подъема была дополнена каналом точного отсчета со смещением начала отсчета после каждого опускания ротора на толщину реза. Кроме того, в систему программного управления было введено устройство, обеспечивающее изменение предельного угла поворота при изменении угла наклона стрелы.

В 1960—1961 гг. в Киевском институте автоматики была начата разработка систем программного управления роторными экскаваторами (ЭРГ-1600) с выдвижной стрелой, отличающимися более сложной кинематикой. Система разработана на основе цифровых следящих систем для управления приводами поворота, подъема и напора с заданием программ на перфоленте. Другой вариант системы, разработанный применительно к роторному экскаватору транспортно-отвального моста Юрковского бурогольного карьера, состоит в использовании аналоговых следящих систем на сельсинах.

Наряду с разработкой системы программного управления для экскаватора ЭРГ-1600 в этом же институте была разработана система управления экскаватором ЭРШР-1600 с невыдвижной стрелой и шагающе-рельсовым ходовым оборудованием, отличающаяся использованием коммутационного наборного поля для задания программ, а также система управления экскаваторами ЭРГ-350/1000 и ЭРГ-400/1000 при селективной отработке уступа с заданием программ на перфоленте.

Характерным примером (по заранее рассчитанной жесткой программе) может служить система программного управления роторным экскаватором ЭРГ-1600.

Система предназначена для автоматизации управления экскаватором в пределах выемки вскрышного блока с одной стоянки. Непостоянство предельных углов поворота стрелы при отработке отдельного слоя, обусловленное особенностями экскаватора с подвижной стрелой, предопределило необходимость программирования большого объема исходной информации. Кроме того, требуемая точность задания и отработки программируемых координат опорных точек траектории движения рабочего органа относительно высока. В связи с этим единственно приемлемой оказалась цифровая форма задания программ, что в значительной степени определило технические решения при разработке системы.

Техническая характеристика цифровой системы
программного управления роторным экскаватором

ЭРГ-1600⁴⁰/₁₀31

| | |
|---|---|
| Принцип управления | Позиционное управление по заранее рассчитанной жесткой программе |
| Способ задания программ | Цифровой |
| Тип программносителя | Перфолента на основе аэролентки шириной 187 мм с двусторонней ведущей перфорацией |
| Способ кодирования координат | Рефлексный двоичный код |
| Тип воспроизводящей части | Цифровые кодовые позиционные следящие системы |
| Способ воздействия на исполнительные приводы | Трехпозиционное релейное воздействие |
| Количество управляемых приводов (и координат), по которым программируются перемещения рабочего органа | 3 (приводы напора, поворота и подъема стрелы) |
| Количество каналов программного управления (и одновременно обрабатываемых координат) | 2 |
| Приведенная разрешающая способность системы (по каждой из координат) | 0,001 |
| Способ считывания программ | Электроконтактный |
| Тип датчиков действительных координат | Контактные цифраторы |
| Параметры электрического питания: | |
| частота, гц | 50 |
| напряжение, в | 127 |
| Потребляемая мощность, вт | до 300 |

Структурная схема цифровой системы программного управления роторным экскаватором показана на рис. 120. На этой схеме введены следующие обозначения: 1 — переключатель режимов работы (режим отработки одиночных позиций программы и режим отработки цикла операций); 2 — управляющее устройство приводов и механизмов шаговой подачи перфоленты; 3 — программноситель (перфолента); I и II — первый и второй каналы программного управления; 4 — зона записи кодов координат механизмов поворота и напора пер-

вом канала; 5 — зона записи кодов координат механизмов напора и подъема во втором канале; 6 и 7 — зоны записи кодов команд соответственно в первом и во втором каналах программного управления; 8 — считывающее устройство; 9 — цифровые устройства сравнения кодов заданных и действительных координат; 10 — усилители; 11 — трехпозиционные релейные элементы; 12 и 13 — команды на включение привода поворота платформы соответственно в рабочем режиме и замедления; 14—15 — команды на включение привода напора соответственно по первому и по второму каналам программного управления; 16 — команда на включение привода

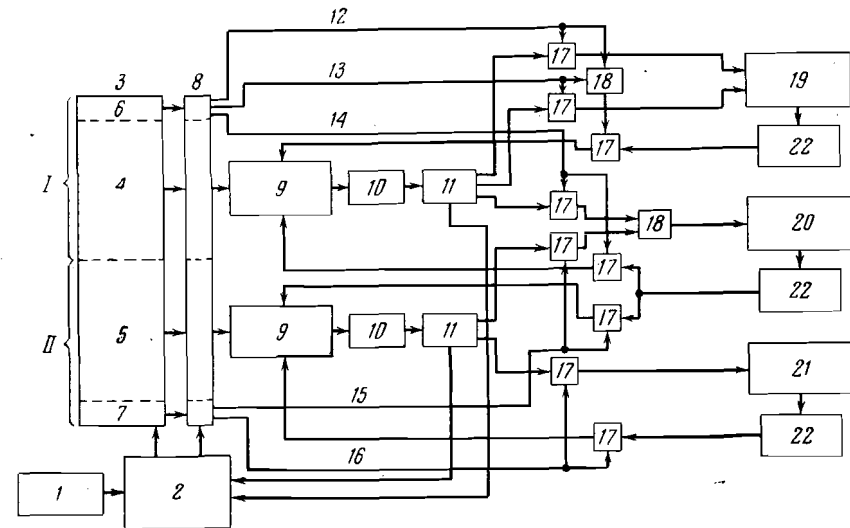


Рис. 120. Структурная схема цифровой системы программного управления роторным экскаватором ЭРГ-1600-40/10-31 с выдвижной стрелой и гусеничным ходовым оборудованием

подъема стрелы; 17 — ключи, коммутирующие цепи включения приводов исполнительных механизмов и цепи обратных связей по командам программного управления; 18 — логические схемы ИЛИ; 19 — привод и механизм поворота платформы; 20 — привод и механизм напора (выдвижения стрелы); 21 — привод и механизм подъема стрелы; 22 — цифровые датчики действительных координат.

Система работает следующим образом. По командам, задаваемым считываемой позицией программы, к каналам программного управления с помощью ключей 17 подключаются два или один исполнительный привод. В устройствах сравнения 9 определяются знаки разностей заданных и действительных координат. В зависимости от этих знаков релейные элементы 11 включают приводы в необходимых направлениях. После отработки заданных координат в режиме отработки одиночных позиций программы система останавливается. В режиме автоматической отработки цикла операций после отработки каждой позиции программы сигналы соответствия заданных

и действительных координат, поступающие с выходов релейных элементов 11 на вход управляющего устройства 2, включают привод механизма подачи перфоленты, который перемещает ее на один шаг и тем самым вводит в считывающее устройство 8 кадр перфоленты с кодированной записью очередной позиции программы.

При составлении программы прежде всего производится расчет координат опорных точек траектории движения рабочего органа, затем кодирование координат и запись кодов на программируемый носитель (перфоленту) в соответствии с принятым алгоритмом управления.

Пример алгоритма программного управления экскаватором ЭРГ-1600 в пределах отработки одного слоя вскрышного блока (для правой заходки) представлен блок-схемой, показанной на рис. 121. На этом рисунке $A_3, A_5, A_6, A_7, A_8, A_9, A_{10}, A_{12}, A_{13}, A_{14}, A_{18}, A_{19}, A_{20}, A_{22}$ — операторы, каждому из которых соответствует один или несколько этапов (позиций) программы, причем каждый этап определяет задание и отработку конкретных значений расчетных координат; F_1, F_{10}, F_{21} — операторы формирования номера реза; $P_2, P_4, P_{11}, P_{15}, P_{17}$ — операторы условного перехода по стрелкам 1 или 0, определяющие дальнейший ход отработки слоя в зависимости от выполнения или невыполнения соответствующих неравенств; A_{23} — оператор формирования сигнала окончания отработки слоя. Обозначения на блок-схеме алгоритма: i — номер слоя; j — номер реза; Φ'_{ijn} и Φ''_{ijn} — правый и левый расчетные углы поворота стрелы при отработке j -го реза, определяемые подходом ротора к боковым границам i -го слоя; Φ'_{ijl} и Φ''_{ijl} — углы поворота, определяемые подходом ротора к поверхности поворота забоя; $\Delta\Phi$ — минимальный угол обратного поворота стрелы, необходимый для отвода ротора от поверхности внутреннего откоса перед его внедрением в забой в тупике; l_{nij} и $l_{n i(j-1)}$ — расчетная длина подвески стрелы при отработке j -го и $(j-1)$ -го резов; l_{nij} — расчетная величина смещения напорной тележки относительно начального положения при отработке j -го реза; t_{oi} — расчетная толщина стружки; n_i — число резов в i -м слое; $\Phi'_{in,n}$ — левый расчетный угол поворота стрелы при отработке последнего n_i -го реза i -го слоя.

Алгоритм не включает операций предварительной установки ротора в исходное положение, которые выполняются либо в режиме ручного управления (перед началом отработки первого слоя), либо автоматически в процессе отработки всего вскрышного блока.

Особенностью рассматриваемого алгоритма является ступенчатая врезка ротора в забой в тупике, для выполнения чего программируется серия чередующихся малых поворотов и подач (операторы $A_5, A_6, A_7, A_8, A_9, A_{10}, A_{12}, A_{14}$).

Аналогичным образом строятся алгоритмы программного управления отработкой вскрышного блока, составной частью которых является блок операторов отработки отдельного слоя. Условия применения систем жесткого программного управления роторными экскаваторами отличаются от условий применения аналогичных

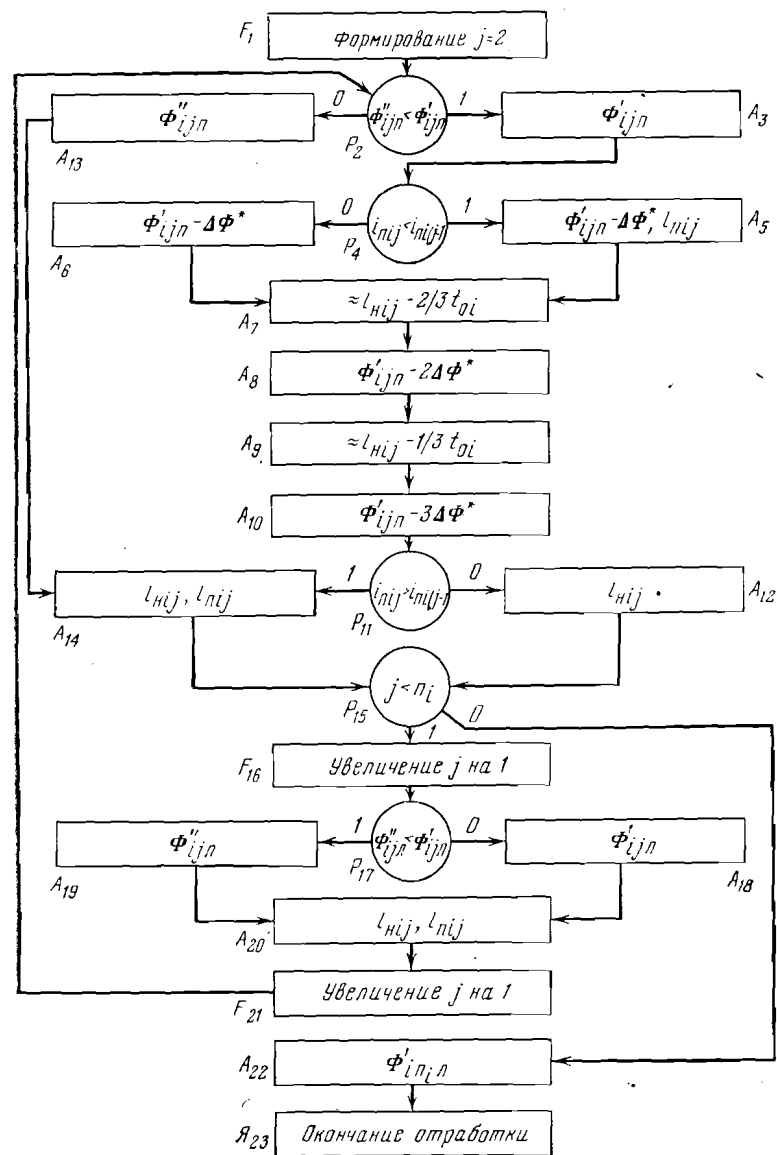


Рис. 121. Блок-схема алгоритма программного управления роторным экскаватором ЭРГ-1600-40/10-31 при отработке отдельного слоя вскрышного блока

систем (например, в машиностроении и металлургии) рядом специфических особенностей. Основными из них являются: возможность самопроизвольного и неконтролируемого изменения формы поверхностей объекта обработки, т. е. поверхностей забоя и откоса, вследствие обвалов и осыпей, а также отсутствие привязки подвижной системы координат, в которой программируются перемещения рабочего органа к неподвижной системе координат, где могут быть заданы границы обрабатываемого блока и отдельных слоев.

Все эти особенности ограничивают возможность систем жесткого программного управления и сужают область их применения. Изменение формы забоя вследствие обвалов и осыпей может вызвать изменение способа его обработки и, следовательно, алгоритма управления экскаватором. Однако отсутствие совершенных средств автоматического контроля формы забоя не позволяет применять принципиально возможные системы управления с самоизменением алгоритма. Поэтому в настоящее время практически возможно осуществление только относительно простых систем управления экскаваторами, работающих по жестким алгоритмам, определяемым принятым способом обработки блока. В рамках таких систем наиболее частые незначительные изменения формы забоя и внешнего откоса могут быть учтены с помощью средств прямого или косвенного контроля положения рабочего органа относительно забоя. Применение таких устройств означает частичный переход от жесткого программного управления к более совершенным методам управления с элементами автоматической коррекции программ.

При жестком программировании технологического цикла нельзя заранее учесть смещения экскаватора относительно расчетного положения его в неподвижной системе координат. Поэтому возникает задача компенсации влияния смещений экскаватора для устранения отклонений ротора от расчетных траекторий.

Для решения этой задачи прежде всего требуется применение устройств автоматической ориентации, определяющих положение экскаватора в неподвижной системе координат.

Ниже рассмотрены два метода компенсации влияния смещений экскаватора.

1. Активный метод, при котором смещения устраняются или уменьшаются управлением ходовой частью и устройством горизонтирования поворотной платформы. Недостаток — ограниченные возможности эффективного управления положением экскаватора.

2. Пассивный метод, при котором в зависимости от смещений экскаватора корректируется траектория движения его рабочего органа. В некоторых частных случаях для коррекции траекторий могут быть использованы простые методы (например, независимый ввод в программу поправок по отдельным контролируемым координатам). Так, в ряде случаев вертикальное смещение можно скомпенсировать сдвигом начала отсчета высоты подъема ротора. В общем же случае для компенсации влияния смещений требуется применение вычислительных устройств, определяющих траектории движения

ротора с учетом положения экскаватора в неподвижной системе координат. При этом координаты опорных точек траекторий уже не могут быть заданы жесткой программой, рассчитанной заранее, а должны вычисляться в самой системе управления. Классификация систем автоматического управления роторными экскаваторами показана на рис. 122.

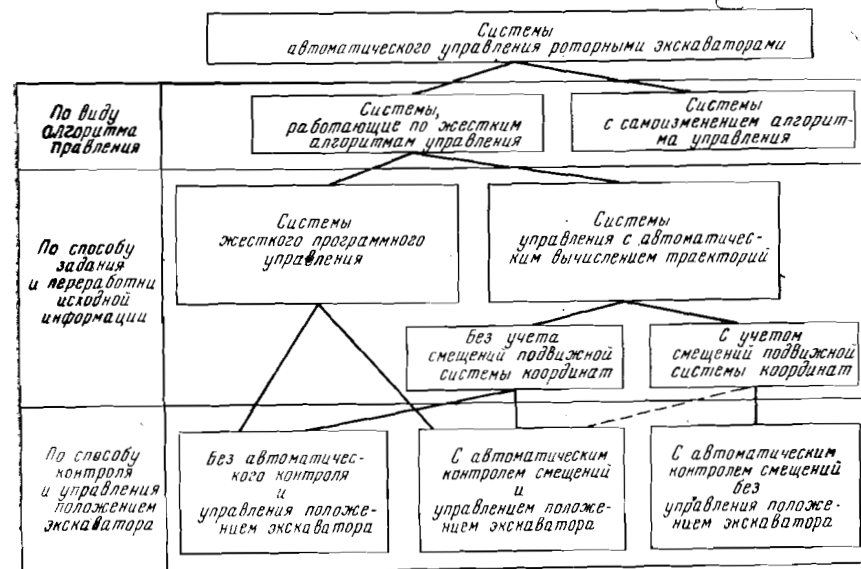


Рис. 122. Классификация систем автоматического управления роторными экскаваторами

Автоматизация учета работы роторных экскаваторов. Принцип регулирования весовой или объемной производительности роторных экскаваторов обеспечивает возможность максимального использования пропускной способности транспортной системы и несущей способности металлоконструкций всего комплекса машин непрерывного действия, благодаря чему может быть существенно повышена эффективность комплекса.

Для определения текущего значения весовой производительности роторных экскаваторов в Киевском институте автоматики разработаны системы непрерывного учета весовой производительности, обеспечивающие выработку информации, необходимой для регулирования производительности, а также определения других показателей, с помощью которых осуществляются контроль и учет работы горнодобывающих комплексов.

Системы непрерывного учета производительности роторных экскаваторов обеспечивают: непрерывное взвешивание горной массы в процессе ее транспортирования; автоматическое измерение текущих

значений погонной нагрузки и скорости движения конвейерной ленты; автоматическое определение текущего значения весовой производительности роторного экскаватора; учет весового количества материала, перемещенного конвейером, т. е. весовой выработки роторного комплекса; выработку информации для регулирования производительности экскаватора; сигнализацию о перегрузках конвейеров; автоматическое отключение выхода системы и подачу сигнала об аварийном состоянии при появлении неисправности в цепи измерения погонной нагрузки.

Кроме того, разработаны методы и устройства определения объемной производительности, обеспечивающие выработку информации, необходимой для регулирования производительности роторного экскаватора, и сигнализацию о переполнении конвейерных лент.

В основу работы системы непрерывного учета весовой производительности положены электрические методы измерения текущих значений скорости движения и погонной нагрузки конвейерной ленты, электромеханические методы вычисления текущего значения весовой производительности и интегрирования ее за любой промежуток времени работы экскаватора.

В измерительной системе, введенной в эксплуатацию на роторном экскаваторе ЭРГ-1600 Шевченковского карьера треста Орджоникидземарганец, для определения текущего значения погонной нагрузки конвейерной ленты применена компенсационная схема, работа которой осуществляется на переменном токе с использованием электротензометрических силоизмерительных элементов.

Силоизмерительные элементы встраиваются в одну из роликовых опор конвейера.

Скорость движения конвейерной ленты измеряется магнитоэлектрическим тахогенератором, приводимым в движение от натяжного барабана конвейера. Текущее значение производительности отсчитывается по показаниям магнитоэлектрического вольтметра и самопишущего потенциометра, проградуированных в единицах весовой производительности экскаватора. В качестве счетчика количества выработанной экскаватором горной массы применен магнитоэлектрический счетчик вольт-часов.

В усовершенствованной измерительной информационной системе непрерывного учета весовой производительности, предназначенной для роторного экскаватора ЭРГ-1600, использован метод автоматической компенсации на переменном токе с исключением погрешности, вызываемой изменением угла наклона роторной стрелы, с помощью поворотного синусно-косинусного трансформатора и маятникового отвеса. Выходное напряжение измерительной системы, пропорциональное текущей производительности, используется в качестве сигнала обратной связи в системе автоматического регулирования производительности экскаватора.

Для роторных экскаваторов ЭРГ-350/1000 с невыемной стрелой разработана система непрерывного учета производительности, основанная на использовании компенсационного метода на постоянном

токе с применением в качестве датчика погонной нагрузки весовой платформы. Конструктивно весовая платформа представляет собой жесткую раму, несущую четыре роликоопоры рабочей ветви конвейера. Одним концом весовая платформа опирается на роторную стрелу, другим — на силоизмерительные элементы с тензометрическими преобразователями.

В связи с высокими требованиями к надежности систем непрерывного учета производительности роторных экскаваторов были разработаны новые варианты систем, упрощенные по схемам и конструктивным решениям и выполненные полностью на бесконтактных элементах.

Для определения текущего значения объемной производительности разработан ряд устройств, основанных на косвенном измерении поперечного сечения грузопотока на конвейере. В УкрНИИпроекте были разработаны устройства, в которых использовались механические щупы, связанные с электромеханическими датчиками углом поворота — сельсинами. Щупы располагаются по контуру поперечного сечения грузопотока, и их угловые отклонения однозначно связаны с толщиной слоя породы на конвейере в месте контакта щупа с поверхностью слоя.

В Киевском институте автоматики разработано устройство для определения объемной производительности роторных экскаваторов, основанное на использовании ультразвуковой локации. В этом устройстве измеряются расстояния от точек крепления ультразвуковых вибраторов до поверхности породы, транспортируемой конвейером. Эти расстояния вычитаются из постоянных расстояний от точек установки вибраторов до порожней ленты. Получаемые разности представляют толщину слоя породы в контролируемых точках контура поперечного сечения грузопотока.

Для измерения расстояний используется импульсный метод с постоянной частотой посылок импульсов. Период посылки импульсов равен времени между посылкой и принятием отраженного импульса от незагруженной конвейерной ленты. Когда порода находится на ленте, отрезок времени между приемом отраженного импульса и посылкой следующего будет соответствовать толщине слоя породы на ленте. Измеряется этот отрезок времени методом широтно-импульсной модуляции. В устройстве измерения объемной производительности используются магнитоотрицательные излучатели и приемники.

Излучатель узким пучком в определенном направлении посылает ультразвуковой импульс, который отражается от поверхности слоя породы и воспринимается приемником. Отраженный импульс переводит в единичное состояние широтно-импульсный модулятор, который при посылке следующего импульса переводится в нулевое состояние. Эффективное напряжение на выходе модулятора пропорционально площади выходного импульса и, следовательно, толщине слоя породы на ленте, если амплитуда выходных импульсов модулятора постоянна.

Техническая характеристика бурошнековых машин

| Показатели | Модели | | | |
|-------------------------------|----------|----------|----------|----------|
| | 36 | 42 | 48 | 56 |
| Общая длина машины, м | 11 | 12,8 | 14,6 | 17 |
| Вес, т | 25 | 33 | 36 | 50 |
| Комплект буровых секций | 8 | 9 | 8 | 10 |
| Длина секций, м | 6,1 | 6,3 | 7,8 | 10,1 |
| Диаметр бура, мм | 605—1315 | 765—1205 | 705—1205 | 765—1310 |
| Наибольшая глубина бурения, м | 48,5 | 57 | 61,5 | 61 |
| Минимальная ширина траншеи, м | 11,25 | 13,3 | 15 | 18 |
| Мощность двигателя, л. с. | 150 | 225 | 300 | 300 |

Работа датчиков, контролирующих различные точки контура поперечного сечения грузопотока, разделена во времени с целью устранения влияния отраженных импульсов на приемники соседних датчиков. Временное разделение каналов измерения обеспечивается распределителем импульсов запуска излучателей. Последовательное суммирование импульсов осуществляется общим модулятором. За период работы всех каналов измерения сигнал на выходе устройства соответствует площади поперечного сечения транспортируемого потока.

§ 7. Бурошнековые машины

Бурошнековые машины предназначены для выбуривания угля из тонких пластов. В США эти машины применяют: на угольных карьерах для выемки угля из тонких попутных пластов, залегающих совместно с рабочими пластами большой мощности; для доработки пластов угля в бортах карьеров; при эксплуатации угольных пластов небольшой мощности.

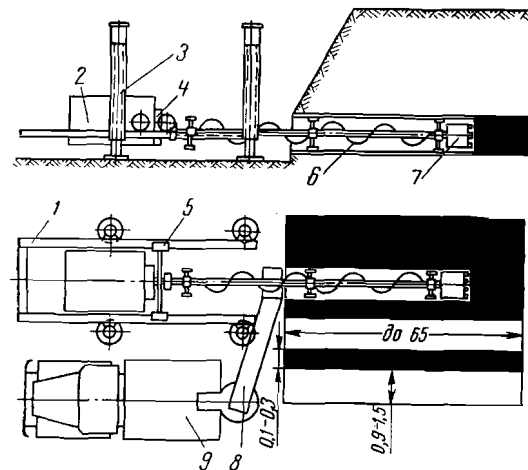


Рис. 123. Бурошнековая машина:

1 — рама машины; 2 — двигатель; 3 — гидравлические домкраты; 4 — редуктор; 5 — механизм нажатия; 6 — шнек; 7 — буровая коронка; 8 — скребковый конвейер; 9 — автомашинка для погрузки добытого угля

Диаметр бура, во избежание разубоживания угля вмещающими породами, принимают на 15—20 см меньше мощности пласта. Чтобы избежать обрушения кровли пласта, между скважинами в ряду оставляют целики угля. Оставление таких целиков угля при выемке бурошнековыми машинами на карьерах США вызывает большие потери полезного ископаемого, достигающие 35—50%, а иногда и более. Диаметр выбуриваемых скважин достигает 1,5 м, а глубина 65 м.

Для бурения глубокой скважины большого диаметра шнек составляют из отдельных секций длиной по 6 м; бурение скважин

Бурошнековая машина (рис. 123) состоит из шнека с буровой коронкой и погрузочного скребкового конвейера, помещенных на салазках, которые могут перемещаться по рельсовому пути бульдозера. По скребковому конвейеру транспортируется уголь в автомашину или на передаточный конвейер. Шнек и перегрузочный конвейер приводятся в действие электрическими или дизельными двигателями. Шнек подают на забой гидравлическим устройством.

на требуемую глубину производится постепенным наращиванием шнеков. Режущим органом является специальная буровая коронка, диаметр которой принимают равным диаметру скважины. Коронки армируют твердыми сплавами. Обслуживающий персонал бурошнековой машины состоит из пяти человек; производительность мощных машин достигает 500 т угля в смену.

Данные о бурошнековых машинах приведены в табл. 41.

При разработке угольных месторождений с применением бурошнековых машин проходят капитальные и разрезные траншеи; вскрышные работы при этом не производятся.

На рис. 124 показана схема подготовки карьерного поля при выемке угля бурошнековыми машинами. Уступ высотой 5,5—6 м, равный мощности вскрыши, подготавливается экскаватором и бульдозером. Ширина рабочей площадки от 9 до 18 м. Достоинством применения бурошнековых машин является отсутствие вскрышных работ и небольшой объем горнокапитальных работ; недостатком — значительные потери полезного ископаемого при эксплуатации.

При совершенствовании добычи угля буровым способом был создан специальный комбайн, входящий при бурении в скважину большого диаметра (рис. 125). Отбойка угля в забое в этом случае осуществляется рабочим органом комбайна, состоящим из двух рядов

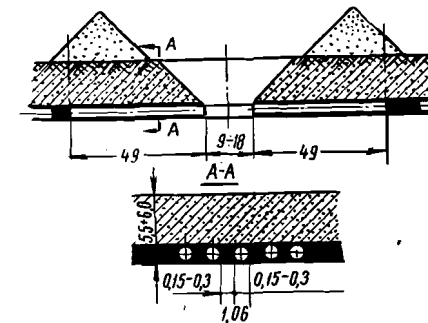


Рис. 124. Схема подготовки карьерного поля при выемке угля бурошнековыми машинами

вращающихся коронок; верхний ряд имеет десять, а нижний — пять коронок. Образованный комбайном вруб имеет ширину 2,9 м и высоту до 1,4 м.

Отбитый комбайном уголь из забоя доставляется ленточным конвейером, отдельные секции которого монтируются на пневмоколесных тележках и вводятся в скважину по мере продвижения

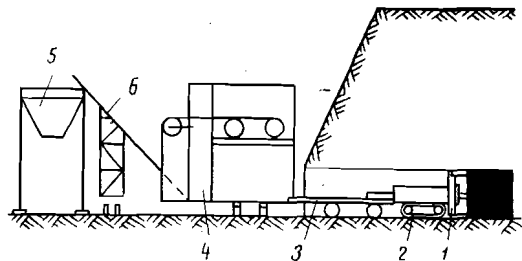


Рис. 125. Схема выемки угля комбайном

1 — отбойный орган; 2 — комбайн; 3 — ленточный конвейер; 4 — кабина управления; 5 — бункер; 6 — погрузочный конвейер

комбайна. Доставленный забойным конвейером уголь грузят в автомашины с помощью передвижных перегрузочных конвейеров. Управление комбайном и ленточными конвейерами полностью автоматизировано. Для контроля за работой комбайна применяют осциллографические и телевизионные установки. Глубина выработки при комбайновой выемке достигает 225 м. Имеется возможность увеличить эту глубину до 400 м.

ГЛАВА XII

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТРАНСПОРТИРОВАНИИ ГОРНОЙ МАССЫ

§ 1. Значение и основные особенности карьерного транспорта

Транспортирование горной массы относится к одному из основных производственных процессов, который наряду с буровзрывными работами, экскавацией и отвалообразованием составляет и предопределяет технологию открытой добычи полезных ископаемых. Значение процесса транспортирования определяется его удельным весом в общей себестоимости и трудоемкости добычи полезного ископаемого. Доля карьерного транспорта в себестоимости добываемой продукции достигает 35—50%, а удельный вес транспорта в трудоемкости открытой добычи составляет 40—60% всех трудовых затрат на карьере. Так, на железорудных карьерах при общей трудоемкости разработки 1000 т горной массы 23—25,5 чел-смен на процесс транспортирования приходится 12,5—13,5 чел-смен, или 55—60%.

Транспортирование обязательно при разработке полезного ископаемого, и оно является неотъемлемой частью технологии. Отработка вскрышных пород в отдельных случаях при бестранспортной системе разработки осуществляется без применения транспортных средств. В этом случае вскрышные породы перемещаются во внутренние отвалы шагающими драглайнами или вскрышными механическими лопатами. Однако удельный вес бестранспортной вскрыши относительно невелик; большую часть вскрышных пород необходимо транспортировать в отвалы также специальными транспортными средствами.

Специфика открытых горных работ, перемещение рабочих мест, а следовательно, и мест погрузки и выгрузки как во времени, так и в пространстве обуславливают особенности в эксплуатации карьерного транспорта и формулируют основные требования к применяемым на карьерах видам транспорта и транспортным средствам.

Основные особенности карьерного транспорта по сравнению с транспортом общего пользования в других отраслях народного хозяйства заключаются в следующем:

относительно небольшие расстояния транспортирования; расстояния между пунктами загрузки транспортных средств (забоев) и приемными пунктами на поверхности (обогащительные фабрики, отвалы) колеблются в пределах 1—6 км, достигая в отдельных случаях 10—15 км;

большая величина грузопотоков и высокая интенсивность движения;

необходимость подъема груза снизу вверх под определенным, возможно максимальным углом или доставки груза сверху вниз (при разработке высокогорных месторождений). Протяженность транспортных коммуникаций на участке подъема (уклона) может быть различной и зависит от многих факторов и, в частности, от глубины карьера;

увеличение расстояния транспортирования по мере углубления горных работ;

наличие передвижных транспортных коммуникаций на рабочих горизонтах карьера и отвалах, необходимость их периодической передвижки по мере перемещения фронта работ;

стесненность условий движения на рабочих горизонтах;

значительные ударные нагрузки на транспортные сосуды, особенно при погрузке скальных крупнокусковых пород.

Все эти особенности предъявляют определенные требования к карьерному транспорту с тем, чтобы применяемый вид транспорта обеспечивал нормальный ход технологического процесса по добыче полезного ископаемого с наибольшей эффективностью.

Принятый вид транспорта для конкретных условий должен обеспечить: перемещение запланированных объемов полезного ископаемого и вскрышных пород; минимальное расстояние транспортирования горной массы от забоя до приемных пунктов на поверхность; достаточную маневренность, особенно в стесненных условиях на рабочих горизонтах; наибольшую производительность забойных механизмов, осуществляющих погрузку горной массы в транспортные средства; соответствие транспортных средств, их конструкций и параметров физико-механическим свойствам перемещаемых пород; возможность селективной выемки полезного ископаемого; минимальную себестоимость перевозки горной массы и максимальную производительность труда; наиболее приемлемый способ вскрытия и наилучший порядок развития горных работ в карьере.

§ 2. Участки транспортирования и их характеристика

Для большинства карьеров в зависимости от расположения, а также от ряда технологических параметров транспортных средств и коммуникаций можно выделить три отличающихся друг от друга участка транспортирования: внутренний, по борту карьера и поверх-

ностный. Участки транспортирования отличаются друг от друга в зависимости от стационарности и уклона транспортных путей, а также от радиусов закругления, т. е. профиля трассы в плане.

Транспортные пути на карьерах могут быть постоянными и передвижными. К постоянным относятся главные, соединительные пути, которые служат в течение всего срока существования карьера или укладываются на длительный промежуток времени.

Передвижные (временные) пути по условиям технологического процесса переукладывают через определенные промежутки времени (обычно через несколько месяцев) в новое положение с целью обеспечения нормальной отработки вскрышных и добычных уступов. В зависимости от назначения они могут быть забойными и служат для подъезда транспортных средств к забою экскаватора в карьере и отвальными для подъезда к месту разгрузки на отвальных уступах. По мере отработки вскрышной (добычной) заходки или заполнения отвальной заходки пути перемещают в новое положение.

Для компенсации высоты между рабочими горизонтами и поверхностью транспортные коммуникации проводятся под определенным уклоном. Уклон характеризует продольный профиль трассы пути. На рис. 126 показана схема к определению уклона транспортных путей.

Величина уклона определяется тангенсом угла по выражению

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{h}{l}, \quad (\text{XII}, 1)$$

где h — вертикальная высота подъема груза, м;

l — горизонтальная проекция длины транспортирования, м.

При железнодорожном и автомобильном транспорте величина угла β незначительна и поэтому горизонтальную проекцию длины транспортирования l принимают равной длине транспортирования L .

Уклон пути i выражают в тысячных долях единицы

$$i = \operatorname{tg} \beta \cdot 1000 = \frac{h}{L} \cdot 1000, \text{‰}$$

Если вертикальная высота подъема h равна 20 м, то длина транспортирования L составит 1000 м и уклон пути будет

$$i = \frac{20 \cdot 1000}{1000} = 20 \text{‰}$$

При использовании транспорта с большими углами подъема (например, конвейерные, скиповые и клетевые подъемники) величину

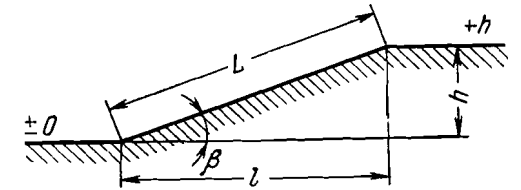


Рис. 126. К определению уклона транспортных путей

его выражают в градусах. Уклон пути в карьере определяется видом транспорта и его техническими характеристиками.

Руководящим уклоном называется наибольший уклон в карьере, который преодолевает данный вид транспорта с минимальной скоростью, соответствующей установившемуся движению. На поверхности уклон пути зависит также и от ее рельефа.

Радиусы закруглений пути зависят от вида карьерного транспорта, конструкции и габаритов транспортных сосудов. Величина радиуса закругления характеризует маневренность транспорта и имеет большое значение, так как размеры карьеров в плане относительно невелики. При железнодорожном транспорте минимальные радиусы закруглений на передвижных путях составляют 80—100 м (для электровозов) и 150 м (для паровозов). Для карьерных автомашин в зависимости от их типа минимальные радиусы закруглений равны 12—20 м.

Участок транспортирования внутри карьера расположен на рабочих горизонтах (уступах) и характеризуется движением в основном по передвижным путям. Так как эксплуатационные качества передвижных транспортных коммуникаций хуже, чем у постоянных, то скорость движения относительно невелика. Транспортные пути горизонтальны или имеют незначительный уклон. Стесненность условий часто определяет криволинейную форму трассы в плане с наличием малых радиусов закруглений.

Участок транспортирования по борту карьера представлен наклонными транспортными коммуникациями с небольшими горизонтальными площадками для устройства пунктов примыкания, постов и разъездов. Этот участок характеризуется тяжелым профилем пути вследствие больших уклонов, принимаемых в соответствии с возможностями принятого вида транспорта. Участок подъема является ограничивающим как по весу состава (для железнодорожного транспорта), так и по скорости движения транспортных средств.

Трассу транспортных путей обычно стремятся сделать постоянной, и только в случае применения скользящих съездов она временна. С углублением карьеров длина транспортирования на этом участке возрастает. Поэтому удельный вес участка подъема по борту карьера в общем расстоянии транспортирования непрерывно возрастает.

Участок транспортирования по поверхности характеризуется наиболее благоприятным профилем пути без больших подъемов. Исключением являются карьеры, расположенные в высокогорных районах, где рельеф поверхности определяет уклон пути. Трасса путей стационарна, что позволяет увеличивать скорости движения, а иногда и повышать полезный вес составов.

Транспортирование полезного ископаемого до фабрик и вскрышных пород до отвалов производится только по постоянным путям. Транспорт вскрышных пород по отвальным тупикам осуществляют по отвальным передвижным путям; условия работы транспорта при этом аналогичны внутрикарьерным.

§ 3. Виды транспорта для перемещения карьерных грузов

По характеру потока груза при транспортировании различают прерывный (цикличный) и непрерывный (поточный) виды транспорта. На карьерах широко используют железнодорожный, автомобильный, конвейерный, комбинированный и специальный виды транспорта. Применение того или иного вида транспорта зависит от физико-механических свойств полезного ископаемого и вскрышных пород; геологических и горнотехнических условий разрабатываемого месторождения; размеров карьерных полей и глубины разработки; расстояния транспортирования; производственной мощности предприятия и рельефа местности.

Железнодорожный транспорт широко применяют на карьерах при добыче полезных ископаемых. Этому способствует возможность применения его на карьерах практически любой производительности, надежность работы в разнообразных условиях.

На современных карьерах применяют электровозную и тепловозную тяги вместо паровозов. Благодаря внедрению мощных локомотивов и вагонов большой грузоподъемности (до 140—180 т) существенно увеличился полезный вес локомотивосоставов и уменьшились эксплуатационные затраты. Железнодорожный транспорт, особенно при больших расстояниях транспортирования (10—15 км), достаточно эффективен и обеспечивает экономичность открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых по сравнению с подземными.

Однако относительно небольшие преодолеваемые уклоны (до 40‰), громоздкость железнодорожного хозяйства, большая численность обслуживающего персонала, необходимость производства больших объемов горностроительных работ в ряде случаев, особенно при значительной глубине карьеров, усложняют эксплуатацию месторождений, вследствие чего удельный вес железнодорожного транспорта при открытой разработке неуклонно уменьшается, хотя абсолютные объемы железнодорожных перевозок увеличиваются.

Автомобильный транспорт на карьерах начали широко применять в послевоенный период после конструирования и выпуска карьерных автосамосвалов грузоподъемностью 5, 10 и 25 т. По мере увеличения выпуска автосамосвалов удельный вес автоперевозок горной массы непрерывно возрастал. В настоящее время автотранспорт по объему перевозок занимает второе место после железнодорожного.

Распространенность автотранспорта объясняется его маневренностью вследствие небольших радиусов закругления и отсутствия жесткой связи с автомобильными дорогами. Преодолеваемые уклоны в грузовом направлении автотранспорта составляют 70—80‰, что сокращает расстояние подъема горной массы в 2—2,5 раза по сравнению с железнодорожным транспортом.

Весьма важное значение имеют технологические преимущества автотранспорта. При использовании автотранспорта имеется возможность выбора наиболее эффективных схем развития горных работ с наименьшими объемами горнокапитальных работ и минимальными сроками строительства. Возможность широкого применения скользящих съездов позволяет сократить расстояния транспортирования, а простота отвалообразования значительно снижает стоимость укладки вскрышных пород в отвалы.

При автомобильном транспорте при соответствующих мероприятиях возможно осуществить интенсификацию подготовки и отработки новых горизонтов и таким образом увеличить производительность карьера. Вместе с тем целесообразное применение автомобильного транспорта ограничивается относительно небольшими расстояниями транспортирования (до 3—5 км) при неглубоких карьерах. Увеличение грузоподъемности автомашин до 80—100 т, создание новых типов троллейбусов, электросамосвалов и т. д. позволят расширить область применения автотранспорта на открытых горных разработках.

Конвейерный транспорт широко применяют при доставке мягких и мелкокусковых горных пород. Этот вид поточного транспорта наиболее целесообразен при работе в комплексе с погрузочными машинами непрерывного действия — роторными и цепными экскаваторами любой производительности. Подобные погрузочно-транспортные комплексы (роторные экскаваторы и ленточные конвейеры) производительностью 1000 и 3000 м³/ч работают на многих карьерах Советского Союза.

Ленточные конвейеры наиболее легко могут быть автоматизированы. Производительность труда рабочих при этом выше, чем при железнодорожном или автомобильном транспорте. Применение конвейерного транспорта является основой для создания наиболее эффективных и полностью поточных технологических схем.

При использовании ленточных конвейеров в качестве подъемников для выдачи горной массы из карьера на поверхность резко сокращается расстояние доставки, так как подъем с помощью конвейеров может осуществляться под углом до 18°. При одной и той же высоте подъема конвейерные подъемники обеспечивают сокращение расстояния транспортирования по сравнению с автомобильным и железнодорожным транспортом соответственно в 3—4 и 8—10 раз, что особенно важно при разработке глубоких горизонтов карьеров. Область применения ленточных конвейеров ограничивается транспортированием мягких вскрышных пород и полезного ископаемого. Для транспортирования скальных пород после взрыва прежде всего необходимо осуществить их грохочение или дробление для приведения взорванной горной массы в транспортабельное для ленточных конвейеров состояние.

Специальные виды транспорта в зависимости от горнотехнических и географических условий могут быть представлены подвесными канатными дорогами, которые в ряде случаев, особенно при раз-

работке месторождений в гористой местности, наиболее эффективны и экономичны. Часто для сокращения расстояний транспортирования применяют транспортирование горной массы под действием собственного веса через рудоспуски с соответствующими приемно-перегрузочными устройствами. Область применения специальных видов транспорта на карьерах непрерывно повышается.

Комбинированный транспорт представляет собой сочетание нескольких, обычно двух или трех видов транспорта. Сочетание отдельных видов транспорта производится таким образом, чтобы наилучшим образом использовать преимущества данного вида транспорта на отдельных участках транспортирования. При комбинированном транспорте необходима перегрузка горной массы, в связи с чем организуются перегрузочные пункты, более или менее сложной конструкции.

Необходимость в комбинированном транспорте наиболее ярко проявляется при разработке глубоких горизонтов, когда при обычно применяемых железнодорожном и автомобильном транспорте резко возрастает длина транспортирования при подъеме груза. В этом случае на участке подъема по борту карьера стремятся применить такой вид транспорта, который обеспечивает большой угол подъема (конвейерные, скиповые подъемники и т. д.).

§ 4. Грузопотоки, грузооборот и транспортная работа на карьерах

Горная масса и ее разновидности (полезное ископаемое, вскрышные породы, мягкие и скальные, некондиционные руды и т. д.) транспортируются из карьера по транспортным коммуникациям на приемные пункты, расположенные в большинстве случаев на поверхности. При этом потоки перевозимого груза имеют определенное направление и объемы, величина которых более или менее постоянна. Грузовые потоки могут быть сосредоточенными, рассредоточенными и смешанными. На рис. 127 показана схема грузопотоков на карьерах.

При *сосредоточенных* грузопотоках вся горная масса транспортируется по одним транспортным путям. На современных карьерах сосредоточенные грузопотоки имеют место в отдельных случаях, хотя бы потому, что обычно необходимо перевозить как полезное ископаемое, так и вскрышные породы, конечные приемные пункты которых находятся в разных, часто удаленных друг от друга местах (обогачительные фабрики и отвалы). Вследствие этого сосредоточенные грузопотоки характерны обычно для небольших карьеров, на которых добываются и перевозятся однородные грузы.

Рассредоточенные грузопотоки предусматривают наличие двух или нескольких транспортных направлений и соответствующих коммуникаций, по которым транспортируются карьерные грузы. Несмотря на большую суммарную протяженность транспортных путей и более трудоемкое их обслуживание, рассредоточенные грузо-

потоки весьма распространены. Чаще всего рассредоточение грузов производят на вскрышные и добычные грузопотоки. Это характерно при разработке горизонтальных и пологих месторождений, вскрытие которых осуществляют внешними траншеями, а также на карьерах, где применяют автомобильный транспорт. При этом виде транспорта устройство дополнительных транспортных путей менее сложно, чем при железнодорожном. Рассредоточенные грузопотоки свойственны

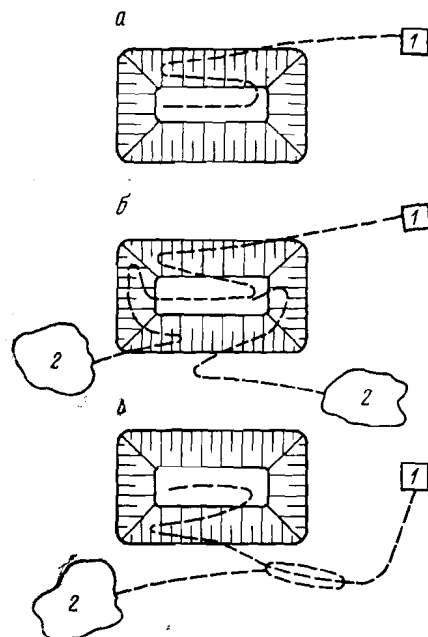


Рис. 127. Схема грузопотоков на карьерах:
а — сосредоточенные; б — рассредоточенные; в — смешанные

также карьерам, на которых применяется несколько видов транспорта, требующих собственных транспортных путей. При разработке находящихся на косогоре месторождений или залежей полезного ископаемого большой протяженности разделение грузопотоков может быть осуществлено в первом случае по горизонтам, во втором — по зонам с целью сокращения расстояния транспортирования.

Смешанными называются грузопотоки, когда весь груз из карьера поступает вначале по одним транспортным коммуникациям, а впоследствии разветвляется на отдельные грузопотоки. Разветвление сосредоточенного грузопотока на рассредоточенные обычно осуществляется в случае приближения его к поверхности или непосредственно на поверхности вблизи борта карьера. Рассредоточение грузов обычно производят на потоки полезного ископаемого, следующего до обогатительной фабрики, и на потоки вскрышных пород, доставляемых в отвалы. Грузы вскрышной породы в зависимости от числа и расположения отвалов могут быть разветвлены на несколько самостоятельных потоков.

Сумма грузов, перевозимых по отдельным грузопотокам, определяет *грузооборот* карьера. Под грузооборотом карьера понимают количество груза, которое перемещается транспортными средствами в единицу времени. Грузооборот карьера выражают обычно в тоннах или кубических метрах. Основной составной его частью является добытая и перевезенная горная масса. Хозяйственно-технические перевозки, имеющие незначительный удельный вес, также включаются в грузооборот карьера.

Однако сама по себе величина грузооборота карьера еще не полностью характеризует уровень технической оснащенности карьер-

ного транспорта, так как при одном и том же грузообороте на двух карьерах условия работы транспорта могут быть различны в зависимости от глубины разработки, размеров карьерного поля, удаленности приемных пунктов на поверхности карьера и т. д. Поэтому для полной характеристики транспорта пользуются понятием *транспортной работы карьера*, которая выражается в тонно-километрах (реже кубометрах): произведение количества перевозимого груза на расстояние транспортирования. Транспортная работа определяет и затраты по транспортированию вскрышных пород и полезного ископаемого, а также количество транспортных средств.

ГЛАВА XIII

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕВОЗОК ГОРНОЙ МАССЫ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫМ ТРАНСПОРТОМ

Железнодорожный транспорт наиболее распространенный вид карьерного транспорта, особенно на карьерах средней и большой производительности. Так, на железорудных и угольных карьерах около 50% всей горной массы вывозят по железной дороге. Значительный удельный вес занимает в общем объеме перевозок железнодорожный транспорт и при добыче других полезных ископаемых. Объемы перевозок железнодорожным транспортом на крупных карьерах достигают 40—80 млн. т в год (карьеры комбината Ураласбест, карьеры Криворожских ГОКов, Коркинский, Коунрадский, Соколовско-Сарбайский и другие карьеры).

Железнодорожный транспорт отличается надежностью работы в любых условиях, небольшим сопротивлением движению, большим сроком службы локомотивов и вагонов и может применяться на карьерах любой производительности.

Недостатки железнодорожного транспорта: небольшие преодолеваемые уклоны, большие радиусы закруглений, значительные капитальные затраты, большие затраты труда на содержание и ремонт рельсового пути, значительные объемы горностроительных работ и сроки строительства карьеров по сравнению с другими видами транспорта.

На карьерах применяют широкую (1524 мм) и узкую (750, 900, 1000 мм) колею. Узкоколейный железнодорожный транспорт в виде исключения применяют на некоторых карьерах небольшой производительности и в основном при добыче нерудных полезных ископаемых. Преимущественное распространение имеет широкая колея с соответствующим подвижным составом.

§ 1. Технологическая характеристика тягового и подвижного состава при железнодорожном транспорте

Подвижной состав железнодорожного транспорта состоит из локомотивов и вагонов. В зависимости от вида тяги локомотивы подразделяют на паровозы, электровозы и тепловозы. Локомотивы

характеризуются мощностью, расчетным и сцепным весом, силой тяги, расположением и назначением осей, давлением на ось.

Мощность локомотива N , выраженная через касательную силу тяги F (кг) и скорость движения v (км/ч), определяется по выражению

$$N = \frac{Fv}{270}, \text{ л. с.} \quad (\text{XIII,1})$$

или

$$N = \frac{Fv}{367}, \text{ кВт.} \quad (\text{XIII,2})$$

Расчетным весом локомотива называется его полный вес в снаряженном состоянии. Сцепной вес локомотива учитывает только вес, приходящийся на ведущие его оси. Для электровозов сцепной вес равен расчетному. Сцепной вес определяет вес прицепной части локомотивосостава.

Осевая характеристика показывает число ведущих осей и их положение.

Паровозы как машины характеризуются весьма низким коэффициентом полезного действия (около 7%). Небольшой преодолеваемый уклон (до 25‰), большие радиусы закруглений (150 м), высокие эксплуатационные расходы, сложность эксплуатации в зимних условиях — основные причины, способствующие вытеснению паровой тяги при железнодорожном транспорте на карьерах. В настоящее время удельный вес паровозов непрерывно уменьшается. На железорудных карьерах этим видом транспорта вывозится только 5—6% грузов.

На современных карьерах паровозную тягу используют: при доработке месторождений, когда переход на другой вид тяги (электровозную или тепловозную) осуществлять нецелесообразно вследствие небольшого срока доработки; в начальный момент строительства карьеров, когда условия для эксплуатации электровозов еще не созданы; на карьерах, расположенных в районах с недостаточными энергоресурсами. Применяемые обычно на карьерах паровозы имеют сцепной вес 50—80 т.

Электровозы являются наиболее распространенными локомотивами. При железнодорожном транспорте с помощью электровозов перевозится основной объем горной массы (например, на железорудных карьерах до 70—80%).

По сравнению с паровой электрическая тяга применительно к карьерам имеет следующие преимущества: более высокий коэффициент полезного действия — до 14—16%; больший преодолеваемый подъем (до 40—45%) и, следовательно, меньшее расстояние транспортирования по борту карьера; более простое обслуживание, содержание и ремонт; меньшие радиусы закруглений (80—100 м); низкие эксплуатационные затраты на транспортирование горной массы.

Недостатки электровозов: значительные капитальные затраты, наличие контактных сетей, необходимость их передвижки на забойных и отвальных участках. Однако эти недостатки не являются

существенными, так как при больших капитальных затратах по сравнению с паровой тягой стоимость 1 т·км в 2—3 раза ниже, что позволяет быстро окупать дополнительные капиталовложения.

По способу питания электроэнергией электровозы постоянного тока подразделяют на контактные, аккумуляторные, контактно-аккумуляторные и контактно-дизельные. Последние три типа электровозов могут перемещаться по временным железнодорожным путям без получения электроэнергии от контактной сети, что устраняет наличие и необходимость переноса контактной сети на забойных и отвальных путях.

Основным типом являются контактные электровозы постоянного тока, которые, несмотря на наличие контактной сети (что является недостатком в карьерных условиях), нашли преимущественное применение. Напряжения в контактной сети могут быть равны 650, 750, 1500 и 3000 в. Электровозы сцепным весом 80—150 т работают при напряжении 1500 в. Повышение напряжения до 3000 в позволит увеличить весовую норму поезда и снизить интенсивность движения, что особенно важно для глубоких карьеров.

В настоящее время на карьерном железнодорожном транспорте около 70% перевозок осуществляется электровозами сцепным весом 100 и 150 т производства СССР (13Е, 21Е) и ГДР (ЕL-1, ЕL-2). На некоторых карьерах эксплуатируются электровозы IVКП-1 сцепным весом 80 т. Техническая характеристика контактных электровозов приведена в табл. 42.

Таблица 42

Техническая характеристика контактных электровозов

| Показатели | Электровоз | | | | | |
|--|--------------------------------|--------------------------------|--|--|--|--------------------------------|
| | IVКП-1 | ЕL-2 | ЕL-1 | 13Е1 (21Е) | ПЭ-150 | Д-100 |
| Сцепной вес, т | 80 | 100 | 150 | 150 | 150 | 100 |
| Ширина колеи, мм | 1 524 | 1 524 | 1 524 | 1 524 | 1 524 | 1 524 |
| Колесная формула | 2 ₀ +2 ₀ | 2 ₀ +2 ₀ | 2 ₀ +2 ₀ +2 ₀ | 2 ₀ +2 ₀ +2 ₀ | 2 ₀ +2 ₀ +2 ₀ | 2 ₀ +2 ₀ |
| Напряжение на токоприем, в . . . | 1 500 | 1 500 | 1 500 | 1 500 | 1 400 | 6 000—10 000 |
| Мощность часового режима, кВт | 832 | 1 400 | 2 100 | 1 560 | 1 440 | 1 360 |
| Тяговое усилие часового режима, кг | 13 400 | 15 300 | 23 000 | 12 800 | 22 500 | 16 500 |
| Скорость, км/ч | 21,2 | 30,5 | 30,5 | 28,0 | 23,4 | 31 |
| Нагрузка на ось, т | 20 | 25 | 25 | 25 | 25 | 25 |
| Наименьший радиус кривой, м | 40 | 60 | 60 | 60 | 60 | 75 |
| Длина электровоза, мм | 12 200 | 13 400 | 20 100 | 20 960 | 18 940 | 17 200 |
| База тележки, мм | 2 300 | 2 500 | 2 800 | 3 000 | 2 700 | 3 000 |

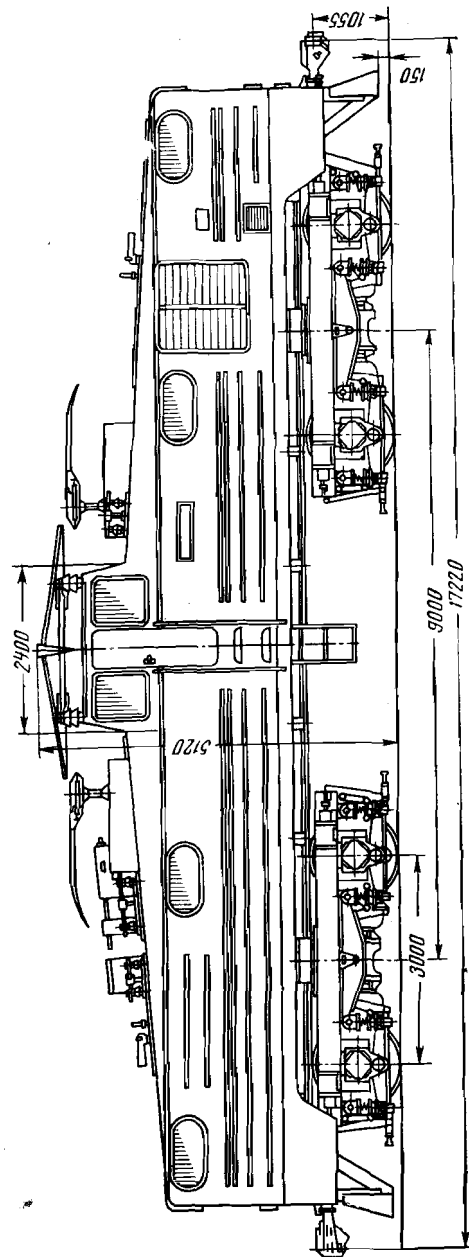


Рис. 128. Схема контактного электровоза EL-1 сцепным весом 150 т

Схема контактного электровоза EL-1 сцепным весом 150 т показана на рис. 128.

Аккумуляторные электровозы оборудованы батареями, от которых получают питание тяговые электродвигатели. Несмотря на достоинство — отсутствие контактной сети, они не получили применения на карьерах вследствие их небольшой мощности и сцепного веса.

Контактно-аккумуляторные электровозы применяют на карьерах некоторых зарубежных стран. Питание от аккумуляторов электродвигатели получают во время своего движения по передвижным путям, в результате чего на последних отсутствует контактная сеть.

Достоинство контактно-дизельных электровозов: отказ от контактной сети в забоях и на отвалах. Такие электровозы имеют стоимость на 20—25% ниже, а эксплуатационные расходы на 5—10% выше, чем контактные, однако превышение эксплуатационных затрат компенсируется отсутствием расходов на устройство, содержание и переноску контактных сетей. Проектируемый контактно-дизельный электровоз типа Д-120 с мощностью

дизеля 750 л. с. рассчитан для работы в неглубоких карьерах. На карьерах США используют контактно-дизельные электровозы сцепным весом до 125 т.

Наряду с электровозами постоянного тока в последнее время на карьерах проходят испытания электровозы (Д-100) переменного тока промышленной частоты, рассчитанные на напряжение 10 000 в и сцепным весом 100 т.

Применение электровозов переменного однофазного тока промышленной частоты позволит увеличить в 2—2,5 раза расстояние между тяговыми подстанциями, упростить их устройство и снизить почти в 2 раза расход цветных металлов. Более высокие коэффициенты сцепления при тяге на переменном токе позволяют на 15—20% повысить полезную емкость составов и увеличить уклоны путей.

Моторные вагоны представляют собой оборудованные электродвигателями думпкары. Они могут быть мотор-вагонами и самоходными думпками. В первом случае думпкары оборудуются только электродвигателями, а вся аппаратура управления сосредоточена на электровозе управления (в состав входят электровозы управления, моторные вагоны и обычные думпкары). Во втором случае думпкары оснащаются двигателями и комплектом аппаратуры управления (состав обычно формируется из нескольких самоходных и обычных прицепных думпков).

Основная идея моторных вагонов заключается в использовании в качестве дополнительного сцепного веса транспортируемой горной массы. Так, думпкар грузоподъемностью 60 т имеет вес тары 45 т. При оборудовании его мотором добавляется вес электродвигателей и электроаппаратуры — 45 т. Общий сцепной вес такого самоходного думпкара, включая полезный груз, составит 150 т при движении из карьера на поверхность, т. е. в грузовом направлении, когда необходим максимальный сцепной вес. После разгрузки сцепной вес самоходного думпкара уменьшается на величину, равную его грузоподъемности, т. е. 60 т.

Применение моторных вагонов позволяет при том же уклоне железнодорожных путей повышать весовую норму поезда или при одной и той же полезной емкости состава увеличивать преодолеваемый уклон до 60—80%. Особенно эффективно работают моторные вагоны в глубоких карьерах. В настоящее время на карьерах проходят опытно-промышленные испытания моторные вагоны нескольких конструкций.

Тепловозы — это локомотивы, оборудованные двигателями внутреннего сгорания. На мощных тепловозах движение происходит от электродвигателей, получающих питание от генератора постоянного тока (по системе: дизельный двигатель — генератор — электродвигатель). Вследствие этого тяговые характеристики тепловозов идентичны характеристикам электровозов.

Преимущества тепловозов заключаются в высоком к. п. д. (до 25—29%), в отсутствии преобразовательных подстанций и контактных сетей. Эксплуатационные расходы при тепловозах и электровозах практически одинаковы. Преодолеваемый уклон составляет 40‰.

Основной недостаток применяемых тепловозов: низкий моторесурс их двигателей, что влечет за собой увеличение расходов на

их содержание, а также загрязнение атмосферы в карьерах отработанными газами.

Экономическая целесообразность тепловозного транспорта особенно выявляется при небольшом числе работающих в карьере локомотивов, при высокой стоимости электроэнергии и необходимости значительных затрат на электроснабжение. В этих случаях капитальные и эксплуатационные затраты могут быть ниже, чем при использовании электровозов. Тепловозы благодаря автономности весьма эффективны в начале строительства карьеров, что позволяет уменьшить сроки их строительства.

Тепловозы применяют на многих карьерах Советского Союза (НКГОК, ЦГОК, Качканарский ГОК и др.). Тепловоз ТЭМ-1 имеет сцепной вес 123,5 т и мощность 736 квт. Тепловоз ТЭ-3 (одна секция) имеет сцепной вес 126 т и двигатель мощностью 1470 квт.

Намечается выпуск двухсекционного тепловоза ТЭ-40 с мощностью каждой секции 3000 л. с., весом 126 т, минимальный радиус кривых 125 м. Создается тепловоз ТТМ-5 мощностью 2400 л. с.

На небольших карьерах иногда используют мотовозы, оборудованные двигателями внутреннего сгорания мощностью до 100 л. с. и весом 8—14 т. На средних и крупных карьерах их используют для вспомогательных целей.

Вагоны. Важнейшими характеристиками вагонов, применяемых при перевозке горной массы на открытых разработках, являются грузоподъемность, коэффициент тары вагона и способ его разгрузки. Грузоподъемность вагона связана с емкостью ковша экскаватора, осуществляющего погрузку, и наряду с весовой нормой поезда влияет на технико-экономические показатели транспортирования. Для нормальной сопряженной работы погрузочно-транспортного оборудования соотношение емкости вагона к емкости ковша экскаватора должно быть равным 4—8.

Коэффициентом тары вагона называется отношение собственного веса вагона к его грузоподъемности. Значение этого коэффициента колеблется в широких пределах и зависит от типа вагона, его назначения и грузоподъемности. Больше влияние оказывает конструктивное выполнение вагона, качество применяемой стали и т. д. Составы из вагонов с более низким коэффициентом тары имеют больший полезный вес и лучшие технико-экономические показатели при транспортировании.

Способ разгрузки вагонов определяет время, затрачиваемое на разгрузку состава, а следовательно, и производительность рейса локомотивосостава. Наиболее распространенным типом откаточных сосудов для перевозки как вскрышных пород, так и полезного ископаемого являются думпкары.

Думпкары (рис. 129) — это саморазгружающиеся полувагоны с усиленной прочностью, так как при загрузке их экскаватором они испытывают значительные динамические нагрузки, особенно при скальных кусковатых породах. Применяют думпкары с откидыва-

ющимися или поднимающимися бортами. Думпкары с откидывающимися бортами имеют преимущественное распространение благодаря возможности перевозить породу любой крупности. Кроме того обеспечивается плавность разгрузки, возможность механической очистки кузова и удаленность разгружаемого материала от железнодорожных путей. Думпкары с поднимающимися бортами проще по своему устройству, однако они не имеют преимуществ думпкаров с откидывающимися бортами. Поэтому их применяют только при перевозках мягких неувлажненных грунтов.

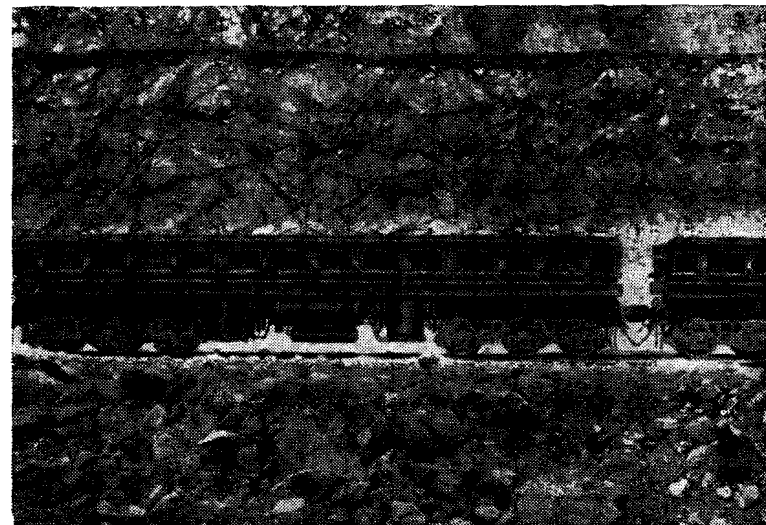


Рис. 129. Шестiosный думпкар грузоподъемностью 100 т

Грузоподъемность думпкаров колеблется от 50 до 140—180 т, коэффициент тары составляет 0,4—0,65. Техническая характеристика думпкаров приведена в табл. 43.

Менее распространены при открытой разработке гондолы и хопперы, используемые на некоторых карьерах для перевозки полезного ископаемого.

Гондолы — металлические полувагоны, которые разгружаются через люки, расположенные в днище, или в стационарных опрокидывателях глухих гондолах. Грузоподъемность четырехосных гондол 60 т, шестиосных 100 т, коэффициент тары соответственно 0,378 и 0,5.

Хопперы — вагоны с бункерообразной формой кузова. Через расположенные в нижней части люки можно производить двустороннюю разгрузку. Их применяют иногда для транспортирования мягких полезных ископаемых. Грузоподъемность хопперов 50 и 70 т, коэффициент тары 0,42 и 0,25.

Характеристика думпкаров

| Показатели | Думпкары | | | | | ВС-140-180 (проект) |
|--|----------|---------|---------|--------|--------|------------------------|
| | 5 ВС-50 | 5 ВС-60 | 5 ВС-80 | ВС-100 | ВС-105 | |
| Грузоподъемность, Т | 50 | 60 | 80 | 100 | 105 | 140—180 |
| Подъемная сила вагона, т | 490 | 588 | 785 | 980 | 1080 | 1370—1770 |
| Емкость кузова (без шапки), м ³ | 23,2 | 26,3 | 36 | 44,6 | 47,7 | 62 |
| Тара вагона, т | 30,4 | 29 | 40 | 50,6 | 43,8 | 68 |
| Коэффициент тары | 0,61 | 0,485 | 0,5 | 0,505 | 0,398 | 0,485—0,377 |
| Число осей | 4 | 4 | 4 | 6 | 6 | 8 |
| Нагрузка на ось, т | 19,8 | 21,8 | 29,4 | 24,6 | 25,2 | 25,4—30,2 |
| Число разгрузочных цилиндров | 4 | 4 | 4 | 4 | 6 | 8 |
| Угол наклона кузова при разгрузке, град | 45 | 45 | 60 | 45 | 45 | 45 |
| Длина вагона по осям автосцепок, мм | 11 720 | 11 720 | 14 620 | 16 080 | 15 020 | 17 580 |
| Ширина кузова (наружная), мм | 3 200 | 3 275 | — | 3 485 | 3 750 | 3 460 |
| Высота вагона, мм | 2 650 | 2 668 | — | 2 937 | 3 070 | 3 280 |
| Длина кузова внутри, мм: | | | | | | |
| вверху | 9 720 | 10 016 | 12 700 | 14 400 | 13 500 | 16 216 |
| внизу | 9 230 | 9 516 | — | 14 056 | 12 850 | 15 556 |
| Ширина кузова внутри, мм: | | | | | | |
| вверху | 2 880 | 2 990 | 2 940 | 3 100 | 3 230 | 3 300 |
| внизу | 2 554 | 2 610 | — | 2 624 | 2 704 | 2 740 |
| Высота кузова внутри, мм | 900 | 960 | 1 000 | 1 097 | 1 220 | 1 343 |

§ 2. Основные требования к схемам железнодорожных путей на уступах

Наиболее эффективная работа погрузочно-транспортного оборудования на карьерах осуществляется при максимальном использовании рабочего времени экскаваторами и локомотивосоставами. Это достигается, с одной стороны, минимальными простоями экскаваторов из-за отсутствия порожняка, с другой стороны, наименьшими потерями времени при маневрировании и обмене локомотивосоставов. Однако часто эти условия трудно совместимы, и приходится изыскивать оптимальное решение поставленной задачи.

Из основного требования, которое предъявляется к схемам забойных путей на уступе — минимальные простои экскаватора при смене локомотивосоставов (т. е. минимальное время обмена), — вытекают и другие: схемы забойных путей должны быть конструктивно оформлены наиболее просто; объем путепередвижных работ должен быть минимальным; простои погрузочно-транспортного оборудования из-за технологически необходимых, но непроизводительных операций (перемещение тупиков по фронту заходки, переноска разъездов и т. д.) должны быть сведены к минимуму; при работе

нескольких экскаваторов на уступе схемы забойных железнодорожных путей должны обеспечивать независимость обмена и работы экскаваторов.

Правильность выбора для конкретных условий той или иной схемы забойных путей характеризуется величиной коэффициента обеспеченности забоя порожняком.

Коэффициентом обеспеченности забоя порожняком называется отношение времени погрузки локомотивосостава к сумме времени погрузки и обмена состава

$$k_o = \frac{t_n}{t_n + t_o}, \quad (\text{XIII}, 3)$$

где t_n — время погрузки состава;

t_o — время обмена состава.

При прочих равных условиях значение коэффициента обеспеченности забоя порожняком зависит в основном от времени обмена состава, т. е. от принятой схемы развития забойных путей, места нахождения обменного пункта и способа замены груженого состава порожняковым. В зависимости от этих факторов величина данного коэффициента колеблется от 0,5 до 0,9—0,95. Меньшие его значения характерны для тупиковых схем, особенно при работе нескольких экскаваторов на уступе, большие — для поточных схем.

При одной и той же схеме развития забойных путей, т. е. при одинаковом времени обмена состава, на величину коэффициента обеспеченности забоя порожняком существенное влияние имеют емкость ковша экскаватора, его тип и производительность. Так, при погрузке состава емкостью 300 м³ экскаватором ЭКГ-4 ($t_n = 60$ мин, $t_o = 15$ мин) коэффициент обеспеченности забоя составит 0,80, а при работе экскаватора ЭРГ-400 в тех же условиях (300 м³, $t_o = 15$ мин), но при меньшем времени погрузки состава ($t_n = 20$ мин) значение коэффициента обеспеченности уменьшится до 0,57. Поэтому для экскаваторов с большей производительностью стремятся применить более совершенную схему развития забойных железнодорожных путей, обеспечивающую наилучшие условия обмена составов.

В зависимости от принципа движения локомотивосоставов на уступе различают тупиковые и поточные схемы путей (рис. 130).

При тупиковых схемах путевого развития после загрузки состав следует в обратном направлении. При обменных операциях направления движения груженых и порожняковых составов пересекаются, вследствие чего для тупиковых путевых схем характерно наличие

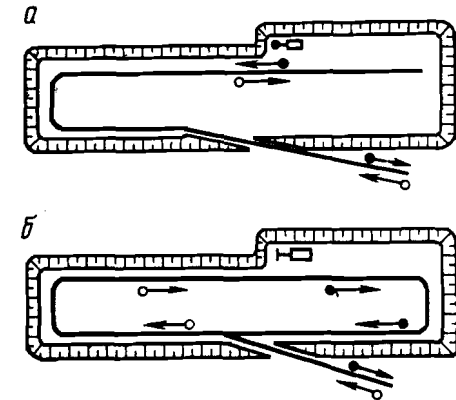


Рис. 130. Тупиковая (а) и поточная (б) схемы путевого развития работ на уступе

Характеристика думпкаров

| Показатели | Думпкары | | | | | |
|---|----------|--------|--------|--------|--------|------------------------|
| | 5BC-50 | 5BC-60 | 5BC-80 | BC-100 | BC-105 | BC-140-180 (проект) |
| Грузоподъемность, T | 50 | 60 | 80 | 100 | 105 | 140—180 |
| Подъемная сила вагона, m | 490 | 588 | 785 | 980 | 1080 | 1370—1770 |
| Емкость кузова (без шапки), m^3 | 23,2 | 26,3 | 36 | 44,6 | 47,7 | 62 |
| Тара вагона, m | 30,4 | 29 | 40 | 50,6 | 43,8 | 68 |
| Коэффициент тары | 0,61 | 0,485 | 0,5 | 0,505 | 0,398 | 0,485—0,377 |
| Число осей | 4 | 4 | 4 | 6 | 6 | 8 |
| Нагрузка на ось, m | 19,8 | 21,8 | 29,4 | 24,6 | 25,2 | 25,4—30,2 |
| Число разгрузочных цилиндров | 4 | 4 | 4 | 4 | 6 | 8 |
| Угол наклона кузова при разгрузке, град | 45 | 45 | 60 | 45 | 45 | 45 |
| Длина вагона по осям автосцепок, m | 11 720 | 11 720 | 14 620 | 16 080 | 15 020 | 17 580 |
| Ширина кузова (наружная), m | 3 200 | 3 275 | — | 3 485 | 3 750 | 3 460 |
| Высота вагона, m | 2 650 | 2 668 | — | 2 937 | 3 070 | 3 280 |
| Длина кузова внутри, m : | | | | | | |
| вверху | 9 720 | 10 016 | 12 700 | 14 400 | 13 500 | 16 216 |
| внизу | 9 230 | 9 516 | — | 14 056 | 12 850 | 15 556 |
| Ширина кузова внутри, m : | | | | | | |
| вверху | 2 880 | 2 990 | 2 940 | 3 100 | 3 230 | 3 300 |
| внизу | 2 554 | 2 610 | — | 2 624 | 2 704 | 2 740 |
| Высота кузова внутри, m | 900 | 960 | 1 000 | 1 097 | 1 220 | 1 313 |

§ 2. Основные требования к схемам железнодорожных путей на уступах

Наиболее эффективная работа погрузочно-транспортного оборудования на карьерах осуществляется при максимальном использовании рабочего времени экскаваторами и локомотивосоставами. Это достигается, с одной стороны, минимальными простоями экскаваторов из-за отсутствия порожняка, с другой стороны, наименьшими потерями времени при маневрировании и обмене локомотивосоставов. Однако часто эти условия трудно совместимы, и приходится изыскивать оптимальное решение поставленной задачи.

Из основного требования, которое предъявляется к схемам забойных путей на уступе — минимальные простои экскаватора при смене локомотивосоставов (т. е. минимальное время обмена), — вытекают и другие: схемы забойных путей должны быть конструктивно оформлены наиболее просто; объем путеперемещаемых работ должен быть минимальным; простои погрузочно-транспортного оборудования из-за технологически необходимых, но непроизводительных операций (перемещение тупиков по фронту заходки, переноска разъездов и т. д.) должны быть сведены к минимуму; при работе

нескольких экскаваторов на уступе схемы забойных железнодорожных путей должны обеспечивать независимость обмена и работы экскаваторов.

Правильность выбора для конкретных условий той или иной схемы забойных путей характеризуется величиной коэффициента обеспеченности забоя порожняком.

Коэффициентом обеспеченности забоя порожняком называется отношение времени погрузки локомотивосостава к сумме времени погрузки и обмена состава

$$k_0 = \frac{t_n}{t_n + t_o}, \quad (\text{XIII}, 3)$$

где t_n — время погрузки состава;
 t_o — время обмена состава.

При прочих равных условиях значение коэффициента обеспеченности забоя порожняком зависит в основном от времени обмена состава, т. е. от принятой схемы развития забойных путей, места нахождения обменного пункта и способа замены груженого состава порожняковым. В зависимости от этих факторов величина данного коэффициента колеблется от 0,5 до 0,9—0,95. Меньшие его значения характерны для тупиковых схем, особенно при работе нескольких экскаваторов на уступе, большие — для поточных схем.

При одной и той же схеме развития забойных путей, т. е. при одинаковом времени обмена состава, на величину коэффициента обеспеченности забоя порожняком существенное влияние имеют емкость ковша экскаватора, его тип и производительность. Так, при погрузке состава емкостью 300 м^3 экскаватором ЭКГ-4 ($t_n = 60 \text{ мин}$, $t_o = 15 \text{ мин}$) коэффициент обеспеченности забоя составит 0,80, а при работе экскаватора ЭРГ-400 в тех же условиях (300 м^3 , $t_o = 15 \text{ мин}$), но при меньшем времени погрузки состава ($t_n = 20 \text{ мин}$) значение коэффициента обеспеченности уменьшается до 0,57. Поэтому для экскаваторов с большей производительностью стремятся применить более совершенную схему развития забойных железнодорожных путей, обеспечивающую наилучшие условия обмена составов.

В зависимости от принципа движения локомотивосоставов на уступе различают тупиковые и поточные схемы путей (рис. 130).

При тупиковых схемах путевого развития после загрузки состав следует в обратном направлении. При обменных операциях направления движения груженных и порожняковых составов пересекаются, вследствие чего для тупиковых путевых схем характерно наличие

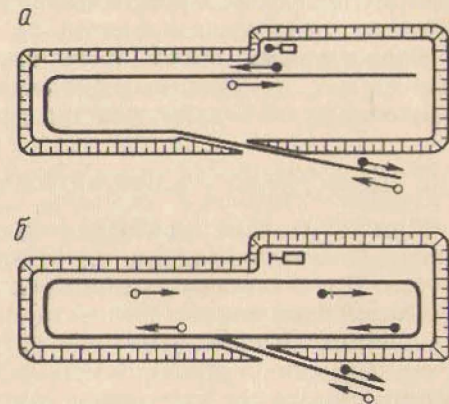


Рис. 130. Тупиковая (а) и поточная (б) схемы путевого развития работ на уступе

обменных пунктов и необходимость определенных маневров при обмене.

При поточных схемах подобного пересечения движения поездов не происходит: наличие обменных пунктов при этом не обязательно. Порожняк подается в забой вслед за отправлением груженого состава, непосредственно по погрузочному забойному пути. Время обмена при правильной организации движения незначительно, вследствие чего коэффициент обеспеченности забоя порожняком при поточных схемах всегда выше, чем при тупиковых, а сами схемы забойных путей просты и надежны.

Общая протяженность транспортных путей на уступе при поточных схемах за счет необходимости «закольцовывания» железнодорожных путей больше, чем при тупиковых.

§ 3. Схемы путевого развития на уступе при фронтальных забоях

При нормальной отработке уступов заходками (при фронтальных забоях) железнодорожные пути укладывают параллельно фронту уступа. При железнодорожном транспорте на каждом уступе в работе находится один или два (реже три) экскаватора. При погрузке многоковшовыми экскаваторами на уступе работает один экскаватор. В зависимости от числа экскаваторов на уступе различают схемы путевого развития при одном, двух и трех работающих экскаваторах.

На рис. 131, I показаны схемы путевого развития при работе одного экскаватора на уступе.

Простейшей является однолинейная тупиковая схема с разъездом в начале забойных путей (рис. 131, I, а). Время обмена при этом состоит из продолжительности движения груженого состава от забоя до разъезда, продолжительности маневровых операций на разъезде и движения порожнякового состава к забою. По мере увеличения длины фронта уступа время обмена составов возрастает. В случае невозможности устройства разъезда в начале забойных путей его нередко располагают на соединительных путях транспортных площадок на торцовом или нерабочем борту карьера. Объем путеперемещаемых работ забойных путей при этой схеме путевого развития минимальный.

Использование схемы путей с переносным тупиком (рис. 131, I, б) позволяет сократить время обмена составов на уступе. Во время загрузки состава экскаватором порожняк подают в переносный тупик. После отправления груженого состава порожняк поступает на погрузочный пункт к экскаваторному забою. По мере отработки заходки и удаления забоя от тупика время обмена увеличивается. Для уменьшения продолжительности обмена составов тупик периодически перемещают в новое положение вблизи экскаваторного забоя.

Постоянный разъезд находится в начале забойных путей, как и в предыдущей схеме. При работе небольших и средних моделей

экскаваторов и при относительно большой производительности погрузки состава ограничиваются одним переносным тупиком без постоянного разъезда около забойных путей.

Схема путей с переносным разъездом (рис. 131, I, в) наиболее совершенна и обеспечивает простое маневрирование составов при обмене и меньшую его продолжительность. Во время погрузки порожняковый локомотивосостав подают через переносный разъезд на погрузочный путь. После окончания погрузки и отправления груженого состава порожняковый поступает к экскаватору без каких-либо маневров. Применение переносных разъездов позволяет обеспечить работу экскаватора практически без потерь времени на смену составов. Переносные разъезды периодически перемещают по фронту уступа в соответствии с положением экскаваторного забоя. Во время перемещения разъезда экскаваторы простаивают.

На рис. 131, I, г показана схема с двумя забойными путями и съездами между ними. Принцип маневров при обмене аналогичен предыдущей схеме. Порожняковый состав поступает на погрузочный путь через ближайший к экскаваторному забою съезд. Второй маневровый железнодорожный путь может быть уложен на всю длину заходки частями с последующим наращиванием путей, которое осуществляют заблаговременно, не вызывая перерывов в работе экскаватора. Схема с двумя забойными путями и съездами между ними является высокоэкономичной. Вместе с тем объем путеперемещаемых работ в забое увеличивается более чем в 2 раза при наличии большого числа стрелочных переводов, передвигаемых и устройств которых весьма трудоемки.

Рассмотренные выше схемы и их разновидности применяют при тупиковом (встречном) движении поездов в забое. Там, где возможна организация поточного движения поездов на уступе, применяют весьма эффективные и конструктивно простые поточные путевые схемы (рис. 131, I, д). В подобных условиях без специального путевого развития в забое обеспечивается высокий коэффициент обеспеченности забоя порожняком, а следовательно, и производительность забойного экскаватора, так как время обмена составов в забое при правильной организации движения практически может быть сведено к нулю.

При работе двух или трех экскаваторов на уступе различают зависимые и независимые схемы забойных путей.

З а в и с и м ы е схемы предусматривают использование погрузочных путей в одном экскаваторном блоке для следования порожняковых или груженых составов к другому экскаватору. Между работой экскаваторов в блоках и обменом составов существует определенная зависимость. Необходимыми условиями при этом являются синхронная работа экскаваторов и четкая организация движения поездов и их обмен.

Н е з а в и с и м ы е схемы забойных путей характеризуются наличием самостоятельных маневровых железнодорожных путей для каждого экскаваторного блока. Погрузочные забойные пути

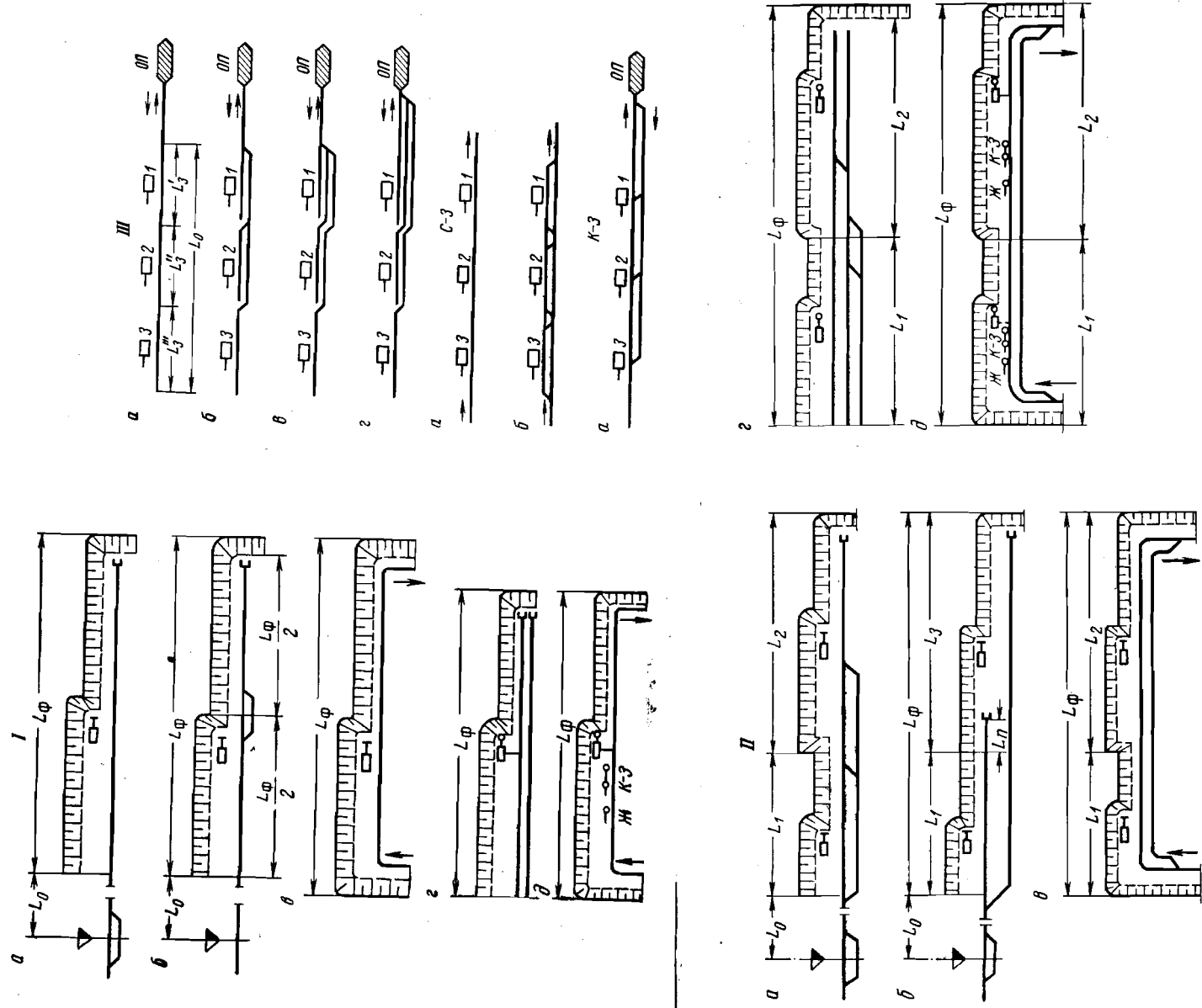


Рис. 131. Схемы путевого развития работ на уступе: I — при одном экскаваторном блоке; II — при двух экскаваторных блоках; III — при трех экскаваторных блоках

используются только для следования порожняковых и груженных составов, обслуживающих данный экскаваторный блок. Работа экскаваторов в блоках осуществляется при этом независимо друг от друга, и на величину их производительности влияют только принятая схема путевого развития и соответствующий ей коэффициент обеспеченности забоя порожняком.

Схемы путей при работе двух экскаваторов на уступе показаны на рис. 131, II.

Наиболее проста однолинейная тупиковая схема, состоящая из одного погрузочного пути для двух экскаваторных блоков (рис. 131, II, а). Условием нормальной работы экскаваторов является одновременность начала и окончания погрузки. Порожняковые и груженные составы следуют при этой схеме друг за другом. Обязательным условием является также наличие однотипных экскаваторов в блоке и одинаковая полезная емкость локомотивосоставов. Однако имея в виду, что составы, следующие в первый от обменного пункта блок, приходят позднее и отправляются раньше, то их емкость (при необходимости) уменьшают на один думпкал. Этим добиваются синхронности работы экскаваторов и движения поездов.

Жесткая взаимозависимость работы экскаваторов является недостатком этой схемы. Непредвиденные простои экскаваторов и нарушение требуемого порядка обмена отрицательно сказываются на производительности погрузочно-транспортного оборудования.

На рис. 131, II, б, в показаны схемы забойных путей с дополнительной маневровой линией по длине первого блока, которая служит для следования поездов во второй блок. Схема независима и устраняет жесткую зависимость работы экскаваторов в блоках. Забойные пути соединяются с обменным пунктом одной железнодорожной колеей. Однако при большой интенсивности движения и значительной удаленности обменного пункта при подобных схемах путевого развития устраивают двухколейные соединительные пути до обменного пункта, что обеспечивает полную независимость обмена для экскаваторных блоков. При поточном движении поездов можно применить однолинейную (рис. 131, II, г) и двухлинейную (рис. 131, II, д) поточные схемы забойных путей. В первом случае схема зависима и имеет характерные для нее недостатки, во втором — схема независима. На границе экскаваторных блоков между путями устраивают съезды для подачи из второго блока груженных составов на маневровый путь, а также для подачи порожняковых с маневрового на погрузочный путь первого блока.

Подобные схемы забойных путей применяют и при одновременной работе трех экскаваторов на уступе (рис. 131, III). Следует отметить, что в зависимых схемах путей недостатки еще более очевидны, вследствие чего их практически не применяют.

В тупиковых схемах забойных путей (независимых полностью или частично) условия обмена ухудшаются по мере удаления экскаваторного блока от обменного пункта, так как существенно увеличивается длина транспортных путей. В наиболее удаленном третьем

экскаваторном блоке коэффициент обеспеченности забоя порожняком наименьший и, следовательно, производительность экскаватора при этом весьма низка. Для избежания такого положения для второго и третьего блоков иногда устраивают локальные (дополнительные) обменные пункты с переносными тупиками или разъездами. Эффективность той или иной схемы путевого развития на уступах определяется временем. Коэффициент обеспеченности забоя порожняком тем выше, чем меньше время обмена составов.

При обмене вагонов состава на обменном пункте расчет времени обмена производится по формуле

$$t_o = \left(\frac{n}{n_d} - 1 \right) \left[t_m + 2 \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{L_3}{v_3} + \tau \right) \right]. \quad (\text{XIII}, 4)$$

При обмене вагонов на дополнительном обменном пункте время обмена определяют по формуле

$$t_o = \left(\frac{n}{n_d} - 1 \right) \left[t_m + 2 \left(\frac{l_2}{v_3} + \tau \right) + 2 \left(\frac{L_c}{v_c} + \frac{l_1}{v_3} + \tau \right) \right], \quad (\text{XIII}, 5)$$

где n — число вагонов в составе;

n_d — число вагонов, одновременно подаваемых под погрузку при проходе траншеи;

l_3 — расстояние от начала фронта работ до экскаватора, км;

t_m — время маневров на отцепку груженных вагонов, ч;

l_1 и l_2 — длина участков забойного пути от начала фронта работ до дополнительного обменного пункта и от обменного пункта до экскаватора, км;

L_c — длина соединительного пути, км;

τ — время на железнодорожную связь, ч;

v_c, v_3, v_m — скорости движения состава соответственно по соединительным и забойным путям, а также при маневрах, км/ч.

При путевых схемах при нескольких работающих экскаваторах на уступах время обмена зависит от длины блока и определяется для каждого экскаваторного блока. Так, при трех экскаваторах время обмена для каждого экскаватора определяется по формуле

$$t_o = \frac{l_6}{v_3} + \tau, \quad (\text{XIII}, 6)$$

где l_6 — длина блока, км.

§ 4. Схемы путевого развития на уступе при тупиковых забоях

В случае проведения траншей или начала работ на законсервированном борту карьера с небольшими площадками возникает необходимость использования тупиковых забоев. Характерные особенности тупиковых забоев при железнодорожном транспорте: наращивание путей по мере подвигания забоя; большое число маневров при погрузке. Все это обуславливает специфику схем забойных путей при тупиковых забоях.

На рис. 132, а показана схема железнодорожных путей при проходке траншеи экскаватором карьерного типа с нижней погрузкой на железнодорожный транспорт. Ввиду относительно небольших рабочих размеров экскаватора обычно загружается только один вагон, расположенный около забоя. Для загрузки последующего вагона локомотив, находящийся в хвосте состава, перемещает груженный вагон на выставочный тупик. Подобным образом произво-

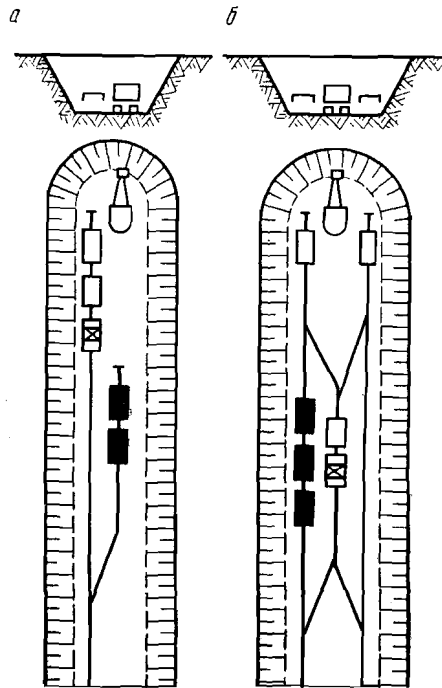


Рис. 132. Схемы путей при проходке траншеи с выставочным тупиком (а) и с переносным разъездом (б)

дятся погрузка, маневрирование, расцепка и оставление в тупике каждого последующего думпкара. После загрузки последнего думпкара осуществляют сцепку состава, который следует до обменного пункта. Сложность и длительность маневров, а также их многократность резко снижают производительность экскаватора и локомотивосостава. Так, производительность экскаватора по сравнению с нормальными условиями работы при боковой погрузке уменьшается на 40—60%, производительность локомотивосостава — на 40—50%. По мере продвижения забоя расстояние до выставочного тупика возрастает, что увеличивает время маневров. Для уменьшения его выставочный тупик периодически перемещают.

Для сокращения времени обмена вагонов применяют схему путевого развития с переносным разъездом (рис. 132, б). Хотя число

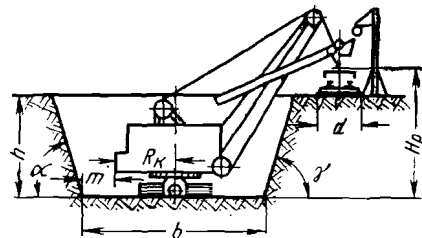
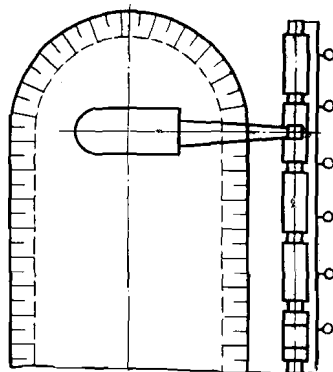


Рис. 133. Путьевое развитие при тупиковых забоях и верхней погрузке



маневров при этом практически не уменьшается, однако имеется возможность совмещения маневров с погрузкой думпкара, находящегося на втором погрузочном пути, и повышения производительности экскаватора. Вместе с тем эксплуатация и переноска разъезда с большим числом стрелочных переводов в стесненных условиях забоя вызывает дополнительные трудности.

Наиболее простая схема путей при тупиковых забоях может быть применена, если используются экскаваторы с верхней погрузкой (рис. 133). При этом погрузочные пути располагают на верхней площадке, и работа погрузочно-транспортного комплекса аналогична обычной боковой погрузке с применением экскаваторов и увеличенными рабочими параметрами. Железнодорожные пути укладывают параллельно трассе проводимой траншеи. Обмен составов производят по одной из схем, приведенных в § 3.

§ 5. Пропускная и провозная способность железнодорожных путей

Железнодорожные пути на карьерах разграничивают отдельными пунктами на отдельные участки — перегоны. Наличие отдельных пунктов позволяет регламентировать движение локомотивосоставов по железнодорожным путям, увеличивать пропускную способность путей и повышать безопасность движения поездов.

К отдельным пунктам относятся станции, разъезды и посты. Наряду с начальными (места загрузки составов — забой) и конечными (места разгрузки на обогатительных фабриках и отвалах) пунктами движения составов, определяющими длину рейса локомотивосоставов, правильный выбор числа и мест расположения отдельных пунктов имеет большое значение при составлении графиков движения поездов.

Станцией называется отдельный пункт, который служит для формирования, отстоя и обгона поездов. На станциях может также производиться погрузка и разгрузка вагонов, экипировка и замена вагонов, отцепка неисправных вагонов и т. д. Развитие путей на станциях наибольшее — не менее 5. Станции обычно располагают на прямых и ровных участках. Уклон железнодорожных путей на станциях не должен превышать 2,5‰. Чаще всего станции устраивают на поверхности, однако на крупных карьерах с большими грузооборотами возможно их расположение в карьере на транспортных площадках обычно верхних горизонтов.

В зависимости от вида перевозимых грузов станции подразделяют на рудные (угольные) и породные.

На рис. 134 показаны схемы карьерных станций на однопутной и двухпутной линиях. Каждый путь на станции имеет свое определенное назначение. Так, на станции с двухпутной линией главные пути 1 и 2 предназначены для пропуска поездов без остановки. Груженные поезда принимаются с остановкой на путях 4 и 6, а порожняк

на путях 3 и 5. С путями порожнякового направления соединены пути локомотивного и вагонного хозяйства.

Разъезды — раздельные пункты, служащие для отстоя и обгона составов (рис. 135). Путевое развитие на разъездах в связи с его назначением менее сложно, чем на станциях, но обычно на разъездах укладывают не меньше трех путей. Разъезды располагают как на поверхности, так и непосредственно в карьере вблизи пунктов загрузки или разгрузки составов. Максимальное приближение разъездов к этим пунктам обеспечивает меньшее время обмена составов и лучшее использование забойного и отвального оборудования.

На рис. 135, а показана схема простейшего разъезда, который кроме главного имеет только один приемно-отправочный путь. Длина

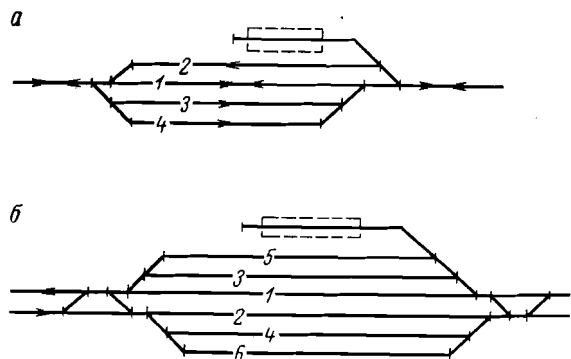


Рис. 134. Схемы карьерных станций на однопутной (а) и двухпутной (б) линиях

разъезда зависит от длины поезда l_n , расстояния от начала стрелочного перевода до предельного столбика l_0 и расстояния, учитывающего неточность установки поезда и равного 15 м:

$$l_p = l_n + 2l_0 + 15, \text{ м} \quad (\text{XIII}, 7)$$

Схема разъезда (рис. 135, б) предусматривает прием поездов с остановкой на путь 3 (со стороны пункта А) и на путь 2 (со стороны пункта В). По главному пути 1 осуществляется безостановочное движение составов. Длина трехпутного разъезда определяется по формуле

$$l_p = l_n + 2l_0 + d + 15, \text{ м},$$

где d — продольное смещение путей, минимальное значение которого составляет 4,5 м.

Посты — раздельные пункты, которые не имеют специального путевого развития и служат для отстоя поездов. Посты устраиваются в пунктах примыкания забойных и отвальных путей к главным, а также в местах, подразделяющих участки железнодорожных путей на подучастки (блок-участки) с целью увеличения пропускной способности.

Пропускная способность железнодорожных путей определяется максимальным числом пар поездов, которое может быть пропущено по данному перегону в течение единицы времени. За отрезок времени чаще всего принимают сутки. Пропускная способность железнодорожных путей карьера определяется для наиболее трудного участка, называемого ограничивающим перегоном.

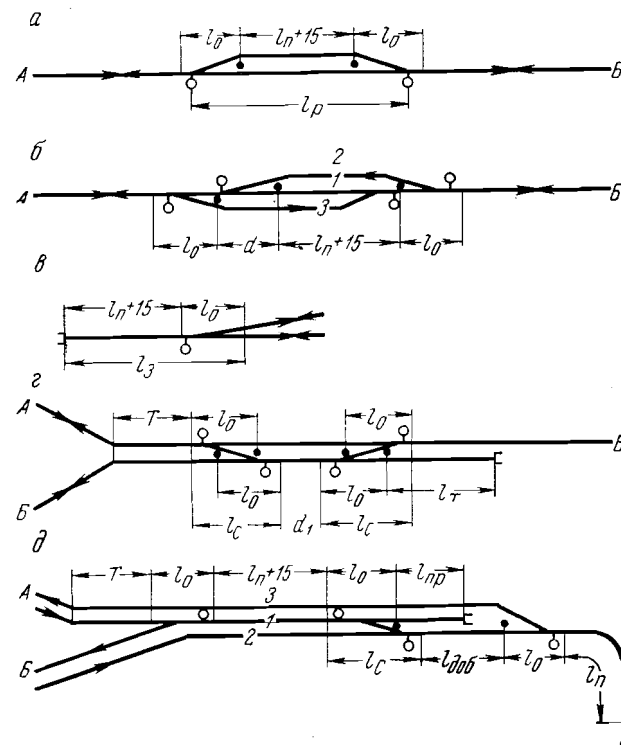


Рис. 135. Схемы путевого развития на разъездах

Пропускная способность перегона зависит от числа путей, времени занятия перегона и способа связи между раздельными пунктами, ограничивающими перегон.

Для однопутных перегонов пропускная способность определится по формуле

$$N' = \frac{60T}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau}, \text{ пар поездов}, \quad (\text{XIII}, 8)$$

где $t_{гр}$ — время движения поезда в грузовом направлении, мин;
 $t_{пор}$ — время движения поезда с порожняком, мин;
 2τ — общее время, потребное на связь между раздельными пунктами, мин;

T — число часов работы транспорта, сутки;
 L_n — длина перегона, км;

$$t_{гр} = \frac{60L_n}{v_{гр}}, \text{ мин}; \quad (\text{XIII,9})$$

$$t_{пор} = \frac{60L_n}{v_{пор}}, \text{ мин}, \quad (\text{XIII,10})$$

где $v_{гр}$ и $v_{пор}$ — скорости движения груженого и порожнего составов, км/ч.

Продолжительность связи между обменными пунктами зависит от вида связи и составляет при телефонной связи при однопутном движении 4—6 мин, при двухпутном 3—4 мин, при полуавтоматической блокировке $\tau = 2-3$ мин и при автоматической блокировке $\tau = 0$.

Приняв $v_{гр} = v_{пор}$ для однопутной линии, имеем

$$N' = \frac{30T}{t_x + \tau}, \text{ пар поездов}, \quad (\text{XIII,11})$$

где t_x — время движения поезда по перегону.

Для двухпутных перегонов пропускная способность определяется в зависимости от графика по формулам:

$$N''_{гр} = \frac{60T}{t_{гр} + \tau}, \text{ поездов}; \quad (\text{XIII,12})$$

$$N''_{пор} = \frac{60T}{t_x + \tau}, \text{ поездов}. \quad (\text{XIII,13})$$

Приняв $t_{гр} = t_{пор}$, получим

$$N'' = \frac{60T}{t_x + \tau}, \text{ пар поездов}. \quad (\text{XIII,14})$$

Провозной способностью называется количество тонн груза, которое перевозится по данному перегону за определенный период времени (сутки или год). Провозная способность карьерных путей также устанавливается по ограничивающему перегону:

$$M = \frac{N_0 n q}{f}, \text{ т/сутки}, \quad (\text{XIII,15})$$

где N_0 — пропускная способность ограничивающего перегона;

n — число вагонов в составе;

f — коэффициент резерва, равный 1,1—1,2;

q — грузоподъемность вагона, т.

Провозную способность железнодорожных путей можно повысить за счет увеличения полезного веса локомотивосостава и пропускной способности путей. Способы увеличения пропускной способности: устройство дополнительных железнодорожных путей на ограничивающих перегонах; разделение ограничивающего перегона на несколько самостоятельных перегонов; увеличение скорости дви-

жения по ограничивающему перегону; сокращение времени на связь между отдельными пунктами.

В зависимости от конкретных условий целесообразным может оказаться тот или иной способ увеличения пропускной способности карьерных путей.

§ 6. Основные элементы рейса и эксплуатационная производительность локомотивосоставов

Производительность локомотивосостава зависит от его полезной емкости и времени оборота (рейса) состава.

Время оборота состава включает продолжительность всех основных элементов рейса, состоящих из погрузки состава, движения в грузовом и порожняковом направлениях, разгрузки вагонов и маневров локомотивосостава.

Полное время оборота локомотивосостава составит

$$T_{об} = t_{погр} + t_{гр} + t_{разр} + t_{пор} + t_{ож}, \text{ мин}, \quad (\text{XIII,16})$$

где $t_{погр}$ — время погрузки состава;

$t_{гр}$ — время движения состава в грузовом направлении;

$t_{разр}$ — время разгрузки состава;

$t_{пор}$ — время движения состава в порожняковом направлении;

$t_{ож}$ — время простоев локомотивосостава в течение одного оборота в ожидании погрузки и разгрузки.

Время погрузки одного состава определяется емкостью погрузочно-транспортных средств

$$t_{погр} = \frac{q n t_{цкп}}{60 E k_{н}}, \text{ мин}, \quad (\text{XIII,17})$$

где q — емкость одного думпкара, м³;

n — число думпкаров в составе;

$t_{цк}$ — продолжительность цикла черпания экскаватора, сек;

E — емкость ковша экскаватора, м³;

k_p — коэффициент разрыхления;

$k_{н}$ — коэффициент наполнения ковша экскаватора.

Время движения состава в грузовом направлении $t_{гр}$ можно определить исходя из расстояния транспортирования и средней скорости движения груженого локомотивосостава. Так как скорости движения зависят от продольного профиля и состояния железнодорожных путей, то более точным будет определение скорости движения по характерным участкам пути по формуле

$$t_{гр} = t'_{гр} + t''_{гр} + t'''_{гр}, \quad (\text{XIII,18})$$

где $t'_{гр}$, $t''_{гр}$, $t'''_{гр}$ — время движения груженого состава соответственно на забойных путях, по съездам и на поверхности, определяемое длиной каждого участка и развиваемой на нем скоростью движения.

Аналогично определяется и время движения состава в порожняковом направлении $t_{пор}$. Время разгрузки состава $t_{разгр}$ на приемных пунктах зависит от продолжительности разгрузки одного думпкара и их числа в составе. В свою очередь, на продолжительность разгрузки одного думпкара влияет его тип, способ очистки и климатические условия. Обычно время разгрузки думпкара колеблется в пределах 1,5—2 мин летом и 3—5 мин зимой.

Время простоев и маневров локомотивосоставов $t_{ож}$ при правильной организации движения не должно превышать 5—10 мин за один рейс. Оно зависит от схем путевого развития и организации погрузочно-транспортных работ.

Производительность локомотивосостава определяют по формуле

$$Q_{л.с} = \frac{60Tnq}{T_{об}}, \text{ м}^3/\text{сутки}, \quad (\text{XIII},19)$$

где T — время работы состава в сутки, ч;

$T_{об}$ — время оборота состава, мин;

nq — полезная емкость состава, м^3 .

Полезная емкость состава зависит от мощности локомотива, руководящего уклона пути, а также от конструктивной характеристики вагонов (в основном от коэффициента тары).

Месячная и годовая производительность локомотивосоставов определяется исходя из их суточной производительности с учетом рабочих дней состава в месяце и в году.

Локомотивный и думпкарный парк карьера. Число локомотивосоставов, требуемое для обеспечения нормальной работы карьера, складывается из локомотивов, занятых на перевозке горной массы $N_{раб}$, хозяйственных грузов $N_{хоз}$ и находящихся в ремонте $N_{рем}$ и резерве $N_{рез}$ и определяется по формуле

$$N_{л} = N_{раб} + N_{рем} + N_{рез} + N_{хоз}. \quad (\text{XIII},20)$$

Число рабочих локомотивов на вывозке горной массы определяется по грузообороту и производительности состава

$$N_{раб} = \frac{Q_{сут}}{Q_{л.с}} f = \frac{fQ_{сут}T_{об}}{60Tnq}, \quad (\text{XIII},21)$$

где $Q_{сут}$ — суточный грузооборот карьера;

f — коэффициент неравномерности движения.

Число локомотивов, находящихся в ремонте, резерве и на хозяйственных работах, подсчитывают в зависимости от числа рабочих локомотивов следующим образом: $N_{рем} = 0,15N_{раб}$; $N_{рез} = (0,05—0,1) N_{раб}$; $N_{хоз} = 1—2$ единицы.

Число думпкаров в работе будет

$$N_{д.р} = nN_{раб}, \quad (\text{XIII},22)$$

а инвентарный парк думпкаров составит

$$N_{д.инв} = (1,25—1,3) N_{д.р}. \quad (\text{XIII},23)$$

§ 7. Автоматизация карьерного железнодорожного транспорта

Важнейшим показателем работы карьерного транспорта, определяющим его производительность, является время оборота состава. Это время, наряду с другими факторами, зависит от времени движения состава как по стационарным, так и по передвижным путям. Сокращение времени следования состава на постоянных путях достигается обычно применением (с некоторыми изменениями) существующих типовых схем транспортной автоматики и телемеханики: электрожелезнодорожной системы; полуавтоматической блокировки; автоматической блокировки; автоматической локомотивной сигнализации с автостопом; ключевой зависимости стрелок и сигналов; диспетчерской централизации.

Для организации и регулирования движения составов по карьерным железнодорожным путям применяют различные системы сигнализации и автоматики, которые должны обеспечивать четкую и безопасную организацию движения поездов; повышение ритмичности движения и производительности труда при железнодорожных перевозках; повышение пропускной способности железнодорожных путей.

Координация работы участков и отдельных звеньев транспортного процесса осуществляется диспетчерской службой карьера. Анализ исполнительных графиков на действующих карьерах (разрезах) показывает, что интенсивность и многообразие возможных вариантов движения составов ограничивают возможность принятия диспетчером оптимальных решений без наличия специальных средств. Исследования вопросов применения вычислительных машин для управления транспортом и целыми предприятиями в горнорудной промышленности ведутся как в Советском Союзе, так и в зарубежных странах. Проводимые Ленинградским и Днепропетровским горными институтами такие работы свидетельствуют об эффективности использования вычислительных машин.

Поисковые работы по исследованию вопросов управления карьерным железнодорожным транспортом проводят ЛИИЖТ, УкрНИИ-проект, МГИ, Киевский институт автоматики, ПромтрансНИИпроект и другие институты.

Для получения контроля о выполненном маршруте на локомотиве, а также для управления стрелочными переводами с единого диспетчерского пункта, расположенного внутри или вне карьера, разработана система РЛСК, принципиально представляющая собой систему РУСП-1М, но дополненную блоками автоматической известительной информации. На рис. 136 приведена структурная схема системы РЛСК.

Известительные приказы передаются на несущей частоте $F_2 = 30,45 \text{ Мгц}$ с использованием двоичного кода $K = 2^{\Pi}$ (K — количество команд; Π — число разрядов). При этом каждому известительному приказу присваивается комбинация из одной, двух или нескольких одновременно посылаемых звуковых частот. Положение

и замыкание устанавливаемых в маршруте стрелок контролируются зажиганием зеленой полосы на светосхеме пульта.

Контроль установки стрелок в маршруте в виде зеленой полосы получает только тот локомотив, который подавал команду на установку маршрута. После проследования подвижной единицы изолированной секции пути или стрелочного участка автоматически посы-

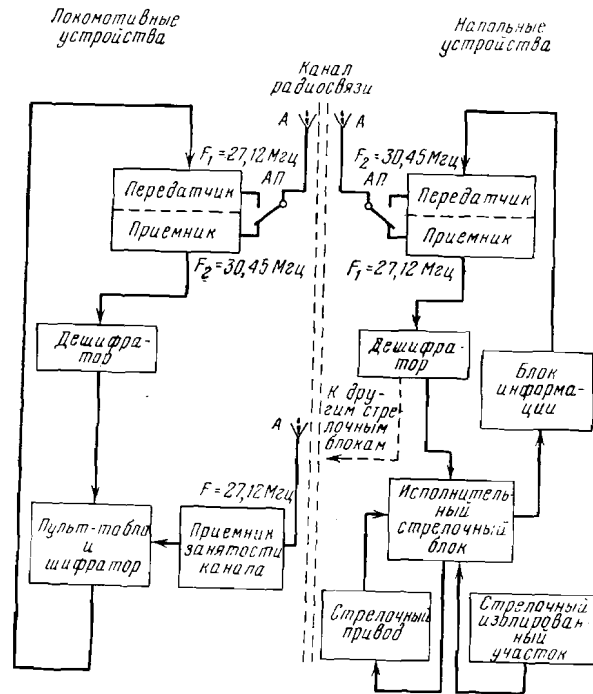


Рис. 136. Структурная схема системы РЛСК

ляется отбойный известительный сигнал (зеленая полоса на светосхеме пульта, относящаяся к данной секции, гаснет). Напольные светофоры обычно не устанавливаются, а разрешением на проследование локомотивов стрелки служит зеленая полоса на светосхеме пульта.

Для увеличения быстрого действия системы, схемы извещения строятся с применением бесконтактных полупроводниковых элементов. Так как помехоустойчивость и избирательность системы возрастают с уменьшением полосы пропускания фильтров в приемниках известительных приказов, а также в генераторах шифратора напольных устройств, то применяют электромеханические камертонные фильтры.

§ 8. Управление движением транспорта с применением вычислительной техники

Технологический процесс на открытых горных разработках заключается в подготовке горной массы к выемке и доставке ее потребителям. С точки зрения оперативного управления технологическим процессом на открытых горных работах следует рассматривать два основных взаимосвязанных процесса: выемку и транспортирование полезного ископаемого. Задача оперативного управления этими процессами на карьере заключается в управлении работой добычных машин и движением транспорта.

Основные задачи управления движением транспорта заключаются в обеспечении выполнения добычными машинами текущей программы, т. е. удовлетворения условий оптимальной производительности каждого агрегата и, следовательно, карьера в целом. К этим задачам в первую очередь относятся:

- разработка графика движения поездов, включая баланс транспортных средств и обеспечение безопасности движения;
- диспетчерское руководство движением поездов и управление транспортными средствами, а также устройствами железнодорожной автоматики;
- составление плана формирования вагонопотоков и регулирование парка порожних составов.

Решение этих задач должно удовлетворять некоторому критерию оперативного управления. При решении задач управления транспортом оба эти критерия могут совмещаться, так как кроме расчета перспективного графика движения поездов (например, на смену) данная задача включает и диспетчерское управление движением транспорта, которое и должно обеспечивать минимальное отклонение от установленного режима движения поездов. Сочетание этих критериев при решении задач расчета графика движения и оперативного (диспетчерского) управления движением транспорта дает значительный эффект, так как диспетчерское управление осуществляет оперативный контроль за исполнением рассчитанного графика и с учетом правильной оценки сложившейся ситуации пересчитывает его для определения оптимального варианта графика движения в данной ситуации.

Описываемый объект оперативного управления характеризуется быстротой изменения ситуации, интенсивностью и различными направлениями грузопотоков, разветвленной сетью транспортных коммуникаций. Поэтому оперативное управление транспортом вызывает значительные трудности. Если при составлении графика движения человек имеет достаточно времени на обдумывание различных вариантов, то диспетчер не в состоянии быстро анализировать сложившуюся ситуацию и оценивать принятое решение. В результате этого неточность в регулировании движением поездов снижает возможность ведения технологического процесса в оптимальном режиме.

Удовлетворительное решение этой задачи может быть получено только применением электронных цифровых вычислительных машин (ЭЦВМ), с помощью которых можно решать сложные задачи автоматизации управления производством. Одной из задач является управление движением транспорта.

Применению ЭЦВМ в управлении должно предшествовать:

1) изучение и математическое описание технологических процессов предприятия для создания математической (функциональной) модели исследуемого процесса (формализация технологического процесса);

2) изучение и математическое описание процессов управления предприятием, создание алгоритма управления (формализация процесса управления).

Процесс изучения и построения алгоритмов управления заканчивается моделированием организации технологического процесса для отыскания оптимального варианта. Алгоритм управления движением транспорта должен учитывать особенности карьера (замкнутость зоны регулирования, изменчивость конфигурации транспортной сети и др.).

Задача управления движением транспорта состоит из: 1) определения адреса пункта погрузки и разгрузки и расчета времени отправления порожнего состава под погрузку; 2) расчета оптимального пути следования состава к определенному в первой части пункту назначения (определение оптимального маршрута состава).

Выбор алгоритма управления зависит от условий выемки полезного ископаемого и способа его доставки потребителю (станция приямка, где формируются внешние маршруты, обогатительная фабрика).

С этой точки зрения карьеры можно разделить на: карьеры с селективной выемкой при различных сортах горной массы в одном забое; карьеры с валовой выемкой при различных сортах горной массы в разных забоях; карьеры с валовой выемкой при однородной горной массе в забое.

Для карьеров первой и второй групп, если задача оперативного управления включает и поддержание определенного качества состава горной массы, алгоритм управления транспортом усложняется. Для карьеров третьей группы рассмотренные выше условия не имеют значения.

Этот алгоритм включает: определение адреса пункта погрузки и момент отправления порожнего состава под погрузку; контроль состояния путей, экскаваторов и местонахождение составов; определение состояния составов (в парке отправления и на маршруте); определение оптимального варианта движения составов с учетом сложившейся ситуации.

Определение момента отправления очередного порожнего состава к i -му пункту осуществляется с учетом времени движения состава $t_{дв. c_i}$ от парка отправления до пункта погрузки.

Время движения состава $t_{дв. c_i}$ определяется как сумма времени прохождения составом отдельных перегонов (блок-участков) маршрута, т. е.

$$t_{дв. c_i} = \sum_{j=1}^{n_i} t_{дв. c_{ij}} \quad (i=1, 2, \dots, m), \quad (\text{XIII}, 24)$$

где n_i — количество блок-участков на маршруте к i -му пункту погрузки.

При определении $t_{дв. c_i}$ необходимо учитывать изменение состояния (местоположение) экскаватора в забое.

Время отправления $t_{от. c_i}$ порожнего состава под погрузку определяется из соотношения

$$t_{от. c_i} = t_{н. п_i} + t_{п_i} - t_{дв. c_i}, \quad (\text{XIII}, 25)$$

где $t_{н. п_i}$ — начало погрузки предыдущего состава i -ым экскаватором;

$t_{п_i}$ — длительность погрузки состава i -ым экскаватором.

Продолжительность погрузки $t_{п_i}$, как и время движения состава $t_{дв. c_i}$, может задаваться как нормативное время или как результат прогнозирования по имеющимся статистическим данным. Рассчитанное таким образом время отправления составов под погрузку сравнивается с текущим временем $t_{тек}$, которое может подаваться от электронных часов с определенной дискретностью.

При совпадении $t_{от. п_i}$ и $t_{тек}$ готовому к отправлению составу рассчитывается маршрут (составу в качестве адреса записывается номер пункта погрузки, номер экскаватора) и рассчитывается оптимальный вариант пропуска поезда под погрузку с учетом загрузки элементов транспортной сети. Не исключено, что в результате анализа ситуации при расчете оптимального варианта движения состава адрес погрузки может измениться.

Оперативное управление движением транспорта осуществляет контроль за состоянием путей по информации, поступающей от рельсовых цепей, за состоянием и местоположением составов. Обработка получаемую информацию, алгоритм управления осуществляет оптимальный пропуск составов по маршрутам.

На рис. 137 показана укрупненная блок-схема алгоритма управления движением внутрикарьерного транспорта. Блоки алгоритма управления выполняют следующие основные функции.

Блок А вводит и предварительно обрабатывает поступившую за время предыдущего цикла информацию о состоянии погрузочных

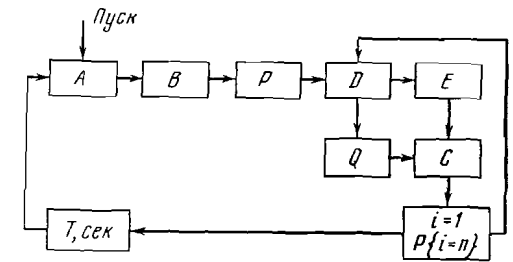


Рис. 137. Блок-схема алгоритма управления движением внутрикарьерного железнодорожного транспорта

машин и транспорта, осуществляет контроль окончания погрузки очередного состава, учитывает производительность погрузочных машин.

Блок *B*, используя эту информацию, прогнозирует длительность очередной погрузки для соответствующих экскаваторов и время движения порожних составов к ним.

Блок *P* определяет моменты отправления порожних составов под погрузку, определяет адрес места погрузки и записывает составу адрес места погрузки.

Данные блоки (*A*, *B* и *P*) осуществляют подготовку и предварительную обработку информации. Непосредственное оперативное управление движением осуществляют блоки *D*, *Q*, *C* и *E* алгоритма управления.

Блок *D* проверяет состояние составов, определяет наличие составов в парке отправления (наличие готовых к отправлению составов), для которых блок *Q* определяет возможность выхода на маршрут, готовит маршрут, определяя оптимальный вариант пропуска состава, отправляемого под погрузку. При невозможности безостановочного следования состава к месту погрузки рассчитывается вариант его движения с минимальным временем простоя на маршруте (возможна замена адреса пункта погрузки). Этот блок также прогнозирует время прибытия к очередной (ближайшей) контрольной точке для оперативной проверки и корректировки графика движения состава, осуществляемой блоком *C*.

Блок *E* проверяет состояния составов, находящихся на маршруте, контролирует момент прибытия *k*-го состава к контрольной точке и передает управление соответствующему оператору, осуществляющему пропуск поездов через контрольную точку и переключение стрелок в нужном направлении. Если блок *E* осуществляет контроль момента прибытия состава к контрольной точке по предсказанному времени, то блок *C* следит за перемещением составов на каждом блок-участке.

При переходе составов с участка на участок информация от датчиков рельсовых цепей поступает в ЭЦВМ и заменяет имевшуюся там ранее, т. е. происходит корректировка информации о местонахождении составов. Таким образом, движение составов по маршруту сопровождается диспетчерским контролем и управлением.

Блоки *C*, *D*, *Q* и *E* представляют собой малый цикл, который по окончании просмотра состояния всех поездов замыкается на большой цикл через блок *A*. Контроль окончания малого цикла осуществляется проверкой $k = n$ (n — число работающих поездов). Время работы программы формируется в блоке *T*. Сигнал о подходе состава к контрольной точке должен подаваться с учетом времени, необходимого для выработки ЭЦВМ выходного сигнала на пропуск или остановку поезда.

Такой алгоритм обеспечивает максимальную производительность забоев и эффективное использование транспорта. Алгоритмы решения подобных задач могут отличаться по способу выбора адреса погрузки.

Адрес пункта погрузки можно, например, определять следующим образом:

1) просматривают все забои и выбирают свободные; в случае отсутствия свободных забоев адрес пункта погрузки не определяется и состав ждет;

2) из свободных забоев выбираются расположенные ближе к разьезду забои, на котором находится порожний состав;

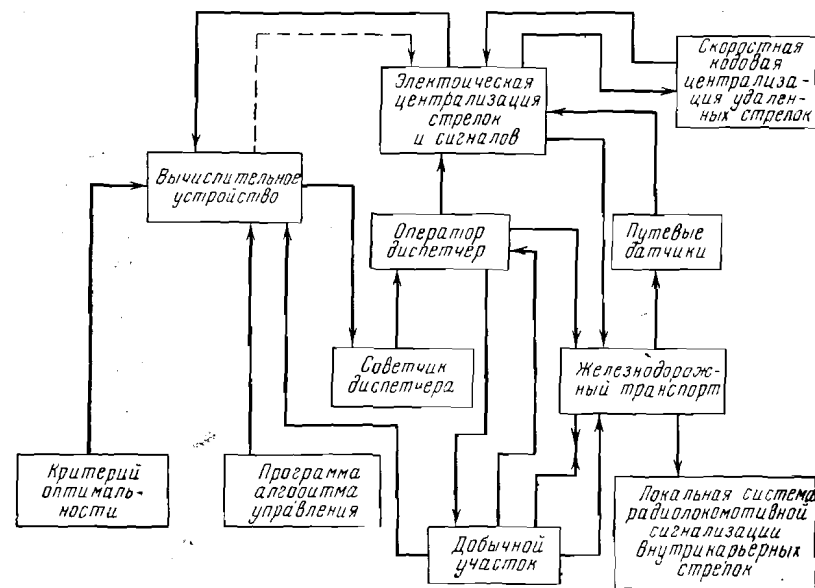


Рис. 138. Примерная структурная схема автоматизированной системы управления карьерным железнодорожным транспортом

3) составы отправляются под погрузку в те из выбранных забоев, где время простоя погрузочных машин максимальное.

Возможен вариант алгоритма определения адреса места погрузки по критерию минимума суммы простоя составов и погрузочных машин. Этот вариант наиболее эффективен в смысле загрузки оборудования. Однако для его реализации требуется просматривать много вариантов, что при большом их количестве потребует значительного времени.

Использование ЭЦВМ для оперативного управления технологическими процессами возможно в качестве «советчика» или управляющего устройства. В последнем случае требуется наличие сложной системы передачи информации, централизованного контроля и системы СЦБ на железнодорожном транспорте. ЭЦВМ обрабатывает получаемую информацию, готовит маршрут и выдает управляющие воздействия исполнительным механизмам (устройствам СЦБ) на установку маршрута.

На первых этапах использования ЭЦВМ для оперативного управления производственными процессами целесообразно использовать ее в качестве «советчика» ввиду невысокой надежности вычислительной техники, слабой изученности процессов управления, а также ввиду отсутствия необходимых датчиков. ЭЦВМ, работая в качестве «советчика» диспетчера, обрабатывает вводимую информацию и выдает результаты в виде сигнализации на табло или на печать «совет диспетчеру». Таким образом, задачи, возложенные на систему управления карьерным железнодорожным транспортом, определяют ее структуру. На рис. 138 показана примерная структурная схема автоматизированной системы управления карьерным железнодорожным транспортом. Из рис. 138 и приведенного выше описания видно, что система управления железнодорожным транспортом карьера в общем случае включает: управляющую вычислительную машину, устройства железнодорожной автоматики, датчики, каналы телемеханики и средств связи.

ГЛАВА XIV

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ПЕРЕДВИЖКИ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫХ ПУТЕЙ НА КАРЬЕРАХ

§ 1. Эксплуатационная характеристика железнодорожных путей

Повышенный износ подвижных путей предопределяется: некачественной подготовкой земляного полотна; отсутствием балластного слоя и водосточных канав; неудовлетворительным восстановлением пути после его передвижки или переукладки; неудовлетворительным содержанием и частым перемещением путей; большой нагрузкой от подвижного состава; поломкой рельсов в результате аварий и т. д.

Рельсы с рельсовыми опорами соединяют промежуточными скреплениями (подкладками, костылями, шурупами или болтами) и между собой — стыковыми соединениями (подкладками, болтами). Наиболее распространено прикрепление рельсов к шпалам костылями, имеющее, однако, ряд существенных недостатков: быстрое снижение прочности путей; уширение или сужение колеи и возможные перекосы; небольшое сопротивление выдергиванию костыля из шпалы, приводящее к отрыву шпал от рельсов; быстрое разрушение шпал.

Для обеспечения правильного скрепления рельсов со шпалами необходимо усилие более чем 8,5—9,0 *T* на одну шпалу. Таким требованиям удовлетворяют шурупные и болтовые скрепления. В первом случае шуруп своей головкой прижимает рельс к шпале пружинами специальной формы; сопротивление выдергиванию шурупов в 1,5—2 раза выше, чем у костылей.

Более прочным скреплением рельсов со шпалами является болтовое соединение прижимного или клинового типа, при котором в качестве крепежителей используются сквозные болты.

Болтовое соединение прижимного типа осуществляется с помощью рельсовой, подшпальной подкладок, двух шпальных болтов с гайками, двух пружинных шайб и двух рельсовых прижимов специальной конструкции. Соединение клинового типа крепится к шпале сквозными болтами независимо от рельса, а сами рельсы самостоятельно соединяются с подкладкой с помощью двух зажимов, которые вставляются в подкладку и заклиниваются специальными клиньями.

При шурупном и болтовом скреплении срок службы шпал увеличивается в 2—3 раза, уменьшаются уширения колеи, отрыв шпал и т. д. Недостаток болтового соединения — сложность замены болтов при их обрыве.

Стыковые рельсовые соединения производятся с помощью накладок «на весу», на шпале и на сдвоенных шпалах. Основное распространение получил стык «на весу» благодаря его наибольшей упругости. Стык на сдвоенных шпалах рекомендуется при тяжелых условиях работы верхнего строения пути. Давление от рельсов воспринимают шпалы, которые изготавливают деревянными, металлическими и железобетонными. Наибольшее применение на карьерах имеют деревянные сосновые шпалы. Достоинствами их являются упругость, легкость и небольшая стоимость.

Шпалы укладывают на балластный слой, который изготавливают из щебня размером 20—70 мм, гальки 5—40 мм, гравия 5—20 мм, шлака, ракушки и т. п. Высота балластного слоя для колеи размером 1524 мм изменяется в пределах 0,25—0,4 м на постоянных путях и 0,15—0,25 м на подвижных. Средний расход балласта на постоянных путях составляет 1500—2000 м³/км, на подвижных 600—1000 м³/км.

§ 2. Применение путепередвижателей циклического действия

Путепередвижатели циклического действия применяют при большом шаге передвижки путей без разборки их на отдельные звенья, а также на подготовительных работах при крановой переукладке (выдергивание пути из грунта, рихтовка и т. п.). Обычно используют на плужных отвалах.

Путепередвижатели циклического действия подразделяются: по характеру работы — собственно путепередвижатели, путепередвижатели-балластировщики; по типу подъемного органа — винтовой и речный; по подъемной мощности — до 15 *t* и более. Наибольшее распространение на карьерах имеют путепередвижатели ПУ-25, ПУ-26, ПУ-30 и ПП-3.

Подъемное усилие (максимальное) путепередвижателей равно 26—30 *T*, шаг передвижки 700—900 мм, скорость передвижки 3—6 км/ч.

На рис. 139 показана схема работы путепередвигателя циклического действия.

Процесс передвижки пути путепередвигателями циклического действия состоит из следующих основных операций: установка путепередвигателя, захват клещами головок обоих рельсов; опускание зубчатой рейки с опорной плитой, установленной в сторону одного из рельсов в зависимости от направления передвижки; подъем обеих рельсовых ниток вместе с машиной до тех пор, пока машина, теряя равновесие, не переместится вместе с рельсами в сторону передвижки; опускание машины и пути на новое полотно.

Далее путепередвигатель переезжает на другое место (на расстоянии 6—17 м от первого). Шаг передвижки при этом составляет

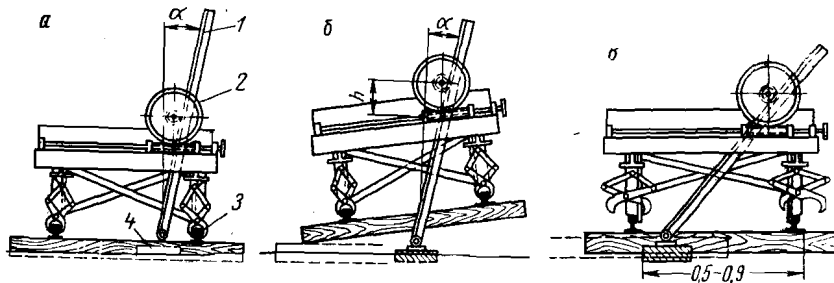


Рис. 139. Схемы работы путепередвигателя циклического действия: а — исходное положение; б — подъем пути; в — конечное положение; 1 — зубчатая передача; 2 — подъемная шестерня; 3 — зажимы; 4 — упорный башмак

0,7—0,9 м. Имеются два основных приема в работе путепередвигателя: перекидывание пути, когда шпалы сильно вдавлены в грунт (рейку устанавливают под углом 5—15°); сдвигание пути, когда шпалы находятся свободно на прочном грунте (рейку устанавливают под углом 30—40°).

Работу по передвижке пути рационально производить следующим образом. Путепередвигатель начинает передвижку пути от места соединения постоянных и передвижных путей и осуществляет ее по направлению к железнодорожному тупику. При достаточном фронте работ ремонтно-путевой бригады путепередвигатель осуществляет передвижку от тупика к месту соединения постоянных и передвижных путей. Это обеспечивает минимальные простои путепередвигателя, так как все разрывы пути остаются позади его и для переезда на новый участок работы можно ожидать соединения только одного разрыва.

Передовой опыт работ по передвижке железнодорожных путей показывает, что для достижения высокой производительности и качества необходимо производить передвижку в два-три приема. Это уменьшает число извилины и перекосов. Рекомендуется также применять нормальное число заездов на общий шаг передвижки и производить передвижку в соответствии с трассой пути.

Сменная производительность путепередвигателя циклического действия определяется по формуле

$$S = \frac{60T_{см}z\mu}{tb}, \text{ м}, \quad (\text{XIV}, 1)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

z — шаг передвижки, м;

l — расстояние между точками установки путепередвигателя, м;

μ — коэффициент использования путепередвигателя в течение смены во времени (0,6—0,75);

t — продолжительность одного цикла передвижки, включая время переезда машины ($t = 3—5$ мин), мин;

b — требуемая ширина передвижки пути, м.

Часовая производительность путепередвигателей при передовых методах работы на карьерах составляет 380—480 м или 1140—1360 м². Среднегодовой объем работ на одну машину, работающую на плужных отвалах, в среднем составляет 260—300 км.

Расчетные технико-экономические показатели работы путепередвигателей циклического действия¹ следующие. При общем шаге передвижки от 3 до 15 м количество человеко-смен, затраченных на передвижку 1 км пути, 54—225; производительность путепередвигателя 81—20 м/ч или 224—295 м²/ч; производительность одного рабочего в смену 55—67 м²; стоимость передвижки 1 км, отнесенная на 1 м², 0,88—0,77 руб.

§ 3. Передвижка железнодорожных путей кранами

Передвижка путей кранами осуществляется рельсовыми звеньями при большом общем шаге перемещения пути. По сравнению с путепередвигателями циклического действия применение кранов позволяет повысить производительность труда рабочих и снизить стоимость работ по передвижке путей.

Краны можно классифицировать следующим образом:

по роду силового оборудования — электрические, дизельные, дизель-электрические и паровые;

по способу передвижения — на железнодорожном (самоходные и прицепные), гусеничном и автомобильном ходу;

по грузоподъемности — легкие (до 10 т), средние (от 10 до 25 т) и тяжелые (свыше 25 т).

Для переукладки путей на карьерах применяют дизель-электрические и дизельные краны легкого и среднего типа: СК-25, СГК-30 и др. Грузоподъемность кранов на главном крюке при наибольшем вылете стрелы составляет 2—8 т, скорость передвижения 4—25 км/ч.

Переукладка железнодорожных путей должна предусматривать последовательное проведение следующих работ: маркшейдерская

¹ По данным канд. техн. наук А. А. Чернегова.

разбивка оси и профиля пути; подсыпка земельного полотна для новой трассы; планировка трассы бульдозером или скрепёром; подготовка железнодорожного пути для переукладки (очистка шпальных ящиков от грунта); разъединение стыков; переукладка звеньев краном; устройство пути на новой трассе (сболчивание стыков, подъем пути, балластировка и подбивка шпал).

Звеньевая переукладка железнодорожных путей кранами состоит из следующих операций: установка крана; опускание прицепного приспособления; захват, подъем и переноска; опускание звена на новую трассу; отсоединение прицепного приспособления; подъем его и установка стрелы крана вдоль оси переукладываемого пути; переезд крана на новое место.

В практике открытых горных работ применяют следующие технологические схемы крановой переукладки: непосредственную; кратную; переукладку с перевозкой рельсовых звеньев на новую трассу железнодорожными платформами.

Непосредственная переукладка железнодорожных путей кранами на новую трассу применяется при расстоянии, не превышающем радиуса действия крана. Она может осуществляться как отступающим, так и наступающим ходом. В первом случае рельсовые звенья перемещаются от железнодорожного тупика к въездной стрелке, во втором — в обратном направлении.

При переукладке пути отступающим ходом работа крана весьма производительна, так как он движется по железнодорожному пути, который определенное время был в эксплуатации и находится в хорошем состоянии. Однако объем работ для ввода в эксплуатацию экскаватора значительно больше, чем при наступающем ходе. В последнем случае появляется возможность по мере продвижения экскаватора от железнодорожного тупика к въездной стрелке постепенно готовить новую трассу и производить переукладку пути в новое положение.

Кратная переукладка железнодорожных путей на новую трассу применяется при необходимости перемещения путей на величину, превышающую вылет крюка крана. Наиболее распространенной схемой является переукладка пути в два приема: кран отступающим ходом перебрасывает рельсовые звенья на промежуточную трассу и затем, находясь на новой трассе, укладывает их наступающим ходом.

Целесообразно применение кранов на гусеничном ходу (СГК-30 и Э-1254), поскольку упрощается технология работ. Кроме того, данные краны можно использовать на других вспомогательных работах.

Переукладку путей краном с перевозкой рельсовых звеньев на новую трассу железнодорожными платформами применяют: при большом шаге передвижки; при необходимости временной вывозки путей из-за опасности их разрушения в результате буровзрывных работ; при оползнях; при ремонте рельсовых звеньев и т. п. Основными недостатками этого метода являются: небольшая производительность крана и высокие затраты на передвижку пути.

Такая схема передвижки пути может применяться: с перевозкой и временной укладкой звеньев в штабеля; с перевозкой звеньев путеукладочным поездом со звеносборочной площадкой. На некоторых карьерах имеются специальные звеносборочные площадки. В этом случае путеукладочный поезд доставляет звенья на ремонт, а на новых трассах в путь укладывают отремонтированные. Для этих целей применяются путеукладочные машины УК-12 (Ново-Криворожский ГОК).

Сменная производительность железнодорожного крана определяется по формуле

$$A_k = \frac{60T_{см}\mu}{t}, \text{ м}, \quad (\text{XIV}, 2)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

l — длина рельсового звена пути, м;

μ — коэффициент использования смены ($\mu = 0,6-0,7$);

t — продолжительность цикла ($t = 5-8$ мин), мин.

Практически сменная производительность 25-тонных кранов при непосредственной переукладке железнодорожных путей составляет 300—500 м при шаге переукладки 12—16 м. В зимнее время вследствие примерзания шпал к грунту производительность уменьшается на 25—30 %.

Трудоемкость переукладки 1 км железнодорожного пути кранами колеблется от 90 до 130 чел-смен, а стоимость затрат на переукладку 1 км пути — от 94 до 140 руб.

§ 4. Передвижка и переукладка путей тракторами

На карьерах широко применяют передвижку и переукладку путей тракторами, что объясняется их универсальностью, высокой маневренностью и производительностью. Способы перемещения путей тракторами могут быть подразделены на три группы: перевозка рельсовых путей звеньями; непрерывная передвижка пути без его разборки; перемещение пути звеньями и без разборки.

Перевозка рельсовых путей звеньями осуществляется при больших расстояниях их перемещения путевозами; трелевочными тракторами; консольными кранами, установленными на бульдозере; двухконсольными тракторными путеукладчиками.

Путевоз представляет собой сварную платформу, опирающуюся спереди на прицепное устройство трактора, сзади — на три катка, изготовленные из труб и сидящие на одной оси. Погрузка звена осуществляется лебедкой. При разгрузке концы рельсов привезенного звена скрепляются с концами пути и трактор вытаскивает путевоз из-под звена.

Трелевочным трактором звенья пути непосредственно переукладываются на новую трассу. Железнодорожное звено прицепляют за рельс к канату, имеющемуся на тракторе лебедки, и подтягивают на опущенный щит. Затем щит поднимают и звено перевозят на новую трассу.

Для переукладки звеньев на ходовой раме трактора монтируют металлическую ферму, в верхней части которой укреплены четыре блока, образующие вместе с блоками крановой обоймы грузовой полиспаст. Подъем звена осуществляется захватывающими приспособлениями с помощью двухбарабанной фрикционной лебедки.

Двухконсольный тракторный путеукладчик (рис. 140) представляет собой навесное оборудование к трактору С-80 с усиленной рамой. Навесное оборудование выполнено в виде портала с двухконсольной фермой. По нижнему поясу фермы перемещается монорельсовая тележка с грузозахватными приспособлениями; ее перемещение и подъем осуществляются лебедками.

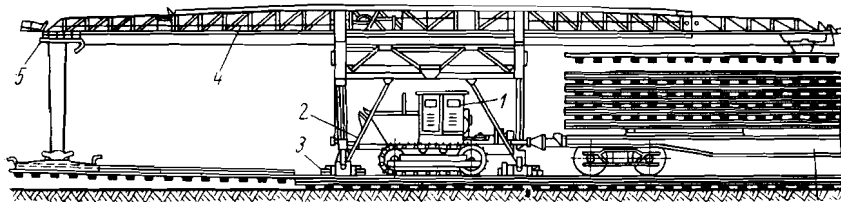


Рис. 140. Двухконсольный тракторный путеукладчик в рабочем положении:
1 — трактор; 2 — портал; 3 — вспомогательные опорные тележки; 4 — двухконсольная ферма; 5 — монорельсовая тележка; 6 — платформа со звеньями

Для перехода в транспортное положение раскосы с портала снимаются, портал с фермой опускается в нижнее положение, концы консоли складываются. Путеукладчик может применяться при объеме работ по переукладке путей до 700 м в смену и длине звеньев 12,5 м.

Непрерывная передвижка пути без его разборки может осуществляться турнодозером, который оборудован управляемыми роликовыми рельсозахватами, подвешенными сбоку трактора на кране и соединенными с трактором шарнирной рамой. Достоинства: небольшой износ пути при его применении; высокая маневренность и универсальность; высокий коэффициент использования во времени; снижение объема подготовительных работ; возможность использования на других вспомогательных работах.

Турнодозеры могут изготавливаться как на гусеничном, так и на пневмоколесном ходу.

Вопрос о перемещении пути тягой или толканием решается в первую очередь положением опор контактной сети. Стремление применить способ передвижки тягой успешно реализуется на путях абзетцера и одноколейных откаточных путях экскаваторных отвалов. При перемещении толканием рельсозахватная головка накладывается на дальний рельс.

На рис. 141 показана передвижка путей на Бандуровском карьере турнодозером на базе трактора С-80. Передвижка начинается с отрыва шпал от грунта. Роликовая головка опускается на рельс и захватывает его, затем роликовая головка приподнимается лебедкой

или гидромеханизмом и турнодозер движется вдоль пути, сдвигая его. Шаг передвижки равен 1,2—3,5 м, рабочая скорость 8—15 км/ч, производительность до 10 000 м²/ч.

Техническая характеристика мощного турнодозера П-1: тип трактора — Т-140; максимальное подъемное усилие крана — 10 Т; скорость хода: вперед — 10,8 км/ч, назад — 6,8 км/ч.

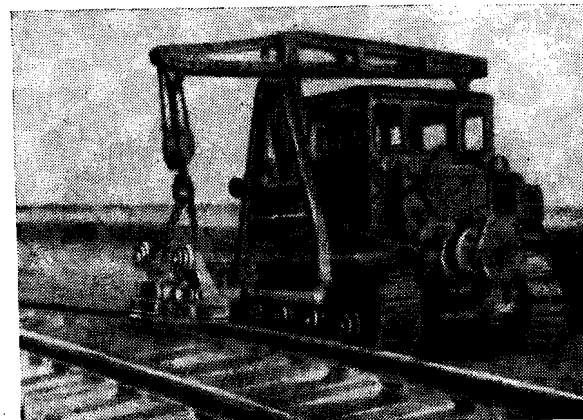


Рис. 141. Передвижка путей на Бандуровском карьере турнодозером на базе трактора С-80

Передвижка путей тягачом. Тракторы на гусеничном ходу в отдельных случаях применяют для передвижки железнодорожных путей звеньями или без разборки путей. В первом случае звенья перемещаются волоком на новую трассу, во втором — оснащенный краном трактор через каждые 10—15 м последовательно перемещает путь. Затраты на переукладку 1 км при шаге передвижки от 1 до 50 м составляют 7—355 руб.

§ 5. Передвижка путей путепередвижателями непрерывного действия

Путепередвижатели непрерывного действия осуществляют передвижку поточно, без разборки путей на звенья в процессе движения по ним.

В зависимости от места расположения рельсозахваточного приспособления относительно ходовых тележек путепередвижатели непрерывного действия делят на мостовой, консольный и комбинированный, по способу перемещения — на самоходные и прицепные.

На рис. 142 показана схема работы путепередвижателя непрерывного действия.

У мостовых путепередвижателей одна ходовая тележка движется постоянно по неподвижной части пути, а вторая — по передвинутой

части пути на величину шага передвижки этого прохода путе-передвижателя. У консольных путепередвижателей ходовые тележки в зависимости от направления двигаются по передвинутым или неподвинутым путям. По сравнению с машиной мостового типа работа консольного путепередвижателя облегчается тем, что передвигаемый путь не нагружен весом машины. Представляется возможным перемещать пути в тупиках. К недостаткам данной машины относится ее большой вес.

Конструкция путепередвижателя непрерывного действия одного из первых отечественных образцов — самоходная, консольно-мостовая, с питанием от контактной сети. Его основные данные: рабочая

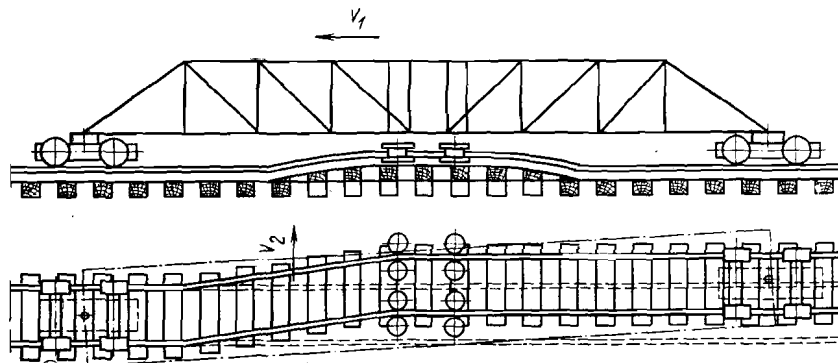


Рис. 142. Схема работы путепередвижателя непрерывного действия: V_1 — направление движения путепередвижателя; V_2 — направление передвижки пути

скорость передвижения 8—12 км/ч; транспортная 25—30 км/ч; производительность при скорости движения 8 км/ч и шаге передвижки 300 мм составляет 2200—2400 м/ч.

Процесс передвижки пути путепередвижателями непрерывного действия следующий. Роликовые захваты механизма передвижения зажимают головки рельсов, затем железнодорожный путь приподнимается и путепередвижатель совершает свободный проход по участку, что позволяет проверить надежность соединений стыков рельсов и вкладышей. После прохода роликовые захваты, а следовательно, и железнодорожный путь смещаются в сторону направления передвижки, максимальный шаг которой достигает 1 м. В процессе передвижки рельсовых путей путепередвижатель перемещается от одного конца передвигаемого участка к другому до тех пор, пока путь не будет уложен в заданное положение. По мере передвижки путепередвижатель каждый последующий проход не доезжает определенного расстояния до конца участка для образования радиуса закругления пути.

После окончания передвижки роликовые захваты устанавливаются в нулевое положение и путепередвижатель проходит по передвинутому и неподвинутому пути, что позволяет осуществить рихтовку.

Далее производится подштопка пути, разгонка шпал, подгонка рельсовых вкладышей и т. п.

Продолжительность передвижки пути можно ориентировочно подсчитать по формуле

$$T = \frac{BL}{bv_k}, \text{ мин}, \quad (\text{XIV,3})$$

где B — общий шаг передвижки, м;

L — длина передвигаемого участка пути, м;

b — шаг передвижки путепередвижателя за один проход (для двухниточных путей с рельсами типа Р-43 $b = 0,3—0,4$ м; для многониточных или двухниточных, но с более тяжелыми типами рельсов $b = 0,2—0,3$ м), м;

v — средняя скорость рабочего хода путепередвижателя ($v = 140—200$ м/мин), м/мин;

k — коэффициент, учитывающий затраты времени на вспомогательные операции ($k = 0,6—0,7$).

Фактическая средняя производительность путепередвижателя на бурогольных карьерах Укр. ССР при передвижке многорельсовых путей на прямых участках составляет 1000—1500 м²/ч, на криволинейных 500—800 м²/ч. При шаге передвижки от 3 до 15 м количество человеко-смен, затраченных на передвижку 1 км пути, составляет 10—41; производительность путепередвижателя 1300—1620 м²/ч; сменная производительность труда рабочего 300—366 м²; затраты на передвижку 1 км пути равны 6,4—28,7 руб.

§ 6. Передвижка путей путевыми комбайнами.

Вспомогательные работы при эксплуатации передвижных путей

В связи со сложными горногеологическими условиями открытых горных работ передвижка железнодорожных путей является весьма трудоемкой операцией. Поэтому механизация путевых работ имеет огромное значение. В настоящее время разработаны проекты путевых комбайнов и некоторые из них применяют на карьерах.

Машина УПМ-1 (Докучаевский флюсо-доломитовый комбинат) предназначена для механизации путевых работ при капитальных и средних ремонтах, а также при текущем содержании путей с шириной колеи 1524 мм. Машина производит следующие операции: очистку балласта, смену и подбивку шпал, подъем пути, оправку откосов балластной призмы. Машина самоходная, на железнодорожном ходу, с механическим приводом хода от двигателя внутреннего сгорания. Кроме того, машина снабжена источником питания для переносного электрического и гидравлического инструмента (костылезабивников, костылевыдергивателей, рельсосверлильников, рельсорезок и пр.).

К вспомогательным работам при эксплуатации передвижных путей относят: планировку земельного полотна, балластирование пути, бандажировку шпал, устранение перекосов и др. Высокое качество планировки земельного полотна может почти полностью

Условия и область применения основных способов передвижки железнодорожных путей

| Назначение железнодорожного пути | Требуемые параметры передвижки или переукладки путей, м | | Характер пород | Основное оборудование | Примечание |
|---|---|------------------------------------|----------------|---|---|
| | общий шаг | расчетная средняя длина передвижки | | | |
| Путь транспортно-отвального моста и сочлененных с ним многоковшовых экскаваторов | До 0,5 | До 4000 | Мягкие | Встроенный консольный путепередвижитель непрерывного действия | Шаг передвижки равен проекции толшины стружки на горизонтальную плоскость |
| | 3—15 | 6000—1500 | | | |
| Путь транспортно-отвального моста со встроенным или с отдельно стоящим экскаватором | 30 и более | До 200 | » | Тракторный путевоз | Производительность при пересчете на однокольный путь |
| Путь отвального многочерпакового экскаватора (абаетера) | До 30 | До 1000 | » | Турнодозер | — |

| | | | | | | | |
|-----------------------------------|-------|------------|---------|---|--|---|---|
| Путь плужного отвала | До 5 | До 2000 | » | Встроенный в отвальный плуг путепередвижитель непрерывного действия | — | | |
| | | До 1000 | | | | Путепередвижитель непрерывного действия | |
| Путь экскаваторного отвала | До 30 | До 1000 | Мягкие | Турнодозер | Рихтовка пути путепередвижателем циклического действия | | |
| | | До 700 | | | | Крепкие | Кран, непосредственная переукладка |
| | | 25 и более | | | | | Кран, перевозка рельсовых путей на платформах |
| Обкаточный путь на рабочем уступе | До 50 | До 1000 | Мягкие | Турнодозер | | | |
| | | До 700 | | | | Крепкие | Кран, непосредственная переукладка |
| | | 25 и более | | | | | Кран, перевозка рельсовых звеньев на платформах |
| Второй от забоя | До 45 | До 500 | Крепкие | Непосредственная переукладка краном | | | |
| | | | | | | | |

исключить такие трудоемкие операции, как подштопка и устранение поперечных уклонов пути. Для планировки земельного полотна обычно применяют бульдозеры и скреперы. Преимущественное распространение на этих работах получили бульдозеры с канатным управлением типа Д-271, Д-275 и Д-290. В зависимости от размера лемеха бульдозеры за один ход перемещают от 1,5 до 10 м³ породы.

В Советском Союзе колесные скреперы выпускают с ковшами емкостью от 3 до 45 м³ на тракторах мощностью 35—250 л. с. В случае применения путепередвижателей непрерывного действия планировку пути осуществляют специальным планировщиком, присоединенным к путепередвижателю.

Балластировка железнодорожных путей позволяет обеспечивать нормальную работу транспорта. На карьерах применяют механизированную доставку и укладку балласта с помощью вагонов-дозаторов, которые строят на базе четырехосного вагона типа «хоппер» с пониженной высотой кузова.

Под рамой вагона устанавливают два воронкообразных бункера с люками, которые имеют внутренние и наружные крышки и механизмы раскрытия. В зависимости от очередности открывания крышек можно разгружать балласт на середину пути, на междупутье и обочины. Грузоподъемность вагонов-дозаторов составляет в среднем 60 т. Балласт разгружают при движении поезда со скоростью 3—5 км/ч.

Для подбивки шпал на карьерах используют электрошпалоподбойки, а также специальные машины (ШПМ-02), которые более эффективны по сравнению с индивидуальными инструментами. Для повышения долговечности шпал и предотвращения их продольного растрескивания концы шпал бандажируют стальной лентой или проволокой. Для вспомогательных работ также применяют рельсорезные и рельсосверлильные станки, передвижные железнодорожные электростанции, электропневматические кустылезабивщики, рельсошлифовальные и шпалосверлильные станки и т. п.

§ 7. Область применения различных способов механизации передвижных работ

Для обоснования выбора средств передвижки пути первоначально определяют технически возможные варианты механизации, обеспечивающие заданную производительность, а затем на основе технико-экономического сравнения выбирается наиболее экономичный. Технически возможные варианты механизации передвижки путей определяют: технологией горных работ, требуемой производительностью, горнотехническими и климатическими факторами. Экономическая оценка в настоящее время основывается на анализе отечественного и зарубежного опыта применения средств механизации.

Условия и область применения основных способов передвижки железнодорожных путей показаны в табл. 44.

Область применения распространенных в настоящее время путепередвижателей циклического действия должна быть ограничена (в основном на карьерах небольшой производительности и в качестве вспомогательных механизмов). Недопустимо перемещение путей волоком. Широкое применение на карьерах должны получить турнодозеры на пневмоколесном ходу. Перспективным является также применение универсальных путевых комбайнов для комплексной механизации всех видов путевых работ.

ГЛАВА XV

ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГРУЗОВ АВТОМОБИЛЬНЫМ ТРАНСПОРТОМ

§ 1. Технологическая характеристика карьерного автотранспорта

Автомобильный транспорт вместе с железнодорожным — основное средство перевозки горной массы на карьерах, особенно на рудных. В 1966 г. объем перевозок с применением автотранспорта составил: в железорудной промышленности — 250 млн. т, или 27% от общего объема открытых горных работ в отрасли, на карьерах строительных материалов — около 95%.

Удельный вес автотранспорта по объему перевозок (в перспективе) возрастет на добычных работах до 70—72%, на вскрышных — до 35—40%. С помощью автотранспорта будет перемещаться около 3 млрд. т горной массы.

Основные конструктивно-технические достоинства подвижного состава автотранспорта:

подвижность и маневренность вследствие малых (10—15 м) радиусов разворота, автономности питания, небольших габаритов, малой колесной базы машин;

сравнительно крутые допускаемые уклоны автодорог, достигающие в грузовом направлении 90—100‰, в порожняковом 120—140‰; отсутствие рельсовых путей с контактной сетью;

высокая проходимость автосамосвалов, обеспечиваемая их высокими динамическими качествами и приспособляемостью к неровностям пути.

Благодаря хорошим эксплуатационным качествам автотранспорта разработка месторождения с его применением отличается гибкостью в планировании горных работ, хорошей их управляемостью и следующими преимуществами.

Вскрытие карьеров скользящими и временными съездами не вызывает дополнительных затрат, благодаря чему возможна отработка месторождений от центра к флангам, разделение карьера на очереди. Этим значительно улучшается режим вскрышных работ за счет сокращения объемов вскрыши в первые периоды разработки и более равномерного их распределения по годам. Вскрытие скользящими съездами способствует размещению отвалов и других

поверхностных сооружений в наиболее удобных и наименее удаленных от карьера местах.

Отработка уступов может вестись короткими (до 50—100 м) блоками, а фронт уступов можно пространственно ориентировать в любом удобном направлении, что в совокупности позволяет отрабатывать залежи сложной конфигурации с минимальными потерями полезного ископаемого.

Объемы работ по подготовке новых горизонтов небольшие, а схемы проходки разрезных траншей наиболее совершенны. Благодаря этому достигаются высокие (до 20—55 м/год) скорости понижения горных работ. При таких скоростях создаются условия для повышения производительной мощности карьера и ее широкого регулирования во времени.

При использовании автотранспорта просто организовать селективную выемку многосортных руд при высоких ее показателях, а также наиболее экономично произвести отработку пачек пластов полезного ископаемого малой мощности. Автотранспорт дает возможность применять многорядное взрывание скважин и позволяет производить разработку карьера уступами высотой 36—40 м. При этом горная масса рыхлится сразу на глубину двух-трех уступов, развал породы убирается послойно 12—15-метровыми уступами, съезды располагаются по развалу породы.

Производительность экскаваторов при автотранспорте на 20—30% больше, чем при рельсовом транспорте, так как сокращаются простои экскаватора из-за ожидания порожняка и восстановления подъездов после взрывных работ. При автотранспорте погрузка в блоке возобновляется через 20—30 мин после окончания взрывных работ, а при железнодорожном — через 0,5—2,0 смены. Стоимость применяемого при автотранспорте бульдозерного отвалообразования ниже плужного и экскаваторного в 4—5 раз. Сход с линии одной и даже нескольких автомашин не вызывает остановки в работе транспорта и незначительно влияет на производительность экскаваторов. Значительно меньше, чем при железнодорожном транспорте, объем и затраты на путевые работы, так как в одних и тех же условиях длина автомобильных дорог на 60—80% меньше, чем рельсовых, а ремонт и содержание их проще и дешевле.

Весьма существенное преимущество автотранспорта — сокращение объемов, сроков и затрат на строительство карьеров. Почти все вводимые в последние годы карьеры, независимо от принятого вида транспорта на период эксплуатации, применяют автотранспорт.

Недостатки автотранспорта: высокая стоимость эксплуатации машин и транспортирования в целом; сложность и частота ремонтов автомашин; значительный штат шоферов и ремонтных рабочих; зависимость работ от климатических условий и плохая проходимость в слабых грунтах.

В настоящее время применение автотранспорта на открытых разработках более всего рационально:

при разработке месторождений с крутым и наклонным падением пластов, имеющих ограниченные размеры по длине и ширине, когда использование железнодорожного транспорта приводит к большим объемам по разному бортов для укладки съездов;

при разработке небольших по запасам месторождений со сроком отработки до 10—15 лет, а также при разработке группы сближенных залежей малой мощности;

при селективной выемке многосортных руд;

в глубоких карьерах при интенсификации углубочных работ, а также на карьерах с горизонтально залегающими пластами при быстром подвигании фронта уступов;

при строительстве карьеров для сокращения сроков его ввода в эксплуатацию;

при сложной топографии рельефа, когда затруднено устройство рельсовых путей;

в комбинации с железнодорожным транспортом, конвейерными, скиповыми и клетевыми подъемниками для отработки глубоких горизонтов карьеров;

при освоении месторождений, удаленных от железнодорожных магистралей и расположенных в промышленно неразвитых районах (например, в Якутии — алмазные месторождения Мир, Удачная, Айхал).

Универсальность автотранспорта по условиям применения делает его весьма эффективным в настоящее время и перспективным на будущее.

§ 2. Подвижной состав автотранспорта

Подвижной состав карьерного автотранспорта имеет ряд конструктивных особенностей, вызванных тяжелыми условиями горных работ. Автоагрегаты отличаются высокой прочностью, значительной (до 200 Т) грузоподъемностью и большой емкостью кузова; они приспособлены для погрузки тяжелых скальных пород экскаваторами с ковшем емкостью до 5—8 м³ и снабжены гидравлическим устройством для быстрой механической разгрузки кузова. Для предохранения кабины от ударов кусков породы ее перекрывают стальным козырьком.

Колеса автомашин допускают нагрузки до 18—20 Т. Они иногда снабжаются баллонами пониженного давления (2—2,5 ат), что увеличивает их проходимость. Короткая колесная база обеспечивает высокую маневренность автоагрегатов.

Двигатели карьерных машин обычно дизельные, мощностью до 700 л. с. Трансмиссия — механическая, гидромеханическая или электрическая. При электрической трансмиссии привод комбинированный и состоит из одного-двух дизельных двигателей, вращаемых ими генераторов тока и сериесных электрических двигателей, питаемых от генератора и встраиваемых в ведущие колеса машин (мотор-колеса). В последние годы наметилась тенденция к применению

электрических двигателей (троллейбусы и дизель-троллейбусы) и проектируются газотурбинные двигатели.

Основными типами подвижного состава карьерного автомобильного транспорта являются автомобили-самосвалы, полуприцепы с автомобильными тягачами, прицепы с автомобильными и тракторными тягачами, троллейбусы и дизель-троллейбусы.

Карьерные автосамосвалы имеют кузов, кабину и двигательные агрегаты; последние смонтированы на одной раме. Число осей автосамосвалов 2—3. Их грузоподъемность от 3,5 до 140 т, скорость движения до 60 км/ч.

На карьерах небольшой производственной мощности и карьерах стройматериалов рациональны автомашины небольшой грузоподъемности. Для этих целей в Советском Союзе выпускают автомашины МАЗ-503Б грузоподъемностью 7 Т, КрАЗ-256 грузоподъемностью 10 Т и 18-тонный самосвал повышенной проходимости МоАЗ-218.

На средних и крупных по объемам работ карьерах применяют большегрузные машины БелАЗ-540А грузоподъемностью 27 Т (рис. 143, а), БелАЗ-548 грузоподъемностью 40 Т.

Таблица 45

Производительность экскаватора при различных положениях автосамосвала

| Положение автосамосвала (см. рис. 148) | Угол поворота экскаватора | Продолжительность цикла экскаватора, сек | Производительность экскаватора СЭ-3 | |
|--|--|--|-------------------------------------|-----|
| | | | т/смену | % |
| I | $\beta_1 = 110^\circ$ | 23 | 2700 | 100 |
| II | $\beta_2 = 80^\circ$ | 20 | 3100 | 115 |
| | $\beta_3 = 55^\circ$ | | | |
| | $\beta_4 = 65^\circ$ | 18 | 3450 | 128 |
| II—III | $\beta_4 = \frac{\beta_2 + \beta_3}{2} = 60^\circ$ | | | |

Техническая характеристика автомобильного транспорта приведена в табл. 46.

Среди прочих видов автомашин автосамосвалы имеют лучшую маневренность, преодолевают значительные уклоны карьерных дорог, развивают большие скорости движения и могут с одинаковым успехом применяться для перевозки как вскрыши, так и полезных ископаемых.

* Разновидностью автосамосвалов являются *думпторы* — машины грузоподъемностью до 16 Т с двигателем, расположенным сзади кузова. Думпторы применяют в зарубежных странах на карьерах при добыче строительного камня и используют для транспортирования пород на расстояние до 1,0—1,5 км. Несмотря на простоту

конструкции и высокую маневренность они не получили большого распространения, так как весьма неустойчивы вследствие высокого расположения центра тяжести.

Автосамосвалы-полуприцепы состоят из двух частей — двухосного седельного тягача и одно- или двухосного кузова-полуприцепа, опирающегося передним концом с помощью поворотно-сцепного устройства на шасси тягача (рис. 143, б).



Рис. 143. Автосамосвал БелАЗ-540А грузоподъемностью 27 Т (а) и самосвал-полуприцеп БелАЗ-548В грузоподъемностью 45 Т (б)

Изготавливаемые на базе соответствующих типов автосамосвалов полуприцепы благодаря наличию шарнирной связи между тягачом и кузовом могут при прочих одинаковых показателях иметь большую длину, а следовательно, и объем и грузоподъемность кузова. Поэтому они чаще конструируются и применяются для перевозки угля и пород с объемным весом 1,2—1,6 т/м³.

Таблица 46

Техническая характеристика автомобильного транспорта

| Показатели | Марки автомобилей-самосвалов | | | | | Марки полуприцепов с тягачами | | | Дизель-троллейбусы БелАЗ-524-792 |
|---|------------------------------|----------|-------------|-------------|-----------|-------------------------------|-----------------|-----------------|-------------------------------------|
| | МАЗ-503Б | КРАЗ-256 | БелАЗ-540-А | БелАЗ-548-А | БелАЗ-549 | БелАЗ-540В-5271 | БелАЗ-548В-5272 | БелАЗ-549В-5275 | |
| Грузоподъемность, т | 7 | 10 | 27 | 40 | 75 | 45 | 65 | 120 | 65 |
| Собственный вес агрегата, т в том числе вес полу-прицепа | 6,75 | 11,6 | 20,93 | 26,93 | 47,75 | 30,4 | 40,1 | 77,58 | 45,45 |
| Габариты, мм: | | | | | | | | | |
| длина | 5920 | — | 7250 | 8170 | 9700 | 10 900 | 12 480 | 14 000 | 8950 |
| ширина | 2600 | — | 3480 | 3787 | 4900 | 3 480 | 4 000 | 4 880 | 3700 |
| высота | 2550 | — | 3580 | 3800 | 4400 | 3 650 | 4 000 | 4 700 | 3565 |
| Минимальный радиус поворота, мм | 8,2 | 10,5 | 8,3 | 11 | 14 | 8,5 | 9,5 | — | — |
| Объем кузова (геометрический), м ³ | 4,0 | 8,0 | 15 | 21 | 38 | 23,42 | 33,4 | 55,8 | 33,4 |
| Минимальная скорость движения, км/ч | 60 | 60 | 55 | 55 | 65 | 55 | 58 | 65 | 50 |
| Расход топлива на 100 км, л | 28 | 55 | 100 | 120 | — | — | — | — | — |

Отечественные самосвалы-полуприцепы имеют грузоподъемность от 17 до 120 Т и приспособлены к транспортированию как рыхлых, так и скальных пород и руд.

Основные преимущества полуприцепов по сравнению с автосамосвалами: значительная грузоподъемность и больший объем кузова; меньший расход горючего (на 45—20%); меньшие эксплуатационные затраты (на 40—60%); в 1,8—2,0 раза бóльшая производительность.

Основной недостаток полуприцепов: меньшие допустимые продольные уклоны дорог вследствие меньшего (на 25—30%) сцепного веса. Этот недостаток может быть исключен применением электрической трансмиссии и активизации осей прицепной части агрегата.

Полуприцепы целесообразно применять на горизонтальных дорогах, например, при комбинированном транспорте от борта карьера до обогатительной фабрики. Дальность транспортирования полуприцепами больше, чем автосамосвалами, и достигает 12—15 км.

К типу полуприцепов относятся и турнорокеры — двухосные тягачи-самосвалы упрощенной конструкции, разгружающиеся опрокидыванием кузова назад и подтягиванием к кузову тягача. Радиус поворота турнорокера 4—5 м. Они предназначаются для перевозки крупнокусковой руды и могут преодолевать крутые подъемы. Турнорокеры грузоподъемностью 9—50 Т распространены на карьерах США.

Прицепы используются в виде автопоездов в сцепе с автосамосвалами или полуприцепами, а также с гусеничными тягачами.

Автопоезда рационально применять только на хороших дорогах с небольшими уклонами обычно при транспортировании на большие расстояния (не менее 5 км) вне карьера. Основное достоинство автопоездов: большая суммарная грузоподъемность. Недостатки: низкая маневренность и недостаточный сцепной вес.

Прицепы с гусеничными тягачами экономично применять при транспортировании груза по плохим дорогам на небольшие расстояния (до 500 м). Их преимущественно используют при добыче строительных материалов и на земляных работах в строительстве.

Троллейвоз представляет собой автосамосвал, снабженный электродвигателем, питающимся от двухпроводной контактной сети. Он является новым видом подвижного состава карьерного автотранспорта, впервые введенным в Советском Союзе. Преимущества троллейвозов по сравнению с автосамосвалами заключается в лучших тяговых качествах, более простом их ремонте и меньших эксплуатационных расходах. Троллейвозы способны преодолевать подъемы в 150‰ со скоростью 20—25 км/ч. Они надежно работают в любое время года. Однако наличие контактной сети снижает маневренность троллейвозов и усложняет их эксплуатацию. Поэтому их целесообразно применять на стационарных дорогах при большой длине откатки и в карьерах с относительно прямолинейным фронтом уступов. Применяемые в настоящее время троллейвозы переоборудованы из автосамосвалов грузоподъемностью 5, 10 и 25 Т. Выпущены и применяются на карьерах Якутии первые 65-тонные троллейвозы промышленного производства.

Недостатки троллейвозов устраняются в дизель-троллейвозах, которые на рабочих уступах имеют питание от дизеля, а по капитальной гранше и по поверхности движутся, имея питание от электросети. 65-тонный дизель-троллейвоз эксплуатируется на Красногорском угольном карьере.

§ 3. Технологический цикл перевозки и расчет его продолжительности

Технологический цикл перевозки автотранспортом — это комплекс последовательных циклов работы машины по перемещению горной массы из забоя до места разгрузки (отвал, обогатительная фабрика, перегрузочный пункт). Во времени этот цикл является многократно-повторяющимся, а по характеру — замкнутым, т. е.

каждый новый технологический цикл для отдельно взятой машины начинается с той же операции, что и предыдущий, а число таких циклов в течение длительного отрезка времени несколько.

Технологический процесс перевозок автотранспортом в карьерах значительно отличается от условий работы автомобильного транспорта общего пользования. Сущность этих отличий заключается в следующем: расстояния перевозок малы, редко превышая 4—5 км, и в течение длительного времени не меняются; движение автомашин происходит в значительной мере по временным дорогам, не имеющим верхнего покрытия; продольный профиль дороги характеризуется затяжными крутыми подъемами или спусками, составляющими 40—50% и более общей длины откатки и перемежающимися горизонтальными и слабонаклонными участками небольшой (20—40 м) длины; план автодорог насыщен кривыми малого радиуса, ограничивающими видимость; высокая интенсивность движения с интервалом между машинами 40—60 м.

Транспортный цикл включает следующие обязательные операции: погрузка горной массы, движение с грузом, маневры в пункте разгрузки, разгрузка, возвращение порожняком и маневры перед очередной погрузкой.

Единственно производительной (с позиции совершения полезной физической работы) является операция движения машины с грузом. Все остальные операции считаются вспомогательными, но необходимыми и неизбежными.

Кроме того, в работе машины могут быть простои, связанные с ожиданием погрузки (очередь машин у экскаватора, неподготовленность к нему подъездов, ожидание разгрузки из-за отсутствия или занятости фронта разгрузки другими машинами), или случайные задержки и перерывы (техническая неисправность машины или дороги и т. д.). Задержки, а также маневрирование машин, хотя и не являются безусловно необходимыми, должны быть ликвидированы или сведены к минимуму, но всегда имеют место и поэтому в расчетах должны учитываться.

Простои зависят от схемы движения машин в карьере и на уступах, а также от схем обмена машин в забоях и в местах разгрузки. Для каждой из схем потери численно определены.

Технологически номинальная продолжительность транспортного цикла, или время оборота машин, равна сумме затрат времени на погрузку t_n , разгрузку $t_{рг}$, на погрузочно-разгрузочные маневры t_m , на ожидание погрузки и разгрузки t_o и на чистое время движения машины с грузом и порожняком t_d :

$$T_p = t_n + t_{рг} + t_m + t_o + t_d. \quad (XV,1)$$

Случайные задержки в работе учитываются введением поправки в общий коэффициент использования автосамосвала на чистой работе.

Длительность погрузки составляет

$$t_n = t_3 n_k, \quad (XV,2)$$

где t_3 — эксплуатационный цикл экскаватора, зависящий от параметров забоя, физико-механических свойств пород и качества их рыхления, места установки машины относительно экскаватора, а также от емкости кузова автомашины;

n_k — число ковшей, загружаемых в кузов.

Для скальных тяжелых пород n_k определяется по грузоподъемности машины Q по формуле

$$n_k = \frac{Q k_p^3}{q \gamma k_n}. \quad (XV,3)$$

Для рыхлых пород загрузка машины может лимитироваться емкостью кузова V_k :

$$n_k = \frac{V_k k_p^3}{q k_n k_p^a}. \quad (XV,4)$$

где q — емкость ковша экскаватора, m^3 ;

γ — объемный вес пород, t/m^3 ;

k_n — коэффициент наполнения ковша;

k_p^3 и k_p^a — коэффициенты рыхления пород в ковше экскаватора и в кузове машины.

Для рыхлых пород $k_p^3/k_p^a = 0,92—0,96$.

Полученные по формулам (XV,3) и (XV,4) значения n_k округляются до целого и, как правило, в меньшую сторону. Если разница в значениях не выше 15%, то можно округлять и в большую сторону.

Продолжительность разгрузки определяется суммой затрат времени на подъезд автосамосвала задним ходом к месту разгрузки от места ожидания или места разворота $t_{под}$ (15—45 сек); на отъезд автосамосвала $t_{от}$ (4—10 сек) от места разгрузки на расстояние 15—20 м; на подъем $t_{пд}$ (15—60 сек) и опускание (15—20 сек) кузова автосамосвала:

$$t_{рг} = t_{под} + t_{пд} + t_{от} + t_{ож}. \quad (XV,5)$$

По нормам технологического проектирования продолжительность разгрузки самосвалов всех марок принимается равной 1 мин.

Продолжительность маневрирования зависит от общей организации работ, схемы подъездов к экскаватору и к разгрузочным сооружениям и т. д. Чаще всего продолжительность маневрирования принимается по практическим данным. Нормами технологического проектирования (по данным Гипроруды) задержки на маневрирование рекомендуются: для 10—27-тонных автосамосвалов 1,5—2 мин; для 45—60-тонных самосвалов и полуприцепов 2,5—3 мин в зависимости от грузоподъемности.

Продолжительность ожидания при загрузке и разгрузке может на основании практических данных приниматься равной половине продолжительности загрузки и разгрузки, т. е.

$$t_{ож} = 0,5(t_{п} + t_{гр}). \quad (XV,6)$$

Ожидание разгрузки при правильном технологическом процессе не должно иметь места и иногда не учитывается.

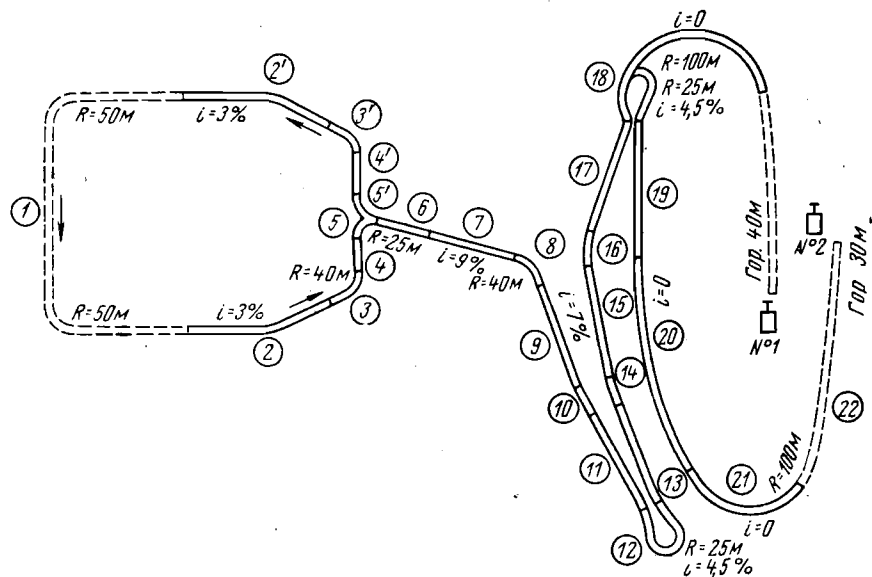


Рис. 144. План-схема автомобильных дорог в карьере

Продолжительность движения автосамосвала складывается из времени хода в грузовом и порожнем направлениях, т. е.

$$t_{дв} = 3600 \left(\frac{L_{г}}{v_{ср. г}} + \frac{L_{п}}{v_{ср. п}} \right), \text{ сек}, \quad (XV,7)$$

где $L_{г}$ и $L_{п}$ — дальности транспортирования в грузовом и порожнем направлениях, км;

$v_{ср. г}$ и $v_{ср. п}$ — среднетехнические скорости движения машин соответственно с грузом и порожняком, км/ч.

В общем случае дальности транспортирования в грузовом и порожнем направлениях могут быть и не равны. При организации кольцевого движения машин по закрытому графику или при их работе по открытому графику, машины в двух смежных рейсах загружаются разными экскаваторами, например, в одном рейсе экскаватором № 1 на горизонте 40 м, а в следующем — экскаватором № 2 на горизонте 30 м. На рис. 144 показана план-схема автомобильных дорог в карьере.

Трасса автодороги от забоя до приемных сооружений складывается из неравноценных по качеству дорожного покрытия участков. Их число в зависимости от глубины карьеров, схемы вскрытия и рельефа местности достигает нескольких десятков. Естественно, скорости движения машин на отдельных отрезках будут различными.

Среднетехническая скорость движения представляет собой отношение расстояния откатки в одном направлении ко времени движения и может быть подсчитана по формуле

$$v_{ср} = \frac{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_n}{\frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + \dots + \frac{l_n}{v_n}}, \text{ км/ч}, \quad (XV,8)$$

где $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ — участки дорог с одинаковыми условиями движения, км;

$v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ — скорости движения на 1, 2, 3, ..., n участках, км/ч.

Для упрощения расчетов и с достаточной точностью трасса автодорог может быть разбита на четыре характерных участка, в пределах которых скорости движения могут усредняться: 1) отрезок внутрикарьерных дорог от забоя до капитальной траншеи; 2) капитальная траншея по борту карьера; 3) участок поверхностных дорог, соединяющих карьер с отвалом или фабрикой; 4) отвалыные дороги.

Скорости движения на участках определяются тяговыми расчетами по динамическому фактору. Скорость зависит от состояния проезжей части дорог, их продольного уклона, динамических качеств подвижного состава и интенсивности движения.

В транспортном цикле автосамосвала наибольший удельный вес имеет время движения в грузном и порожнем состояниях. Фактор движения, называемый коэффициентом использования цикла, на карьерах колеблется от 55 до 90%. Чем меньше простоев и прочих задержек, тем быстрее совершаются погрузочно-разгрузочные и маневровые операции, тем выше коэффициент полезного использования автомашин. Однако увеличение коэффициента движения не всегда отражает улучшение технологии перевозок и не всегда положительно. Коэффициент движения возрастает с увеличением плеча откатки и снижением скорости движения машин, находящихся с ним соответственно в прямой и обратной пропорциональности и связи. Скорость может быть снижена за счет ухудшения состояния дорог, превышения оптимальных уклонов съездов и т. д. Поэтому в результате увеличения длины транспортирования и падения скорости движения может уменьшиться производительность машины, что означает не улучшение, а ухудшение работы транспорта.

Увеличение фактора движения и даже производительности автомашин, кроме того, может снизить эффективность экскавации. Так, снятие с линии нескольких машин снизит простои оставшихся, однако одновременно могут простаивать экскаваторы из-за небезопасности забоя порожняком. Снижение производительности

погрузочных работ произойдет, если будет диспропорция между типами экскаватора и автосамосвала — работа мощных экскаваторов в комплексе с машинами малой грузоподъемности. Снижение производительности объясняется простоями экскаватора из-за частых обменов сосудов и удлинения цикла экскавации, в основном за счет увеличения времени установки ковша над машиной и времени разгрузки ковша.

Показателями эффективности работы автотранспорта в заданных горнотехнических условиях могут служить производительность автомашин, измеряющая количество перевезенной горной массы за единицу времени, и себестоимость транспортирования 1 т груза. Эффективная технология автомобильных перевозок — это правильная организация движения машин в карьере и на отвалах, рационально подобранная грузоподъемность машин и оптимальные уклоны автодорог.

§ 4. Схема движения и маневров машин при работе

Схема движения транспорта в карьере в пределах забой — пункт разгрузки — забой бывает встречный и кольцевой (рис. 145). При первой схеме движения карьер вскрывается одинарными траншеями, предназначенными для спуска порожних машин и одновременно для подъема груженых. Отвалы имеют обычно единый центральный въезд. При кольцевой схеме движения вскрытие уступов производится парными траншеями. В каждой из них движение одностороннее: по одному съезду движется только порожняк, по другому — только груженые машины. Отвалы имеют несколько въездов.

В зависимости от ширины дорог бывает одно- и двухполосное движение. Однополосные дороги рациональны в основном при разделении потоков груженых и порожних машин. При наличии «враждебных» маршрутов однополосное движение затрудняет разъезды встречных машин, вводит ограничения в скорости их движения и совершенно непригодно по соображениям безопасности при гололеде, тумане и снегопаде. При встречном движении однополосные дороги рекомендуются только при интенсивности движения до 10—12 пар машин в 1 ч. При большей интенсивности движения устраивают две полосы.

Организация той или иной системы движения определяется способом вскрытия месторождения, при выборе которого, в свою очередь, учитываются преимущества и недостатки схем.

Наименьшая работа транспорта обеспечивается при встречной схеме движения. Так, при вскрытии карьера двумя фланговыми траншеями средняя дальность транспортирования вдоль фронта работ (рис. 146) составляет при встречном движении $\frac{1}{4}L$, при кольцевом $\frac{1}{2}L$. На карьере длиной 2 км и производительностью 20 млн. т перепробег машин во второй схеме составит $10 \cdot 10^6$ т·км и вызовет перерасход средств на перевозки 400—500 тыс. руб. в год.

При кольцевой схеме выше безопасность движения при больших (на 10—15%) эксплуатационных скоростях машин. При данной схеме можно увеличить на 10—15% уклон порожняковой ветви

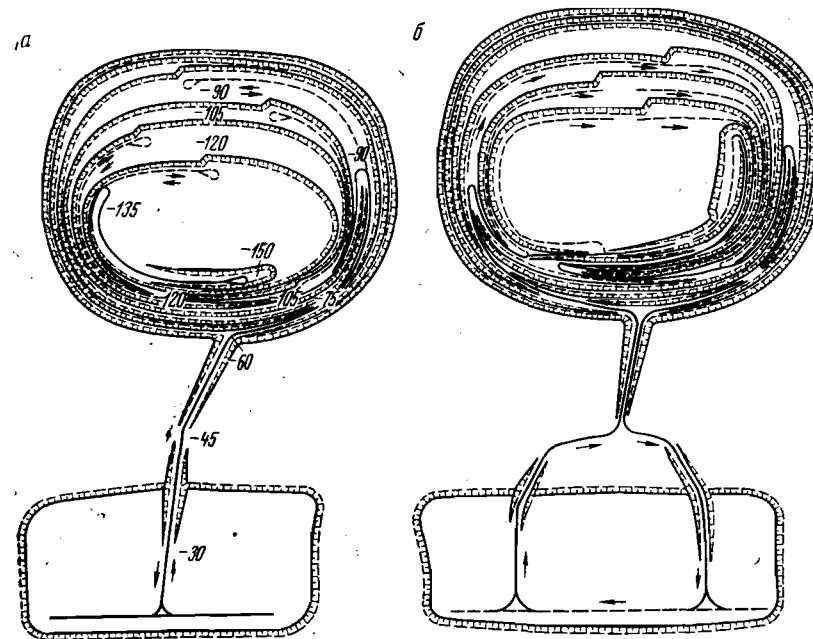


Рис. 145. Схемы встречного (а) и кольцевого (б) движения в карьере

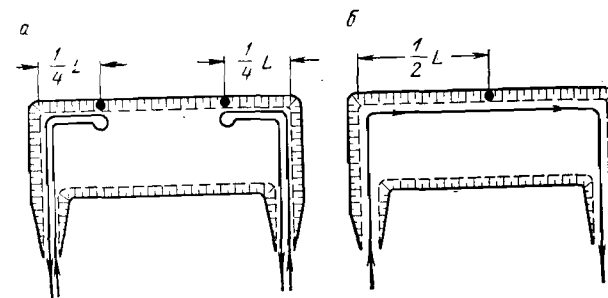


Рис. 146. Дальность транспортирования при встречном (а) и кольцевом (б) движении

и тем самым сократить дорожно-строительные расходы, которые, учитывая возможность устройства однополосного движения, не выше, чем при одностраншейном вскрытии двухполосными дорогами. При поточной схеме удобнее подъезды машин к экскаваторам и их установка под погрузку.

Наиболее экономична схема с кольцевым движением машин. Она особенно эффективна при большой интенсивности движения, в суровых климатических условиях, при наличии пересекающихся маршрутов, при небольших размерах карьерного поля, а также при использовании автотранспорта в качестве сборочного при комбинированном его сочетании с другими видами транспорта. Кольцевое движение широко применяется при строительстве карьеров, чему способствует простота организации при автотранспорте временных съездов.

Движение машин на уступе в пределах его фронта может быть сквозным, когда после погрузки машина продолжает движение по уступу в том же направлении, что и до погрузки (см. рис. 145, б), и возвратно-челноковым, когда в забое машины меняют направление своего движения (рис. 145, 146, а).

Первая схема типична для кольцевого движения машин в карьере, а вторая для встречного, хотя при определенном взаиморасположении съездов и экскаваторов на уступе могут быть случаи, когда сквозная схема применяется при встречном движении, а возвратная — при кольцевом.

При сквозных схемах требуются минимальные размеры рабочих площадок, что повышает угол разгона рабочего борта и улучшает режим ведения горных работ. При этом и время на маневрирование машин меньше. Однако они не могут быть применены по экономическим условиям при большой длине карьерного поля и по соображениям безопасности при бестранспортных системах разработки.

Схемы подъездов и установки автосамосвалов под погрузку должны обеспечить: минимальные затраты времени на маневрирование и загрузку автосамосвалов; безопасность работ; быстрый обмен груженых самосвалов порожними; маневрирование и развороты порожних автосамосвалов, а не груженых; наименьшую ширину рабочей площадки.

На рис. 147 показаны схемы подъездов машин к экскаватору.

Подъезд машин к экскаватору может осуществляться навстречу его движению — встречный подъезд (рис. 147, б, в, д) и сзади экскаватора, в направлении его движения — попутный подъезд (рис. 147, а, г, е).

В большинстве случаев целесообразен встречный подъезд, который более безопасен и позволяет рационально устанавливать машины под погрузку.

В зависимости от вида маневров машин в забое различают следующие типы подъездов к экскаватору: тупиковые, петлевые, кольцевые, комбинированные и сквозные.

Тупиковые подъезды (рис. 147, а) требуют минимальную по длине и небольшую по ширине площадку для маневров машин, которые, например, на Сибайском карьере равны соответственно 35—40 и 25—30 м. Так как при маневрах машины движутся на низких передачах и 50—60% пути задним ходом, то длительность маневров составляет 50—60 сек, а обмен машин при одиночной их уста-

новке занимает 40—45 сек. Схема чаще других применяется при проходке узких траншей. В табл. 47 приведены сравнительные показатели схем подъездов.

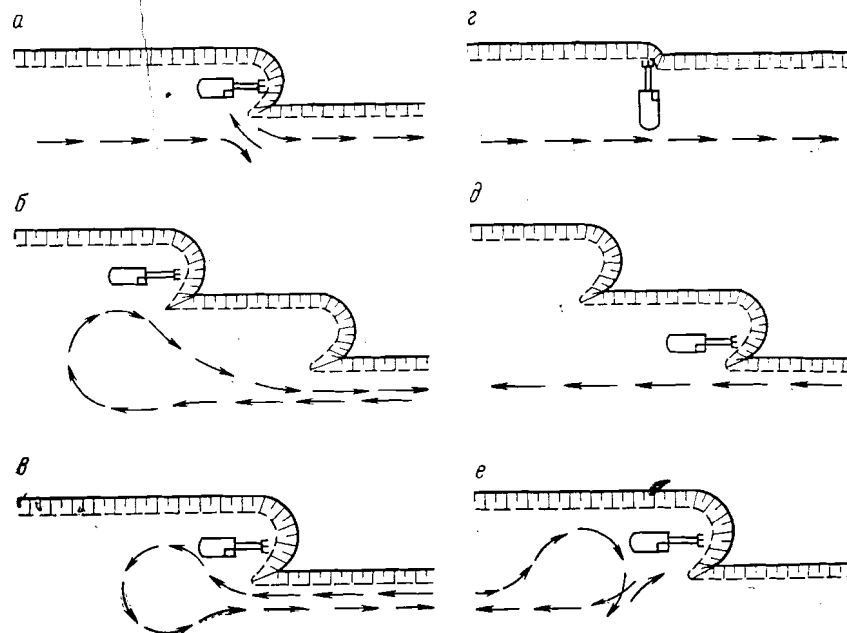


Рис. 147. Схемы подъездов машин к экскаватору:
а — тупиковая; б — петлевая; в — кольцевая; г — сквозная при фронтальном забое; д — сквозная при боковом забое; е — комбинированная (тупиково-кольцевая)

Таблица 47

Сравнительные показатели схем подъездов

| Схемы подъездов | Размеры маневровой площадки, м | | Время маневров, сек | Время обмена машин в забое, сек |
|---------------------------|--------------------------------|--------|---------------------|---------------------------------|
| | длина | ширина | | |
| Тупиковая | 35—40 | 17—30 | 50—60 | 40—45 |
| Петлевая | 50—70 | 25—35 | 20—25 | 15—20 |
| Кольцевая | 35—50 | 25—35 | 10—15 | 15—20 |
| Комбинированная | 35—40 | 17—30 | 30—40 | 30—40 |
| Сквозная | — | 12—15 | 0—10 | 15—20 |

При петлевых (рис. 147, б) и кольцевых (рис. 147, в) подъездах машины подаются прямым ходом с использованием 2—3 передач. Время маневрирования сокращается до 20—25 сек при первой схеме и до 10—15 сек при второй. Обмен машин производится поточно за время, меньшее длительности цикла экскаватора, поэтому простой экскаватора при четком движении машин на линии

практически отсутствуют. Эти схемы наиболее распространены и при проходке траншей, и при разработке боковых забоев в случае организации встречного движения в карьере (рис. 147).

Сквозная схема подъездов по всем показателям более эффективна, чем все остальные. Однако область ее использования ограничивается условиями применения сквозного движения машин на уступах, а также шириной заходки и параметрами экскаватора.

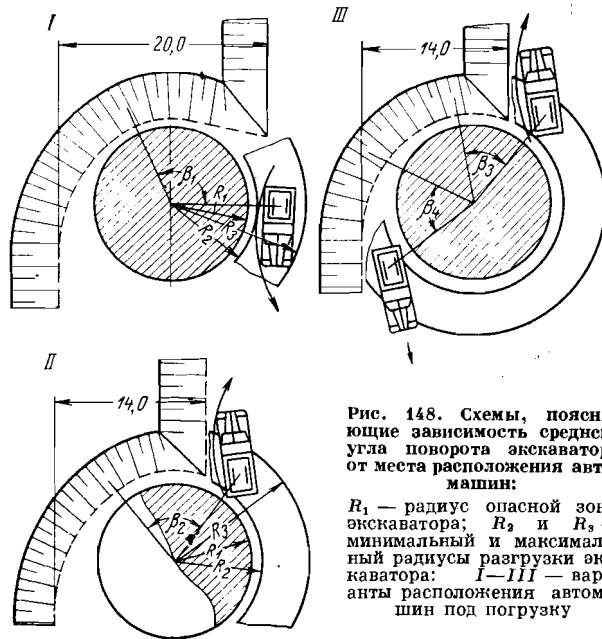


Рис. 148. Схемы, поясняющие зависимость среднего угла поворота экскаватора от места расположения автомашин:

R_1 — радиус опасной зоны экскаватора; R_2 и R_3 — минимальный и максимальный радиусы разгрузки экскаватора; I—III — варианты расположения автомашин под погрузку

Эту схему можно применять при разработке уступов узкими заходками или фронтальными забоями (рис. 147, з), а при разработке уступов широкими заходками — при погрузке породы из внешней части развала (рис. 147, д).

При выборе места установки машины под погрузку руководствуются следующими положениями. Целесообразно, чтобы машина располагалась справа от экскаватора со стороны пульта его управления. Это обеспечивает машинисту лучший обзор рабочей площадки, что повышает безопасность погрузочных работ и сокращает на 8—10% цикл экскавации. На рис. 148 показаны схемы, поясняющие зависимость среднего угла поворота экскаватора от места расположения автомашин.

Угол поворота экскаватора должен быть минимальным. Снижение угла поворота с 100—110° до 60—65° увеличивает производительность экскаватора на 25—30% (см. табл. 45, стр. 326). Для уменьшения среднего угла поворота экскаватора иногда сокращают до минимально допустимых размеров по условиям буровзрывных работ

ширину заходки. На Кимперсайском карьере уменьшение ширины заходки с 12 до 6 м способствует сокращению погрузочного цикла на 4—5 сек и повышению производительности экскаватора на 25—35%. Ощутимого увеличения затрат на переустройство автодорог, несмотря на то, что они переносились при 6-метровых заходках в два раза чаще, не было.

Наибольшая скорость разгрузки ковша экскаватора, более равномерное распределение породы в кузове машины и минимальные ее просыпания будут тогда, когда ось автосамосвала с осью стрелы экскаватора в момент разгрузки составляют угол 90°. На рис. 149 показана установка автосамосвала под разными углами к стреле

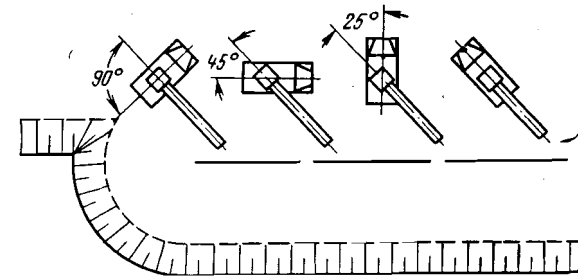


Рис. 149. Установка автосамосвала под разными углами к стреле экскаватора

экскаватора. При меньших значениях этого угла продолжительность цикла возрастает. По наблюдениям, проведенным на Шедакском руднике, зависимость времени цикла экскаватора от угла между осью автосамосвала и стрелой экскаватора будет следующей:

| | | | | | | | | | |
|----------------------------|-----|-----|----|-----|---------|-----|----|-----|---------|
| Угол, град | 90 | ... | 45 | ... | — | ... | 25 | ... | 0 |
| Продолжительность цикла, % | 100 | ... | — | ... | 108—112 | ... | — | ... | 112—115 |

При нижней погрузке автосамосвалов механическими лопатами возможны следующие схемы установки машин: односторонняя одинарная, параллельно оси забоя (рис. 150, а); односторонняя одинарная, под углом к оси забоя (рис. 150, б); двусторонняя (рис. 150, в); односторонняя групповая (рис. 150, г).

Наиболее проста первая схема, при которой нет маневрирований автосамосвалов. Установка автосамосвалов под углом к оси забоя позволяет уменьшить угол поворота экскаватора, но требует подачи автосамосвалов под погрузку задним ходом. При двусторонней установке автосамосвалов средний угол поворота экскаватора тоже минимален, но требует маневрирования автосамосвала позади экскаватора по невыровненной площадке. Групповая установка обеспечивает непрерывную работу экскаватора, но при этом увеличиваются продолжительность его цикла, продолжительность маневров автосамосвалов и затрудняется установка машины на постоянных расстояниях от забоя.

Эффективность схемы оценивается по приведенной длительности погрузки одного ковша t_n , которая учитывает время цикла экскаватора $t_{ц}$ и продолжительность обмена машин в расчете на один ковш:

$$t_n = t_{ц} + \frac{t_o}{n_k} \quad (XV,9)$$

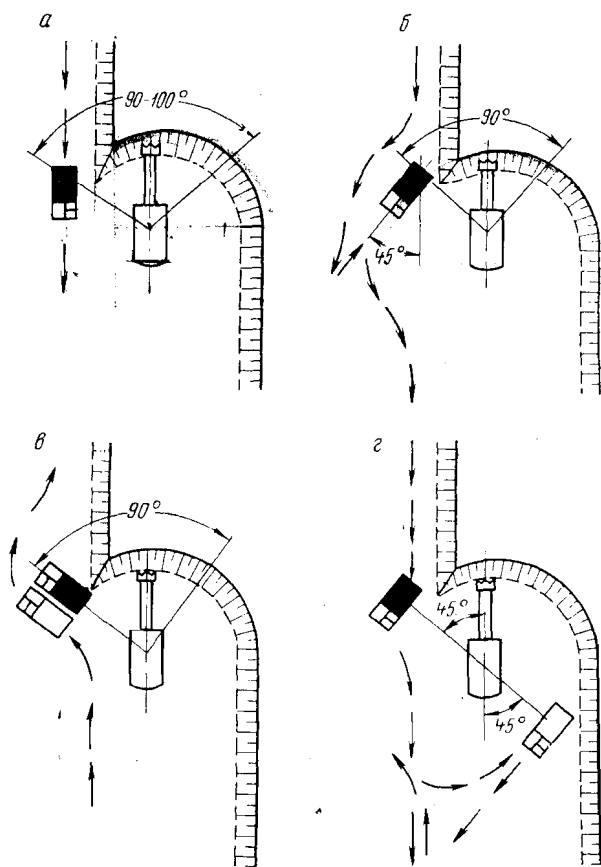


Рис. 150. Схемы установки автомашин в забое экскаватора — механической лопаты

Сравнительные условия и показатели применения схем приведены в табл. 48.

При погрузке автомашин драглайнами (рис. 151) установка машин возможна и на одном уровне с драглайном, т. е. на кровле уступа, и на разных уровнях — на подошве уступа.

Наиболее распространена схема работы с расположением автосамосвалов на горизонте установки экскаватора. Автосамосвалы обычно устанавливают под углом к оси заходки; применяют также

Таблица 48

Условия и показатели применения схем установки машин под погрузку (по М. В. Васильеву)

| Показатели | Односторонняя установка | | | Двусторонняя установка |
|---|-------------------------|-------------------|-----------|------------------------|
| | одинарная параллельная | одинарная угловая | групповая | |
| Забой | Узкий | Нормальный | | Широкий |
| Основание подошвы | Неплотное | Плотное | | Прочное |
| Безопасность работ | Наибольшая | Недостаточная | | |
| Установка автомобиля | Простая | Усложненная | Сложная | Усложненная |
| Угол поворота экскаватора, град | 75—135 | 70—75 | 90—100 | 80—90 |
| Время погрузки, % | 100 | 80 | 105 | 100 |
| Время маневров, % | 100 | 170 | 200* | 200* |
| Производительность экскаватора, % | 100 | 90 | 115 | 120 |

* Маневры выполняются во время погрузки предыдущего самосвала.

парную и групповую установки автосамосвалов. Средний угол поворота экскаватора составляет 70—90°. При расположении автосамосвалов на подошве уступа эффективна одинарная, групповая

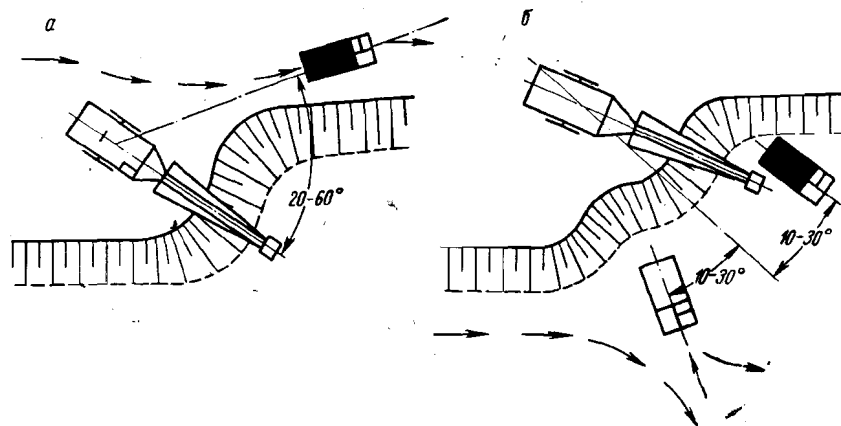


Рис. 151. Схемы погрузки драглайнами:

а — с расположением автомашин на кровле; б — с расположением автомашин на подошве и при челночной выемке

или парная установка автосамосвалов. Это позволяет применять челночный способ выемки и погрузки, при котором выемку породы производят попеременно по обе стороны автосамосвала. Иногда автосамосвалы располагают по обе стороны от забоя и загружают

попеременно. Челночный метод позволяет сократить продолжительность цикла экскаватора за счет ликвидации обратного холостого поворота его в забой после разгрузки ковша и уменьшения времени на поворот экскаватора, подъем и опускание ковша. Средний угол поворота экскаватора при этом методе снижается до 15—90°.

Верхняя погрузка автомашин экскаваторами с удлиненным оборудованием на карьерах СССР не имела распространения. Такой способ погрузки применяется на угольных карьерах США при разработке маломощных (1—1,5 м) пластов по бестранспортной системе разработки. Автосамосвалы при этом располагают на кровле угольного пласта. Схемы подъездов и движения применяются те же, что и при нижней погрузке.

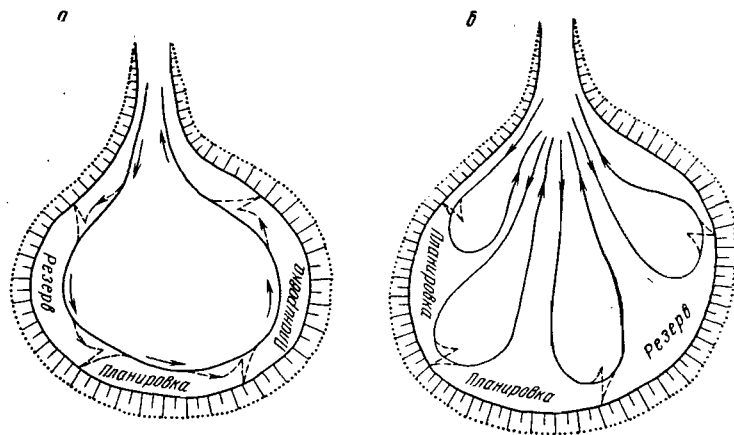


Рис. 152. Схемы движения машин на отвалах:
а — при кольцевых заездах; б — при петлевых заездах

Схемы маневров машин при разгрузке зависят от назначения автотранспорта в процессе перемещения пород и от технологии разгрузочно-складских работ. При комбинированном транспорте с применением железнодорожного, конвейерного транспорта и скиповых подъемников автотранспорт используют только на рабочих уступах.

При автомобильно-железнодорожном транспорте перегрузку горной массы из автомашин в думпкары производят либо непосредственно с эстакады, либо с применением буферного склада горной массы и экскаваторов. Схема подачи машин для разгрузки в обоих случаях тупиковая. В случае применения в карьере скиповых или конвейерных подъемников между автосамосвалом, скипом или лентой целесообразно устанавливать промежуточные бункера. Горная масса из автомашин в бункера перегружается на эстакаде.

Схемы движения автомашин на отвалах определяются технологией отвалообразования и свойствами складываемых пород. На отвале устраивают главную и временные автодороги; последняя проходит вблизи кромки отвала, которая затем расширяется в пло-

щадку для разворотов автосамосвалов шириной 18—25 м. Движение автомашин на отвалах происходит по кольцевым или петлевым заездам. Схемы движения машин на отвалах показаны на рис. 152.

§ 5. Выбор моделей автомашин

Грузоподъемность автосамосвала влияет на технико-экономические показатели экскавации и транспортирования. С увеличением грузоподъемности автомашин возрастает коэффициент полезного использования экскаватора и его производительность. В пропорциональной зависимости от грузоподъемности машин находится и их производительность. С ростом выработки машин снижается пробег машин. В табл. 49 приведено влияние грузоподъемности машин на показатели погрузки и перевозки.

Таблица 49

Влияние грузоподъемности машин на показатели погрузки и перевозок

| Грузоподъемность машины, т | Экскавация | | | Транспорт (в условных единицах) | | |
|----------------------------|--|---|------------------------------|----------------------------------|----------------------|---------------------------------------|
| | производительность экскаватора ЭКГ-8, тыс. т/смену | коэффициент использования экскаватора ЭКГ-8 | стоимость погрузки 1 т, коп. | производительность машин в смену | пробег машин в смену | стоимость транспорта 1 т горной массы |
| 18 | 2,5 | 0,35 | 1,0 | 1,0 | 1,0 | 1,0 |
| 27 | 3,1 | 0,40 | 0,8 | 1,6 | 0,92 | 0,92 |
| 40 | 3,6 | 0,48 | 0,72 | 2,2 | 0,75 | 0,85 |
| 65 | 4,5 | 0,61 | 0,66 | 2,9 | 0,56 | 0,80 |
| 120 | 5,4 | 0,82 | 0,6 | 3,8 | 0,33 | 0,94 |

Значительное улучшение показателей работы экскаваторов и машин наблюдается при увеличении их грузоподъемности в диапазоне от 10 до 60—80 т. Однако с увеличением грузоподъемности автомашин их стоимость, затраты на обслуживание, содержание и устройство автодорог также возрастают. Повышение этих издержек в определенном диапазоне значений грузоподъемности автомашин опережает их производительность, вследствие чего себестоимость перевозок с увеличением тоннажа автомашин может возрасти.

Стоимость погрузки горной массы также зависит от грузоподъемности машин. От нее также зависит производительность экскаватора. Вначале себестоимость экскавации снижается заметно, затем когда экскаваторы достигнут своей технической производительности, она остается на прежнем уровне. По экономическим условиям существует область оптимальных значений грузоподъемности машин и рациональный тип экскаватора, который загружает машину данной грузоподъемности. Оптимальной грузоподъемностью автосамосвала и оптимальным числом ковшей, необходимых для загрузки автосамосвала, являются такие, при которых обеспечиваются

наименьшие эксплуатационные расходы по экскавации и перевозке 1 т горной массы.

Оптимальная грузоподъемность машины может быть определена по формуле

$$Q = q \frac{k_n}{k_p^2} \gamma \sqrt{\frac{nk_B}{q \frac{k_n}{k_p^2} \gamma k_r} (t_o K_3 + \frac{L_r}{v} K_a + t_p K_a)}. \quad (XV,10)$$

Оптимальное число ковшей, необходимое для загрузки автосамосвала определяют по формуле

$$n_k = \sqrt{\frac{nk_B}{q K_r} (t_o K_3 + \frac{L_r}{v} K_a + t_p K_a)} \quad (XV,11)$$

где n — число рабочих циклов экскаватора в 1 ч;

k_B — коэффициент использования сменного времени экскаватора на работе;

t_o — время обмена автосамосвала у экскаватора, ч;

t_p — время разгрузки и маневрирования автосамосвала, ч;

v — средняя техническая скорость движения автосамосвала, км/ч;

K_3 — годовая стоимость содержания экскаватора, руб.;

K_a — годовые затраты на автосамосвал, не зависящие от его грузоподъемности, руб.;

K_r — годовые затраты на автосамосвал, отнесенные на 1 т грузоподъемности, руб.

Так, для условий Урала (по отчетным данным) для существующего парка $K_3 = 55-60$ тыс. руб., $K_a = 4,5-5,4$ тыс. руб. и $K_r = 1-1,2$ тыс. руб.

Наибольшая эффективность совместной работы автосамосвала и экскаватора в зависимости от характера горной массы, расстояния откатки, уклонов дорог и т. д. достигается при соотношении между емкостью кузова автосамосвала и ковша экскаватора от 3-4 до 8-10. Для заданного типа экскаватора рациональную модель автосамосвала обычно выбирают по коэффициентам использования грузоподъемности k_Q и использования емкости k_K автомашины.

Коэффициент использования грузоподъемности определяют по формуле

$$k_Q = \frac{Q_\phi}{Q} = n_k \frac{q \frac{k_n}{k_p^2} \gamma}{Q}. \quad (XV,12)$$

Коэффициент использования объема кузова определяют по формуле

$$k_K = \frac{V_n}{V_K} = n_k \frac{q k_n k_p^2}{V_K k_p^2}, \quad (XV,13)$$

где Q_ϕ и V_n — соответственно вес и объем породы, фактически загруженной в кузов автомашины.

Принимая несколько возможных моделей автосамосвалов и подставляя в приведенные выше формулы число ковшей n_k в диапазоне их оптимальных значений (от 3-4 до 8-10), выбирают такую модель автомашины, при которой коэффициенты использования объема кузова и грузоподъемности будут наибольшие. Чем выше значения этих коэффициентов, тем полнее используются возможности автомашины и выше ее производительность. Однако значение коэффициента использования грузоподъемности по правилам эксплуатации автомашин не должно превышать 1,02-1,05, так как ее перегрузка резко повышает износ шин ходовой части.

В табл. 50 приведены условия применения моделей автосамосвалов.

Таблица 50

Условия применения моделей автосамосвалов

| Грузоподъемность автомашины, т | Условия применения | | | |
|--------------------------------|------------------------------|---|---|------------------------|
| | породы | емкость ковша экскаватора, м ³ | производственная мощность карьера, млн. т | расстояние откатки, км |
| 10-18 | Легкие Средние Тяжелые | 3-4 2-3 1-2 | До 10-12 | До 1,5-2,0 |
| 27 | Легкие Средние Тяжелые | 6,0 4,6-5 4,0 | До 15-25 | До 2,5-3,0 |
| 40-45 | Легкие Средние Тяжелые | 8,0 6,0 5-5 | До 20-40 | До 3,0-4,5 |
| 65-75 | Легкие Средние Тяжелые | 12,0 8,0 6,0 | До 25-60 | До 4-5,5 |

§ 6. Расчет скоростей движения и продольного уклона автодорог

Скорости движения машин на участках и допускаемые уклоны автодорог определяются тяговыми расчетами. Основой тяговых расчетов является уравнение движения автомобиля: для его движения необходимо, чтобы сила тяги F_K на обода ведущих колес (касательная сила тяги) была бы больше силы сопротивления движению W_c , но меньше силы сцепления колес с дорогой $F_{сц}$; $F_{сц} \geq F_K \geq W_c$. Если окажется, что $F_{сц} < F_K$, то произойдет проскальзывание ведущих колес (буксование автомобиля) и тяговая сила не может быть реализована. В плохих условиях движения, например на щебеночной дороге, покрытой вязкой грязью, для поднимающихся груженых автомашин это имеет место при уклоне дороги

135—140‰, для спускающихся порожних автомашин даже со скоростью 6—8 км/ч — при уклоне 90—100‰.

Если $F_k < W_c$, то мощность двигателя недостаточна для преодоления сопротивлений и поэтому движения нет.

Максимальная скорость движения автосамосвалов ограничивается: на горизонтальном участке и уклонах до 30—40‰ — силой тяги на ведущих колесах и безопасностью движения; на подъемах выше 40‰ — силой тяги; на спусках с уклоном более 30—40‰ — безопасностью движения.

Скорость движения по силе тяги определяют из условия $F_k = W_c$.

Силу тяги на ободах ведущих колес определяют по формуле

$$F_k = \frac{270N}{v} \eta_b \eta_n, \text{ кг}, \quad (\text{XV}, 14)$$

где N — мощность двигателя на выходном валу, л. с.;

v — скорость движения автомашины, км/ч;

η_b — коэффициент отбора мощности на привод вспомогательных агрегатов машины: вентиляторов, гидронасосов, компрессора, а также на преодоление сопротивлений выхлопной системы и воздухоочистителя; в зависимости от числа оборотов двигателя коэффициент η_b равен 0,75—0,85;

η_n — к. п. д. передачи 0,85—0,94 (для автомашины БелАЗ-540 коэффициент $\eta_n = 0,902$).

Сила сопротивления движению складывается из сил: сопротивления качению колеса по дороге W_0 (основное сопротивление), сопротивления воздуха W_b , сопротивления от подъема W_i (при спуске имеет отрицательное значение), инерционных сопротивлений при разгоне и торможении W_j и сопротивления в кривых W_k :

$$W_c = W_0 + W_b \pm W_i \pm W_j + W_k. \quad (\text{XV}, 15)$$

Силы сопротивлений подсчитываются по следующим формулам:

$$W_0 = P w_0 = 1000 P f, \text{ кг}; \quad (\text{XV}, 16)$$

$$W_b = k_0 F^2 v^2, \text{ кг}; \quad (\text{XV}, 17)$$

$$W_i = P_i, \text{ кг}; \quad (\text{XV}, 18)$$

$$W_j = \frac{\delta}{g} P j = P j', \text{ кг}; \quad (\text{XV}, 19)$$

$$W_k = 0,03 P \frac{200 - R}{200}, \text{ кг}, \quad (\text{XV}, 20)$$

где P — вес автомашины (брутто), т;

w_0 — удельное сопротивление качению, кг/т;

f — коэффициент качения (численно $f = 0,001$);

k_0 — коэффициент обтекаемости ($k_0 = 0,07—0,10$);

F — лобовая площадь автомобиля (для автомашин БелАЗ-540 $F = 10,7 \text{ м}^2$), м^2 ;

i — уклон дорог;

δ — коэффициент инерции вращающихся частей автомобиля;

R — радиус кривой, м;

j — ускорение движения автомобиля, м/сек²;

$$j' = \frac{\delta}{g} j.$$

Величина удельного сопротивления движению зависит от типа дороги и качества ее поверхности. Так, для бетонных и асфальтовых дорог w_0 равно 10—15 кг/т ($f = 0,010—0,012$), щебеночных укатанных — 15—25, щебеночных и гравийных необработанных — 30—40, забойных укатанных дорог — 40—60 и отвальных неукатанных дорог — 90—240 кг/т.

Сопротивление воздуха необходимо учитывать при скоростях движения более 12—15 км/ч; при меньших скоростях сопротивление воздуха не превышает 1—2 кг/т. Сопротивления в кривых при эксплуатационных расчетах обычно не учитывают, так как их величина незначительна. Таким образом,

$$W_c = P (W_0 \pm i \pm j') + W_b, \quad (\text{XV}, 21)$$

Исходя из условия, что $F_k = W_c$, получим

$$\frac{F_k - W_b}{P} = w_0 \pm i \pm j', \quad (\text{XV}, 22)$$

Избыток силы тяги над сопротивлением воздушной среды, отнесенный к 1 т веса автомашины, называется *динамическим фактором* и определяется по формуле

$$D = \frac{F_k - W_b}{P}, \text{ кг/т}. \quad (\text{XV}, 23)$$

Этот избыток силы направлен на увеличение скорости движения автомашины.

Графическое выражение зависимости динамического фактора от скорости движения автомашины при различных передачах представляет собой динамическую (тяговую) характеристику автомобиля (рис. 153). Характеристики индивидуальны для каждой модели автомашины.

Скорость равномерного движения ($j = 0$) на участке, исходя из тяговых возможностей двигателя автомашины, может быть определена аналитически приближенно из уравнения

$$v_p = \frac{270 N \eta_b \eta_n}{P (w_0 \pm i)} k_c, \quad (\text{XV}, 24)$$

где k_c — коэффициент пропорциональности, учитывающий сопротивление воздуха и другие сопротивления (k_c определяется экспериментальным путем).

Скорость может быть определена и по динамической характеристике автомашин. Для этого определяется величина динамического фактора

$$D = w_0 \pm i,$$

и по графикам — скорость автомашин.

Пример. При подъеме грузеной автомашины БелАЗ-540А по траншее с углом $i = 80^\circ/00$ и верхним покрытием (щебеночное шоссе, $w_0 = 40 \text{ кг/т}$) динамический фактор D равен 120 кг/т . Скорость движения автомашины при подъеме составляет 8 км/ч . Порожняя автомашина при тех же условиях может иметь скорость 15 км/ч (работа на III передаче).

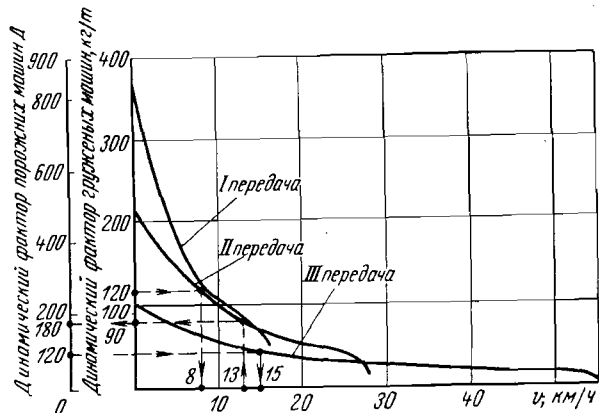


Рис. 153. Динамическая характеристика автосамосвала БелАЗ-540

Безопасная скорость движения автомашин определяется из условия, чтобы длина остановочного пути при экстренном торможении при данном значении скорости была бы меньше расстояния видимости или интервала между двумя соседними машинами.

Аналитически безопасная скорость подсчитывается по формуле

$$v_0 = g(\varphi_p + f \pm i) \left[\sqrt{t_n^2 + \frac{2(S_B - l_3)}{g(\varphi_p + f \pm i)}} - t_n \right], \quad (\text{XV}, 25)$$

где φ_p — коэффициент сцепления колес с дорогой (зависит от типа и состояния покрытия дороги, типа протектора, скорости движения автомашины и других факторов);

i — уклон, $^\circ/00$;

t_n — время на реакцию шофера и срабатывание тормозов при остановке машины (1,2—1,5 сек), сек;

S_B — расстояние видимости, зависящее от погодных условий, времени суток, схемы движения в траншее, радиуса поворота дорог и пр. (в среднем S_B составляет 40—60 м), м;

l_3 — запас длины остановочного пути (обычно он равен 8—12 м), м.

Для тяговых расчетов карьерных автосамосвалов обычно принимают следующие средние значения коэффициента сцепления: влажная чистая дорога (нормальные условия движения) $\varphi_p = 0,40-0,50$; чистая сухая дорога (особо благоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,6-0,70$; скользкая, грязная или обледенелая дорога (неблагоприятные условия движения) $\varphi_p = 0,15-0,20$.

Безопасная скорость движения на кривой ограничивается не только условиями видимости, но и возможностью заноса автомобиля и определяется по формуле

$$v_n = \sqrt{gR(\varphi' \pm i_v)}, \text{ м/сек}, \quad (\text{XV}, 26)$$

где R — радиус поворота дороги, м;

φ' — коэффициент бокового скольжения (сцепления) колеса с дорогой (обычно $\varphi' = 0,32\varphi_p$);

i_v — уклон виража, обычно равный $0,060$.

В технико-экономических расчетах обычно используют среднетехнические скорости движения автомашин. Среднетехническая скорость определяется по формуле (XV,8).

Максимальный подъем автомобильной дороги ограничивается силой тяги на ведущих колесах при заданной скорости движения и опасностью буксования, т. е. потерей сцепления между ведущими колесами автомашины и поверхностью дороги.

Наибольший подъем по силе тяги при заданной скорости движения автомашины составляет

$$i_m = \frac{270 N}{v} \eta_B \eta_{II} - \frac{k_0 F_{2,2}}{13} k_i, \quad (\text{XV}, 27)$$

где k_i — поправка расчетного уклона (по экспериментальным данным составляет $0,8-0,9$).

При определении подъема по динамической характеристике по графику находят для заданной скорости динамический фактор, а затем и уклон, который равен

$$i_m = D - w_0. \quad (\text{XV}, 28)$$

Пример. При скорости движения автомашины 13 км/ч динамический фактор грузеной машины составляет 90 кг/т (работа на II передаче), а порожней 180 кг/т . Следовательно, максимально допустимый подъем на дороге, имеющей щебеночное покрытие ($w_0 = 40 \text{ кг/т}$), может быть: для грузеных машин — $50^\circ/00$; для порожних машин — $140^\circ/00$.

Величина подъема автомобильной дороги по условию нескольжения определяется по формуле

$$i_m = \frac{P_{сц}\varphi_p - W_B}{P} - f, \quad (\text{XV}, 29)$$

где $P_{сц}$ — сцепной вес машины.

Для двухосных автосамосвалов $P_{сц} = 0,7P$, а для полуприцепов $P_{сц} = (0,55-0,65)P$.

Обычно даже в плохих условиях движения, например на щебеночной дороге, покрытой грязью, величина подъема для груженых машин составляет 130—140‰.

Максимальный уклон (спуск) машин ограничивается необходимостью безопасного торможения и может быть подсчитан по формуле

$$-i_m = \frac{v^2}{2g(S_B - vt_n - l_a)} - (f - \varphi_p). \quad (XV, 30)$$

Для щебеночных дорог приближенные значения безопасных уклонов следующие:

| | |
|--|---|
| Скорость движения, км/ч | 10 . . . 15 . . . 20 . . . 25 . . . 30 |
| Величина допустимого уклона, ‰ | 120 . . . 110 . . . 80 . . . 45 . . . 0 |

Для наихудших условий движения предельные уклоны автомобильных дорог значительно ниже. Наблюдения, проведенные на Сибавеском карьере, показали, что на щебеночной дороге, покрытой вязкой грязью и имеющей уклон 10‰, остановка автосамосвала практически невозможна даже при очень небольшой скорости движения (6—8 км/ч).

Скорость движения и уклон взаимосвязаны, и в расчетах оптимальные их значения определяются совместно. Увеличение уклона дорог сокращает расстояние откатки и объем траншейных работ, но одновременно уменьшает и скорости движения автомашин, особенно с грузом. Уменьшение уклона приводит к увеличению скорости, но удлиняет путь транспортирования.

В качестве рациональных принимают такие сочетания уклона и скорости, при которых: реализуются полностью тяговые возможности двигателей; обеспечивается безопасность спуска и подъема автомашин; достигаются наивысшая производительность автомашин и наименьшие затраты на перевозку горной массы с учетом строительно-вскрышных работ на устройство съездов.

Исходя из этих условий, рекомендуются следующие оптимальные уклоны дорог (табл. 51).

Таблица 51

Оптимальные уклоны дорог

| Тип покрытия автодорог | Подъем в грузовом направлении, ‰ | Уклон в порожняковом направлении, ‰ |
|--|----------------------------------|-------------------------------------|
| Бетонное, асфальтобетонное | 60—70 | 90—100 |
| Щебеночное, гравийное, грунто-цементное, булыжная мостовая | 70—80 | 120—140 |
| Грунтовое, грунтовое улучшенное | 40—50 | 70—80 |

При встречном движении, когда подъем груженых и спуск порожних автомашин происходит по одной дороге, ее устраивают с уклоном, допускаемым для груженых машин. Если спуск и подъем

производится по разным съездам (кольцевое движение), то уклоны автодорог могут быть неодинаковыми: порожняковая автодорога допускает уклоны в 1,4—2 раза больше.

§ 7. Организация работы автотранспорта.

Расчет его производительности и парка

Работа автомашин в течение смены может происходить по закрытому или открытому циклам.

При закрытом цикле за каждым экскаватором закрепляется определенная группа автомашин, работающая с ними всю смену. При открытом цикле автомашины направляются в течение каждого рейса к тому забою, где они могут быть загружены с наименьшими потерями времени на ожидание в очереди. Для этого на карьере должна быть организована четкая диспетчерская служба движения. Диспетчер должен иметь непрерывно поступающую информацию о местонахождении всех автомашин и экскаваторов, об обеспеченности каждого экскаватора порожняком, об условиях погрузки в каждом забое и т. д. Так как число транспортных и погрузочных объектов на карьерах достигает нескольких десятков, а ситуация непрерывно меняется, то обработка информации и выдача решений с маршрутом машин должны производиться с помощью кибернетического советчика диспетчера, т. е. автоматически.

Основные преимущества движения при открытом цикле: снижение простоев экскаваторов и автомашин; большая ритмичность работы автотранспорта; исключение простоев автомашин из-за ремонтов и передвижек экскаватора, подготовки забоя и подчистки подъездов; незначительное снижение производительности экскаваторов из-за схода с линии одной или нескольких автомашин.

Режим работы автомашины в течение суток согласовывается с режимом работы экскаваторов, отвалов, складов, обогатительных фабрик и т. д. Практика карьеров показывает, что наиболее рациональна двухсменная работа автомашин. При круглосуточной работе карьера график выхода автомашин на линию строится так, чтобы одну смену для каждой автомашины отводили бы для профилактического ремонта и осмотра.

Производительность карьерных автосамосвалов измеряется в тоннах перевезенного груза и тонно-километрах пробега с грузом.

Измерение работы в тонно-километрах более полно отражает сущность процесса транспортирования. Однако этот показатель неудобен для анализа работы автомашин, особенно, когда дальность перевозки в течение длительного периода остается постоянной или изменяется незначительно. Поэтому производительность автосамосвалов в карьере обычно выражают в тоннах перевезенной горной массы.

Эксплуатационная производительность автомашин учитывает полезное использование сменного времени автосамосвала и отражает влияние элементов забоя, а также общую организацию работ

в карьере. Сменная производительность определяется по формуле

$$P_a^c = \frac{TQ}{t_p} k_n, \text{ т/смену}, \quad (\text{XV},31)$$

где T — продолжительность смены, ч;

k_n — коэффициент использования сменного времени.

Коэффициент использования сменного времени учитывает технологические простои экскаваторов и непроизводительные затраты времени самих автомашин (заправка, осмотр и выход их на линию и т. д.); при двухсменной работе его принимают равным 0,85—0,90, при трехсменной 0,7—0,75.

Годовую производительность машин определяют по формулам

$$P_a^r = P_a^c n_s^a T_a, \text{ т/год} \quad (\text{XV},32)$$

или

$$P_a^r = P_a^c n_s^a T_a L_r, \text{ ткм/год}, \quad (\text{XV},33)$$

где n_s^a — число смен работы машин в сутки;

T_a — число дней работы машин в год (240—260);

L_r — средняя длина транспортирования в течение года, км.

Рабочее число автомашин в карьере в связи с неодинаковым расстоянием перевозки от отдельных экскаваторов и условий погрузочных работ в забоях лучше определять как сумму машин, необходимых для обслуживания всех экскаваторов,

$$\sum N_a = N_{a_1} + N_{a_2} + \dots + N_{a_n}, \quad (\text{XV},34)$$

где $N_{a_1}, N_{a_2}, \dots, N_{a_n}$ — потребное число машин для первого, второго, ... n -го экскаваторов,

$$N_{a_n} = \frac{P_n^c}{P_a^c} = \frac{P_n}{n_s} k_{\text{пер}} \cdot \frac{1}{P_a^c}, \quad (\text{XV},35)$$

где P_n^c — плановое сменное задание для одного экскаватора, т;

P_n — производительность карьера, т/смену;

n_s — число рабочих экскаваторов;

$k_{\text{пер}}$ — коэффициент неравномерности работы карьера ($k_{\text{пер}} = 1,15-1,2$).

Парк машин, пригодных к эксплуатации, определяют по формуле

$$\sum N_s = \sum N_a \frac{n_s^k}{n_s^c}, \quad (\text{XV},36)$$

где n_s^k — число смен работы карьера.

Списочный парк автомашин с учетом машин, находящихся в ремонте, в резерве, простоях, определяют по формуле

$$\sum N_{\text{сп}} = \frac{\sum N_s}{k_c}, \quad (\text{XV},37)$$

где k_c — коэффициент использования автопарка в сутки ($k_c = 0,8-0,75$).

§ 8. Карьерные автодороги

Карьерные автодороги относятся к разряду внекатегорных. От дорог общего назначения они отличаются своей сравнительно небольшой длиной в одном направлении (до 5—10 км), крутыми уклонами, сложным профилем и планом трассы, малыми (15—40 м) радиусами кривых, высокой интенсивностью движения тяжелых агрегатов (до 80—120 машин в 1 ч), а также односторонностью движения — по одной полосе движутся только грузовые, по другой — только порожние автомашины.

Карьерные автодороги должны быть достаточно износоустойчивыми и одновременно простыми по конструкции.

По сроку службы карьерные автодороги бывают постоянные, рассчитанные на длительный (10—15 лет и более) период эксплуатации, и временные, сроком службы от нескольких месяцев до 1—5 лет.

Постоянные дороги прокладывают на поверхности карьера, в капитальных траншеях и на выездах на отвалы. Временные дороги строят на соединительных бермах в скользящих съездах, на рабочих уступах и на отвалах.

По интенсивности движения нормами технологического проектирования дороги делят на три категории:

| Категория автодорог | I | II | III |
|---|-----|--------|-----|
| Интенсивность движения автомашин в одном направлении (машин в 1 ч) при грузоподъемности, т: | | | |
| 10 | 100 | 100—15 | 15 |
| 27 | 85 | 85—12 | 12 |
| 40—45 | 80 | 80—11 | 11 |
| 65—75 | 70 | 70—10 | 10 |

На рис. 154 показана схема конструкции автомобильной дороги в карьере.

Проезжая часть автодорог покрывается дорожной одеждой, состоящей из покрытия, непосредственно воспринимающего воздействия колес автомобиля; основания, т. е. основного несущего слоя, воспринимающего нагрузку от покрытия; подстилающего (или дренажного) слоя, в котором располагаются дренажные устройства

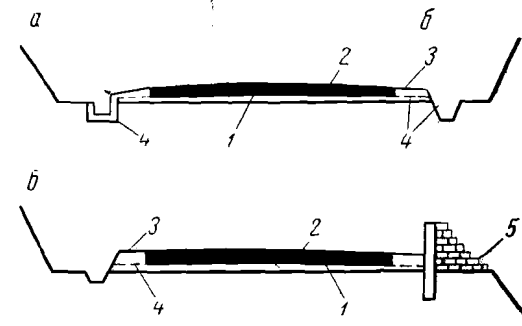


Рис. 154. Схема конструкции автомобильной дороги в карьере:

а — в траншее; б — в полутраншее; 1 — земляное полотно; 2 — дорожное покрытие; 3 — обочина; 4 — водосточные сооружения; 5 — каменная стенка

Основные показатели карьерных автомобильных дорог

| Тип дорожного покрытия | Интенсивность движения машин в 1 ч | Работоспособность дороги до ремонта (брутто), млн. т | | Эксплуатационные расходы по сравнению с капитальным, % | Стоимость строительства 1000 м ² дороги, тыс. руб. | Стоимость ремонта 1000 м ² дороги, тыс. руб. | |
|---|------------------------------------|--|----------|--|---|---|----------|
| | | капитального | среднего | | | капитального | среднего |
| Усовершенствованные капитальные | Более 150 | 10—12 | 5—6 | 100 | 8,0 | 2,4 | 0,6 |
| Усовершенствованные облегченные | 50—100 | 5—6 | 0,7—1,5 | 130 | 4,0 | 1,6 | 0,4 |
| Переходное | 20—40 | 0,8—1,2 | 0,5—0,6 | 160 | 2,0 | 0,4 | 0,12 |
| Простейшее | До 15 | 0,2—0,3 | 0,1—0,2 | 200 | 0,3 | 0,75 | 0,21 |

Основание для выбора типа автодорог: предполагаемая интенсивность движения; работоспособность; допускаемые нагрузки и срок ее службы. Необходимо, чтобы срок службы автодорог по работоспособности соответствовал сроку работы карьера (для постоянных дорог) или времени отработки уступов (для временных дорог), а фактическая интенсивность движения была бы ниже допускаемой. Покрытие автодороги должно выдерживать удельные нагрузки в 1,5—2,0 раза выше, чем расчетные нагрузки на колеса ведущих осей автомашин, принимаемые около 2,5—4 Т.

Экономически целесообразный тип покрытия выбирается по минимальным дорожным и транспортным затратам:

$$\frac{C_d}{T_d} + C_p + C_m \rightarrow \min, \quad (XV,38)$$

где C_d — стоимость строительства дороги в варианте, руб.;
 C_p — стоимость ремонта дороги в расчете на 1 год эксплуатации, руб.;

C_m — годовые затраты на эксплуатацию автомашин, руб.;

T_d — срок службы автодороги, лет.

Применение улучшенных покрытий на автодорогах оправдано, если повышенная стоимость их строительства и ремонта компенсируется экономией транспортных затрат за срок меньший, чем срок службы автодороги. Постоянные дороги при сроках их службы более 5 лет и объеме перевозок более 10 млн. т лучше строить с усовершенствованным покрытием I и II типа. Наиболее эффективно покрытие из сборно-разборных решетчатых железобетонных плит конструкции А. В. Яковлева. Работоспособность этих покрытий между восстановительными ремонтами составляет 7—9 млн. т и в 10—15 раз выше, чем щебеночных.

для отвода воды, скапливающейся в грунте земляного полотна или просачивающейся через покрытие и основание.

Основные типы дорожных покрытий, применяемые на карьерах: усовершенствованные покрытия капитального типа (асфальто-бетонные, цементно-бетонные, из сборных железобетонных плит); усовершенствованные покрытия облегченного типа (черное щебеночное или гравийное шоссе, грунто-цементные и грунто-асфальтовые дороги); покрытие переходного типа (белое щебеночное или гравийное шоссе; мостовая из булыжного камня; грунтовая дорога, обработанная черными вяжущими); покрытие простейшего типа (улучшенная грунтовая дорога, т. е. укрепленная скелетными добавками, подбором состава, профилированная и укатанная).

От качества верхнего покрытия зависят эксплуатационные показатели работы машин: скорость их движения; уклон дорог; расход горючего и смазочных материалов; износ автомашин; периодичность ремонтов автомашин и т. д. Так, скорость подъема автомашин в траншее при усовершенствованном покрытии в 2,5 раза больше, чем на простейших грунтовых дорогах; расход горючесмазочных материалов меньше в 1,4 раза, а износ (расход) шин меньше в 2,5 раза. Влияние типа покрытия на показатели работы автомашин показано в табл. 52.

Таблица 52

Влияние типа покрытия на показатели работы автомашин

| Тип дорожного покрытия | Сравнительные показатели | | | | | |
|-------------------------------|------------------------------------|-------|-----------------------|--------------------------------------|-------------------------------|------------------------------|
| | скорость движения при уклоне, км/ч | | допускаемый подъем, ‰ | расход горючесмазочных материалов, % | пробег автомашин до износа, % | межремонтный пробег машин, % |
| | 0 | +80‰ | | | | |
| Усовершенствованное | 55—60 | 10—12 | 70—80 | 100 | 100 | 100 |
| Облегченное | 35—40 | 8—9 | 90—100 | 110—115 | 80—90 | 90—95 |
| Переходное | 20—25 | 6—7 | 70—110 | 120—135 | 60—70 | 80—85 |
| Простейшее | 7—8 | 4—5 | 50—60 | 150—170 | 40—50 | 60—65 |

Экономические показатели перевозок горной массы на дорогах с высшими типами покрытия также значительно меньше. Если эксплуатационные расходы по транспортированию на усовершенствованных покрытиях капитального типа принять за 100%, то на покрытиях облегченного типа они составят 130%, на покрытиях переходного типа 160%, на грунтовых улучшенных дорогах 200%. Однако стоимость строительства и ремонта усовершенствованных автодорог значительно выше, чем упрощенных.

Основные показатели карьерных автомобильных дорог приведены в табл. 53.

| Грузоподъемность машин, т | Ширина авто | | | |
|---------------------------|-----------------------|----------------|----------------|-------|
| | Однополосное движение | | Двухполос | |
| | В _п | В _з | I | |
| В _п | | | В _з | |
| 10—18 | 3,5 | 6—6,5 | 8—8,5 | 10—12 |
| 27—40 | 4,5 | 7,0—7,5 | 9—10 | 11—13 |
| 65 | 5,2 | 8—8,5 | 11—12 | 13—14 |
| 75—120 | 6,2 | 9—9,5 | 13—14 | 15—17 |

Временные дороги строятся либо щебеночными с пропиткой вяжущими, либо укатанными грунтовыми. Технология устройства щебеночных дорог включает: выравнивание площадки экскаватором, бульдозером или грейдером, укладку щебня с толщиной слоя 10—15 см и его укатку тяжелыми 10—15-тонными катками. Пропитка вяжущими производится автогудронатором Д-351.

Упрощенные автодороги планируются бульдозерами или грейдерами и укатываются катками.

Дорожно-ремонтные работы по поддержанию автодорог в эксплуатационном состоянии включают: содержание автодорог, их текущий и средний ремонты. К среднему и капитальному ремонтам относят работы по ликвидации износа дорожного покрытия и восстановлению его ровности. Обычно средний ремонт производят ежегодно или один раз в два года, капитальный — через несколько лет, в зависимости от работоспособности автодороги и интенсивности движения по ней.

Текущее содержание и ремонт включают работы: по обеспыливанию дорог; очистке их от грязи, снега, льда; посыпку шлаком или песком при гололеде, а также работы по заделке мелких трещин, выбоин, профилировке грунтовых и щебеночных автодорог. Эти работы проводятся ежедневно дорожной службой карьера.

Комплекс оборудования для ремонта и содержания автодорог может быть, например, следующим: автогрейдер Д-265, каток ДМ-85, рыхлитель Д-162, распределитель щебня и гравия Д-336, поливочная машина МП-8, снегопогрузчик Т-105, снегоочиститель Д-185Б и пескоразбрасыватель МП-1.

Основные параметры автодорог: ширина проезжей части, общая ширина дорог, поперечный и продольный уклоны, пропускная и провозная способность дорог.

Ширина проезжей части автодороги определяется по формуле

$$B_{п} = n_{п}A + 2n_{н} + (n_{п} - 1)m, \quad (XV, 39)$$

где $n_{п}$ — число полос движения;

A — ширина автомобиля по задним колесам, м;

дорог, м

| Двухполосное движение при категории дорог | | | | Трехполосное движение | |
|---|----------------|----------------|----------------|-----------------------|----------------|
| II | | III | | В _п | В _з |
| В _п | В _з | В _п | В _з | | |
| 7—7,5 | 9—11 | 7—7,5 | 9—10 | 11,5 | 14—16 |
| 8,5—9 | 10—12,5 | 8—8,5 | 10—11,5 | 13,0 | 15—17 |
| 10—11 | 12—13 | 9,5—10 | 12—13 | 15,0 | 18—19 |
| 12—13 | 14—15 | 11—12 | 13—14 | 18,0 | 21—22 |

$n_{н}$ — ширина полосы наката (в зависимости от скорости движения $n_{н} = 0,4—1,0$ м), м;

m — зазор между встречными автомашинами ($m = 0,6—1,7$ м), м.

Данные о ширине проезжей части и общей ширине земляного полотна $B_{з}$ в зависимости от полос движения, типа машин и категории дорог приведены в табл. 54.

На кривых участках для безопасности движения проезжая часть дороги выполняется с уширением, размер которого при двухполосном движении достигает 2,0—2,5 м на длине не менее 30—20 м. Радиусы закруглений принимаются на постоянных дорогах не менее 30 м, на временных — 10—15 м, но при условии ограждения закругления земляным валом или каменной стеной высотой не менее 0,75—0,8 м.

Поперечный профиль автодороги обычно двухскатный с поперечными уклонами проезжей части в зависимости от типа покрытия от 1,5 до 4%. Поперечный уклон обочин на 2% больше и составляет 5—6%.

На закруглениях автодорог принимают односкатный профиль проезжей части с уклоном к центру кривой, выраж которой увеличивает устойчивость автомобиля против бокового скольжения и опрокидывания под действием центробежной силы. Уклон выража составляет при радиусах поворота более 60 м — 2%, от 50 до 60 м — 3%, от 40 до 50 м — 5%, менее 40 м и на серпантинах — 6%₀₀.

Продольный уклон постоянных дорог в зависимости от условий движения составляет 6—14%. Их продольный профиль определяется формой капитальных траншей, рельефом местности, размерами карьера и т. д. При проектировании профиля автодороги на затяжных подъемах для исключения перегрева двигателя автомашин необходимо через каждые 2—3 уступа или по длине через каждые 500—600 м предусматривать участки с уклоном не более 20%.

Пропускная способность карьерной автодороги — это максимально допустимая по условиям безопасности интенсивность движения

автомобилей, выражающаяся числом машин, проходящих в единицу времени через определенный пункт в одном направлении.

С учетом неравномерности движения машин пропускная способность определяется по формуле

$$N_{\text{п}} = \frac{1000 v n'_{\text{п}}}{S_{\text{в}}} k_{\text{нер}}, \quad (\text{XV}, 40)$$

где v — скорость движения, км/ч;

$n'_{\text{п}}$ — число полос движения в одном направлении;

$S_{\text{в}}$ — допускаемый интервал между машинами (в среднем он составляет 40–60 м), м;

$k_{\text{нер}}$ — коэффициент неравномерности.

Коэффициент неравномерности принимается в зависимости от числа машин на линии, т. е.

| | | | | | |
|--|----------|-------------|-------------|----------------|------|
| Число машин | 30 . . . | 30–60 . . . | 60–90 . . . | 100–200 . . . | 200 |
| Коэффициент $k_{\text{нер}}$ | 1 . . . | 0,75 . . . | 0,67 . . . | 0,6–0,58 . . . | 0,55 |

Провозная способность дороги измеряется весом груза, который можно перевезти по ней в единицу времени.

Провозная способность определяется по формуле

$$W = N_{\text{п}} Q, \text{ т/ч}, \quad (\text{XV}, 41)$$

где Q — грузоподъемность автосамосвала, т.

Фактическая пропускная способность дорог на карьерах колеблется от 200 до 300 машин в 1 ч, а провозная способность от 2000 до 8000 т/ч.

§ 9. Техничко-экономические показатели работы автотранспорта

Эффективность автотранспорта измеряют системой показателей, которые характеризуют его работу. Эффективность использования парка автомашин во времени характеризуется коэффициентами технической готовности и использования парка.

Коэффициент технической готовности — это отношение числа машино-смен нахождения подвижного состава в технически исправном состоянии $N_{\text{т}}$ к общему числу смен их пребывания в хозяйстве $N_{\text{о}}$, т. е.

$$k_{\text{т}} = \frac{N_{\text{т}}}{N_{\text{о}}}. \quad (\text{XV}, 42)$$

Коэффициент использования парка — это отношение числа рабочих машино-смен $N_{\text{р}}$ к общему количеству машино-смен $N_{\text{о}}$, т. е.

$$k_{\text{и}} = \frac{N_{\text{р}}}{N_{\text{о}}}. \quad (\text{XV}, 43)$$

Чем больше значение этого коэффициента, тем меньше необходимый парк машин. Увеличение может быть достигнуто повышением качества ремонтов, улучшением дорог и технического обслуживания машин.

Полнота загрузки кузова машин измеряется коэффициентом использования грузоподъемности

$$k_{\text{гр}} = \frac{Q_{\text{ф}}}{Q}, \quad (\text{XV}, 44)$$

где $Q_{\text{ф}}$ — вес груза, фактически находящегося в кузове.

Правилами эксплуатации допускается, что коэффициент использования грузоподъемности $k_{\text{гр}} \leq 1,03–1,05$.

Коэффициент использования пробега выражает уровень организации движения в карьере, т. е.

$$\beta = \frac{L_{\text{г}}}{L_{\text{г}} + L_{\text{п}} + L_{\text{о}}}, \quad (\text{XV}, 45)$$

где $L_{\text{г}}$ — пробег всех машин парка с грузом в год, км;

$L_{\text{п}}$ — то же, порожняка при работе в карьере, км;

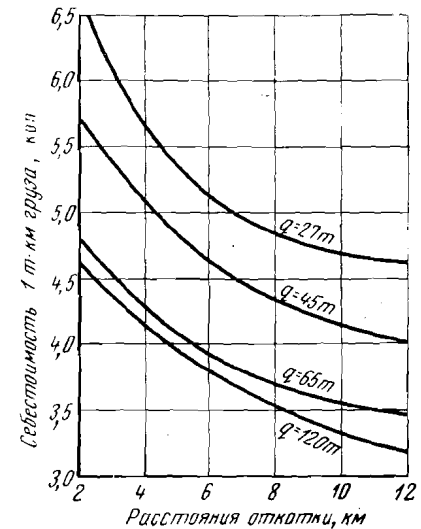


Рис. 155. Зависимость себестоимости 1 т·км от расстояния перевозок при разной грузоподъемности машин

Таблица 55

Техничко-экономические показатели работы автотранспорта на карьерах

| Показатели | Карьеры | | | | |
|--|--------------------|---------|-------|------------|--------------|
| | Златоуст-Беловский | Сорский | ЩОК | Учалинский | Николаевский |
| Среднесписочное число машин | 83 | 97 | 240 | 76 | 28 |
| Длина откатки, км | 2,42 | 2,5 | 2,26 | 1,87 | 1,4 |
| Коэффициенты: | | | | | |
| технической готовности | 0,58 | — | 0,75 | 0,62 | 0,65 |
| использования парка | 0,26 | 0,63 | 0,66 | 0,64 | 0,65 |
| использования грузоподъемности | — | 0,98 | — | 0,94 | 0,94 |
| использования пробега | 0,46 | 0,46 | 0,44 | 0,47 | 0,48 |
| Производительность на одну списочную машину в год: | | | | | |
| тыс. т | 130 | 131 | 122 | 188 | 249 |
| тыс. т·км | 315 | 327 | 275 | 327 | 321 |
| Себестоимость перевозки, коп: | | | | | |
| 1 т | 19,8 | 19,75 | 23,2 | 18,3 | — |
| 1 т·км | 8,2 | 7,88 | 10,25 | 9,8 | — |

L_0 — холостые пробеги машин от гаража до карьера и обратно в течение года, км.

Основными показателями экономичности работы автотранспорта являются: производительность машин, себестоимость перевозки 1 т горной массы и себестоимость 1 т·км перевозок. Последний показатель, несмотря на свою распространенность, не принимают в расчет при сравнении работы нескольких карьеров, так как себестоимость 1 т·км (при прочих одинаковых показателях) изменяется с расстоянием откатки.

На рис. 155 приведена зависимость 1 т·км от расстояния перевозок при разной грузоподъемности машин.

Основные технико-экономические показатели работы автотранспорта на карьерах СССР приведены в табл. 55.

Для сопоставления значения себестоимости 1 т·км при данном расстоянии транспортирования должны быть приведены к условной себестоимости 1 т·км в расчете на плечо откатки, равному 1 км. Кроме этого используются и другие показатели работы автотранспорта: расход ГСМ, среднетехническая скорость, суточный и годовой пробег одной машины и т. д.

ГЛАВА XVI

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ДОСТАВКИ ГОРНОЙ МАССЫ КОНВЕЙЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ

§ 1. Технологическая характеристика ленточных конвейеров и их параметры

Применяемые на открытых разработках конвейеры в зависимости от типа рабочего органа делят на ленточные, ленточно-канатные, ленточно-цепные и пластинчатые. В табл. 56 приведены характеристики этих конвейеров.

На открытых работах наибольшее распространение имеют ленточные конвейеры, которые несложны в изготовлении и эксплуатации, обладают большой производительностью. В зависимости от конструкции можно выделить ленточные конвейеры обычного исполнения, конвейеры с поддерживающими канатами, с цепной сеткой или с прижимной лентой. Основные составные части ленточного конвейера: лента, роликоопоры, привод, натяжное устройство и поддерживающие металлоконструкции. Ленточные конвейеры, применяемые на открытых горных работах, имеют обычно лотковое расположение рабочей части ленты, достигаемое наклоном крайних роликов конвейера. В ФРГ прошли опытные испытания конвейера с V-образным расположением ленты.

Конвейерная лента является одновременно тяговым и грузонесущим органом. От ее эксплуатационных свойств в значительной степени зависят производительность и эффективность работы кон-

Характеристика конвейеров

| Тип конвейера | Производительность конвейера, м ³ /ч | Скорость движения рабочего органа, м/сек | Допустимый угол подъема, град |
|-------------------|---|--|-------------------------------|
| Ленточный | До 8000—10 000 | До 6—8 | 17—18 (35) * |
| Ленточно-канатный | До 800—1000 | До 2—3 | 18 (35) * |
| Ленточно-цепной | До 2000—3000 | До 1—1,5 | До 40 (45—50) * |
| Пластинчатый | 2000—2500 | До 1—1,5 | До 50 |

* При специальной конструкции конвейерной ленты.

Продолжение табл. 56

| Тип конвейера | Длина состава, м | Допустимый радиус изгиба в горизонтальной плоскости, м | Вес 1 м конструкции, кг |
|-------------------|------------------|--|-------------------------|
| Ленточный | До 2000—3000 | Не допускается | 300—500 |
| Ленточно-канатный | До 3000—4000 | То же | 200—250 |
| Ленточно-цепной | Не ограничена | 60 | 500—600 |
| Пластинчатый | То же | 40 | 600—800 |

вейерных линий. Лента должна иметь длительный срок службы, быть прочной и эластичной, обладать высоким коэффициентом трения. Имеют распространение тканевые прорезиненные ленты, изготовленные из нескольких слоев хлопчатобумажной ткани бельтинг, соединенных между собой тонкими слоями резины способом вулканизации. Каркас ленты может состоять и из синтетических прокладок (капроновых, амидных, нейлоновых, силоновых и т. д.), стальных тросов, стальных сеток и т. д.

На карьерах применяют прорезиненные ленты шириной от 650 до 1800 мм с числом прокладок от 3 до 14. В последнее время создаются специальные конструкции лент шириной до 2000 мм и более. Сопротивление разрыву выпускаемых в Советском Союзе конвейерных лент составляет 350 кг/см на 1 см ширины прокладки. Для защиты от истирания и воздействия климатических факторов лента имеет специальное резиновое покрытие толщиной 5—6 мм. Создание высокопрочных конвейерных лент способствует широкому внедрению конвейерного транспорта.

При установлении допустимой рабочей нагрузки на ленту учитывают коэффициент неравномерности натяжения тросов (0,85) и 6—8-кратный запас прочности. Рабочая нагрузка резинотросовых лент достигает 200—250 кг/см на 1 см ширины ленты; в усиленных конструкциях эта величина может быть доведена до 400—450 кг/см.

Срок службы ленты, в значительной степени определяющий стоимость транспортирования груза, зависит от длины конвейера,

скорости движения ленты, свойств транспортируемого материала (абразивности, крупности, объемного веса, влажности), а также от вида погрузочного оборудования, способов загрузки и перегрузки материала, климатических и метеорологических факторов, условий содержания и обслуживания конвейерных установок. Срок службы конвейерной ленты до полного износа можно ориентировочно определить по эмпирической формуле ВНИИПТМАШа

$$T_0 = A(L + 50), \text{ ч}, \quad (\text{XVI}, 1)$$

где $A = \frac{50g}{v\gamma}$ — коэффициент, учитывающий место установки конвейера в транспортной схеме и вид транспортируемого груза;

g — система коэффициентов, учитывающих условия работы конвейера;

v — скорость движения конвейерной ленты, м/сек ;

γ — объемный вес транспортируемого груза, т/м^3 ;

L — длина конвейера, м .

Ориентировочный срок службы конвейерных лент на карьерах: тканевых 2—4 года, для тросовых 4—6 лет. Ленточные конвейеры по своему назначению и месту в технологических схемах систем разработки делят на забойные, служащие для транспортирования материала от экскаватора до сборочного или подъемного конвейера (забойные конвейеры передвигаются вслед за продвижением фронта работ); сборочные — полустационарного типа, служащие для доставки материала от нескольких забойных конвейеров до подъемного; подъемные — стационарные, служащие для подъема материала из карьера на поверхность; отвальные, применяемые для транспортирования и размещения вскрышных пород на отвалах.

В ленточно-канатных конвейерах в качестве тягового органа используют стальные канаты большого диаметра, а в качестве несущего — ленту облегченной конструкции, которая имеет небольшое число прокладок. Достоинство конвейеров этого типа: относительно низкая стоимость ленты и поддерживающих роликов, а также возможность передачи больших тяговых усилий, благодаря чему удается значительно увеличить длину конвейерного става (до 2000—2500 м). Недостаток заключается в громоздкости и сложности привода, ограниченной производительности, сложности соединения концов каната и изготовления лент.

Ленточно-цепные конвейеры имеют в основе конструкции тяговые цепи и конвейерные ленты. Наличие в конструкции конвейера цепного органа ограничивает скорость движения конвейерной ленты до 1,2—2,5 м/сек , а производительность конвейера до 600—700 т/ч .

Существенные преимущества ленточно-цепного конвейера — возможность транспортирования груза под большими углами наклона (до 40°), практически неограниченная длина става и малое сопротивление движению. Ленточно-цепные конвейеры можно использовать в качестве конвейерных подъемников для выдачи горной массы

из карьера на поверхность. Этот вид транспорта непрерывного действия является весьма перспективным, требующим дальнейшего совершенствования.

Пластинчатый конвейер имеет в качестве тягового органа одну или две тяговые цепи, а в качестве грузонесущего органа — пластинчатое полотно, поддерживаемое ходовыми роликами.

Пластинчатые конвейеры на открытых разработках используют в качестве питателей и перегружателей.

Конвейеры, допускающие установку со значительным углом наклона, могут найти широкое применение на карьерах. Так, их можно использовать в качестве конвейерных подъемников, устанавливаемых под углом до 45° непосредственно на наклонном борту глубокого карьера без производства горнокапитальных работ, что значительно экономит средства.

Конструкция конвейеров, способных преодолевать крутые углы наклона, основана на принципе прижимания материала покрывающей цепной или сетчатой лентой, препятствующей сползанию вниз транспортируемого груза.

На одном из карьеров ФРГ подобное устройство позволило поднимать груз на высоту 36 м при угле наклона 36°, скорости движения ленты 3,8 м/сек и обеспечить производительность до 1440 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Другого вида конвейеры для больших углов наклона снабжаются лентой с выступами на рабочей поверхности («риффы»). Подобные ленты пригодны только для подъема материалов небольшой крупности.

§ 2. Технологические схемы конвейерной доставки на карьерах

Ленточные конвейеры применяют в карьерах при различных транспортных схемах. Возможно применение схем с полной и частичной конвейеризацией. Схемы с полной конвейеризацией предусматривают доставку транспортируемого материала от забоя до места его разгрузки (отвал, склад, обогатительная фабрика). Схемы с полной конвейеризацией обеспечивают более высокую производительность горнотранспортного оборудования и условия автоматизации. При схемах с частичной конвейеризацией конвейерный транспорт используют только в качестве промежуточного или подъемного.

Выбор технологической схемы конвейерной доставки зависит от применяемой системы разработки и определяется горногеологическими условиями и производственной мощностью карьера. Конвейеризованными могут быть как вскрышные, так и добычные работы. Иногда конвейеры используют только для транспортирования вскрыши или полезного ископаемого.

Схемы работы забойных конвейеров могут быть с параллельным, веерным, веерно-тушиковым и комбинированным перемещением относительно фронта работ. При параллельном продвижении забойных конвейеров фронт развития горных работ может перемещаться

параллельно (рис. 156, а) или перпендикулярно (рис. 156, б) оси передаточного конвейера. В случае развития фронта работ параллельно оси передаточного конвейера между ним и забойным конвейером устанавливается перпендикулярно расположенный промежуточный конвейер, который наращивается обычно по ходу развития горных работ. При подвигании фронта работ перпендикулярно направлению передаточного конвейера материал на него доставляют непосредственно забойными конвейерами.

В схемах с веерным подвиганием забойных конвейеров последние непосредственно примыкают к передаточному. Разгрузочный конец забойного конвейера не перемещается; передаточный конвейер обычно имеет постоянную длину.

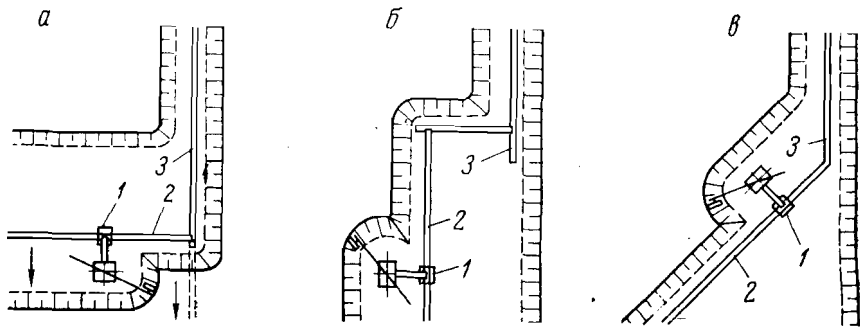


Рис. 156. Схемы расположения конвейеров при параллельном, перпендикулярном и веерно-тупиковом развитии добычных работ:

1 — загрузочное устройство; 2 — забойный конвейер; 3 — передаточный конвейер

При веерно-тупиковом (рис. 156, в) подвигании забойных конвейеров характерно то, что они кроме поворота по мере развития горных работ переносятся вперед; передаточный конвейер при этом соответственно удлиняется. Размеры обрабатываемого участка при постоянной длине передаточного конвейера определяются длиной и углом разворота забойного конвейера, а также рабочими параметрами экскаватора. В зависимости от назначения (для транспортирования вскрышных пород на внешние и внутренние отвалы, для перемещения полезного ископаемого) форма и размеры карьерного поля, а также схемы развития конвейерных линий могут быть различными.

Транспортирование вскрышных пород на внутренние отвалы с помощью конвейерного транспорта применяется при разработке горизонтальных и пологих пластов. При этом применяют забойные, передаточные и отвальные конвейеры. Вскрышные породы могут обрабатываться одним или несколькими уступами.

При обработке вскрыши одним уступом ее транспортирование осуществляется отдельной конвейерной линией, состоящей из забой-

ного, передаточного и отвального конвейеров. Для уменьшения числа передвижек забойного конвейера погрузка вскрышных пород может осуществляться через перегружатель. Порода с отвального конвейера поступает на приемную консоль отвалообразователя, отсыпавшего ее в отвал. Скорость движения ленты на отвалообразователе принимается большей, чем скорость ленты на конвейерной линии. Это позволяет уменьшить нагрузку на отвальную консоль (за счет уменьшения ширины ленты и количества транспортируемого на ней материала) и максимально удлинить консоль отвалообразователя.

При разработке вскрышных пород большой мощности несколькими уступами вскрыша перемещается на внутренние отвалы несколькими конвейерными линиями. Различают следующие схемы развития конвейерных линий.

1. Каждый уступ обслуживается отдельной линией, состоящей из забойного, передаточного и отвального конвейеров (рис. 157, а). Достоинства этой схемы: полная независимость работы транспортного оборудования на отдельных уступах; возможность применения однотипного оборудования; упрощение организации работы транспорта. Недостатки: большое число конвейерных линий и отвалообразователей; значительные расходы на передвижку забойных и отвальных конвейерных линий.

2. Для сокращения числа транспортных горизонтов уступы объединяют в группы (обычно по два). Так как уступы имеют общий транспортный горизонт, то их следует рассматривать как два подступа (рис. 157, б). Забойный конвейер устанавливается на рабочей площадке верхнего подступа. Экскаватор верхнего подступа производит погрузку породы на конвейер через загрузочное устройство. Вскрышные породы нижнего подступа грузятся на забойный конвейер. Аналогично обрабатываются и другие уступы. Достоинства схемы: уменьшение в 2 раза числа транспортного оборудования; сокращение расходов на передвижку конвейерных линий;

однотипность оборудования. Недостатки: жесткая связь между подвиганиями фронта работ верхнего и нижнего подступов; зави-

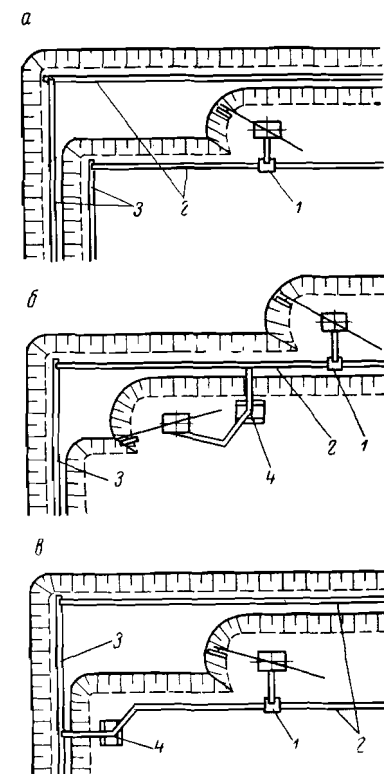


Рис. 157. Схемы транспортирования вскрыши:

1 — загрузочное устройство; 2 — забойный конвейер; 3 — передаточный конвейер; 4 — перегружатель

симость работы экскаваторов от работы конвейеров; необходимость четкой взаимосвязанной организации работ.

3. Каждый уступ обрабатывается с погрузкой породы на отдельные забойные конвейеры с последующей передачей вскрыши с двух забойных конвейеров на один передаточный (рис. 157, в). При данной схеме обеспечивается независимость работы верхнего и нижнего уступов и, кроме того, в 2 раза уменьшается число передаточных и отвальных конвейеров. Недостаток данной схемы заключается в разнотипности применяемого оборудования.

Для объединения в одну группу трех подступов могут применяться различные комбинации схем.

Транспортирование вскрышных пород на внешние отвалы. Конвейерный транспорт в этом случае применяется при разработке месторождений с разнообразными условиями залегания (как наклонных и крутых, так и горизонтальных залежей полезного ископаемого). Схемы развития конвейерных линий при транспортировании вскрышных пород на внешние отвалы аналогичны рассмотренным ранее. Эти схемы отличаются наличием подъемных и магистральных конвейеров. Во всех случаях передаточные конвейеры могут работать на отдельные или сборные подъемные конвейеры.

При транспортировании угля и других полезных ископаемых схемы развития конвейерных линий подобны схеме, применяющейся на вскрышных работах с внешним отвалообразованием. При этом в комплексе работают забойный, передаточный, подъемный и магистральный конвейеры. Для создания нормальных условий эксплуатации конвейера в карьерах применяют конвейерные перегружатели, загрузочные, перегрузочные и разгрузочные устройства, относящиеся к вспомогательным.

Для уменьшения числа передвижек забойного и отвального конвейеров, а также для сокращения числа транспортных горизонтов (при разработке уступа двумя подступами и наличии одного забойного конвейера) применяют перегружатели. Они передают транспортируемый материал от экскаватора к загрузочному устройству забойного конвейера или от разгрузочного устройства отвального конвейера к отвалообразователю. Перегружатели позволяют экскаватору обрабатывать уступ двумя-тремя заходками без передвижки забойного конвейера, что особенно ценно и экономично при неблагоприятных условиях передвижки конвейеров. При использовании перегружателей на отвалах также можно произвести несколько отвальных отсыпок без передвижки конвейера.

Ленточный конвейерный перегружатель представляет собой полноповоротный агрегат с двумя консольными конвейерами, оборудованный гусеничным ходом. Приемная и разгрузочная консоли могут поворачиваться в вертикальной плоскости. Одна из консолей поворачивается на угол 60° в горизонтальной плоскости (от среднего положения). Транспортируемый материал поступает на приемную консоль перегружателя, далее грузится на разгрузочный конвейер, с которого попадает на забойный конвейер.

§ 3. Техничко-экономическая оценка работы конвейерного транспорта

Конвейерная установка состоит из следующих основных элементов: *приводной и концевой станции*: приводное, натяжное и головное устройство, фундаменты, трансформаторная подстанция, пускорегулирующая аппаратура и система отклоняющих роликов; *средней части*: лента, роликоопоры, металлоконструкции, шпалы и линии электропередач и связи, а также линейные опоры; *здания перегрузочного узла*: само здание и ремонтное оборудование; *защитного устройства*: навес, кожух и галерея; *эстакады*: пролетные строения и опоры.

Основными экономическими показателями работы карьерного конвейерного транспорта считают капитальные затраты на приобретение оборудования, стоимость транспортирования вскрышных пород в отвал и полезного ископаемого до пункта его перегрузки или непосредственно на фабрику, а также трудоемкость транспорта.

Общие капитальные затраты по конвейерному транспорту определяют по формуле

$$K_{\text{кл}} = S_{\text{ст}}n + S_{\text{ср. ч}}L + S_{\text{пер. у}}n + S_{\text{защ. у}}L, \text{ тыс. руб. (XVI,2)}$$

где $S_{\text{ст}}$ — затраты на одну приводную и концевую станцию, тыс. руб.;

$S_{\text{ср. ч}}$ — стоимость 1 км средней части конвейера, тыс. руб.;

$S_{\text{пер. у}}$ — стоимость одного здания перегрузочного узла, тыс. руб.;

$S_{\text{защ. у}}$ — стоимость 1 км защитных устройств, тыс. руб.;

L — длина транспортирования горной массы конвейерами, км;

n — число ставов конвейеров по длине транспортирования,

$$n = \frac{L}{l_0};$$

l_0 — длина одного става конвейера (в км) в зависимости от производительности, ширины ленты и вида транспортируемого груза; принимается по данным технических характеристик конвейеров.

При изменении скорости движения ленты, а следовательно, и его производительности изменяются и капитальные затраты. Эти изменения учитываются поправочным коэффициентом $k_{\text{попр}}$, величина которого для ленточных и канатно-ленточных конвейеров приведена в табл. 57 и 58.

Стоимость транспорта относят к единице веса (m) для перемещаемого полезного ископаемого и к единице объема (m^3) для вскрышных пород. В обоих случаях она складывается из следующих элементов: отчислений на амортизацию электромеханического оборудования (включая ленту) и сооружений транспорта; стоимости электроэнергии, израсходованной по счетчику за установленную мощность двигателей; заработной платы обслуживающего персонала и

Таблица 57

Значение поправочного коэффициента

| Ширина ленты, мм | Величина поправочного коэффициента $k_{\text{попр}}$ при скорости движения ленты, м/сек | | | | | |
|---|---|------|------|------|------|------|
| | 1,6 | 2,0 | 2,5 | 3,15 | 4,0 | 5,0 |
| Ленточные конвейеры с резинолентой: | | | | | | |
| 800—1200 | 0,920 | 0,96 | 1,00 | 1,10 | 1,15 | — |
| 1400—2000 | 0,857 | 0,90 | 0,96 | 1,00 | 1,13 | 1,25 |
| Ленточные конвейеры с синтетической лентой: | | | | | | |
| 800—1000 | 0,88 | 0,91 | 0,95 | 1,00 | 1,06 | — |
| 1200—1400 | 0,86 | 0,88 | 0,91 | 0,95 | 1,00 | 1,06 |
| 1600—2000 | 0,88 | 0,90 | 0,92 | 0,96 | 1,00 | 1,05 |

Таблица 58

Значение поправочного коэффициента

| Ширина ленты канатно-ленточного конвейера, мм | Величина поправочного коэффициента $k_{\text{попр}}$ при скорости движения ленты, м/сек | | | |
|---|---|------|------|-----|
| | 1,0 | 1,5 | 2,1 | 2,5 |
| 800 | 0,86 | 0,92 | 0,93 | 1,0 |
| 1000 | 0,88 | 0,93 | 0,94 | 1,0 |
| 1200 | 0,91 | 0,93 | 0,97 | 1,0 |

начислений на нее; стоимости материалов, к которым относят смазочные и обтирочные материалы, запасные части к оборудованию, малоценный и быстроизнашивающийся инвентарь, не учитываемый в капитальных затратах.

Отчисления на амортизацию S_a оборудования определяют на основании «Норм амортизационных отчислений по основным фондам, применяемым в горной промышленности», введенных с 1 января 1963 г. Так, для ленточных конвейеров норма амортизационных отчислений (металл и лента) принимается в размере 20% (16% — на полное восстановление, 4% — на капитальный ремонт); эстакады, фундаменты, насыпи — 2,5%.

Стоимость электроэнергии $S_{\text{эл.г}}$ определяется из расхода энергии в 1 ч:

$$W'_{\text{эл}} = \frac{N}{\eta_1 \eta_2}, \text{ кат} \cdot \text{ч}, \quad (\text{XVI},3)$$

где N — мощность одного приемника, кат;

η_1 — к. п. д. двигателя;

η_2 — к. п. д. сети и трансформатора.

При числе часов работы электроприемника в год T и числе работающих приемников n годовой расход электроэнергии определяется по формуле

$$W_{\text{эл.г}} = \sum_{i=1}^{i=n} W_{\text{эл}} T, \text{ кат} \cdot \text{ч} \quad (\text{XVI},4)$$

где a — стоимость 1 кат·ч потребляемой энергии, руб.

При принятой нормальной величине $\cos \varphi$ общая стоимость электроэнергии за год (израсходованной по счетчику и за установленную мощность двигателей) составит

$$S_{\text{эл.г}} = W_{\text{эл.г}} a + N_{\text{т}} b, \text{ руб.}, \quad (\text{XVI},5)$$

где $N_{\text{т}}$ — установленная мощность трансформаторов, ква;

b — тариф за установленную мощность в год, руб.

Количество обслуживающего персонала зависит в основном от длины конвейерной линии и числа ставов по этой длине. Годовой фонд заработной платы $S_{\text{зп}}$ обслуживающего персонала определяется количеством персонала и его квалификацией. При дневной тарифной ставке i -ой категории по заработной плате $S_{\text{з.т}}$ (руб.), количестве человеко-смен работы в год на данную категорию $z_{\text{к}}$, числе категорий $n_{\text{к}}$ и проценте начислений $k_{\text{н}}$ годовой фонд заработной платы составит

$$S_{\text{зп}} = \sum_{i=1}^{i=n_{\text{к}}} S_{\text{з.т}} z_{\text{к}} (1 + k_{\text{н}}), \text{ руб.} \quad (\text{XVI},6)$$

Стоимость материалов $S_{\text{м}}$ складывается из стоимости непосредственно материалов, принимаемой в размере 10—15% стоимости электроэнергии, и стоимости малоценного и быстроизнашивающегося инвентаря (50 руб. на одного списочного рабочего). Общая стоимость транспорта при производительности конвейера Q (т/год или м³/год) и длине транспортирования L (км) составит:

$$S_{\text{т}} = \frac{S_a + S_{\text{эл.г}} + S_{\text{зп}} + S_{\text{м}}}{Q}, \text{ руб/т (руб/м}^3\text{)}; \quad (\text{XVI},7)$$

$$S_{\text{т. км}} = \frac{S_a + S_{\text{эл.г}} + S_{\text{зп}} + S_{\text{м}}}{QL}, \text{ руб/т} \cdot \text{км (руб/м}^3 \cdot \text{км)}. \quad (\text{XVI},8)$$

При сравнении по стоимости конвейерного и других видов транспорта основным показателем является стоимость транспортирования 1 т (1 м³) горной массы, так как разные виды транспорта характеризуются различной длиной транспортирования. При сравнении нескольких вариантов транспортирования горной массы необходимо учитывать удельные приведенные затраты, т. е.

$$S = \frac{S_{\text{эк}} + EK}{Q_{\text{год}}}, \quad (\text{XVI},9)$$

где $\mathcal{E}_{\text{эк}}$ — годовые эксплуатационные затраты по транспорту, руб.;
 E — нормативный коэффициент эффективности капитальных затрат;

K — капитальные затраты на приобретение оборудования, руб.;

$Q_{\text{год}}$ — годовая производительность оборудования, m (m^3).

Показатель производительности труда, если $Q_{\text{сут}}$ — суточная производительность транспортной установки и i — количество потребных в сутки человеко-смен, определяется по выражению

$$Q_{\text{тр}} = \frac{Q_{\text{сут}}}{i}, \text{ м}^3/\text{чел-смену} \quad (\text{XVI},10)$$

Величина, обратная производительности труда — трудоемкость транспорта, отнесенная к 1000 m или 1000 m^3 , определяется по формуле

$$T_{\text{к.т}} = \frac{1000 i}{Q_{\text{сут}}}, \text{ чел}/1000 \text{ м} \quad (\text{чел}/1000 \text{ м}^3). \quad (\text{XVI},11)$$

ПромтрансНИИпроектом разработан проект конвейерной линии длиной 25 км для подачи руды из Подороженского карьера на Раздольском горнохимическом комбинате непосредственно на дробильно-обогательную фабрику. Производственная мощность карьера равна 4,43 млн. m , крупность транспортируемой горной массы составляет 250 мм. Ширина ленты конвейера 1200 мм, скорость ее движения 2,5 м/сек, производительность конвейера 1300 $m/ч$.

Технико-экономические показатели запроектированной конвейерной установки

| | |
|---|------|
| Численность обслуживающего персонала (явочный состав) | 55 |
| Капиталовложения, тыс. руб. | 8864 |
| Годовые эксплуатационные расходы, тыс. руб. | 554 |
| Производительность труда одного рабочего, $m/смену$ | 277 |
| Стоимость транспортирования 1 m руды, коп. | 12,2 |

ГЛАВА XVII

ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ДОСТАВКИ ГОРНОЙ МАССЫ КОМБИНИРОВАННЫМ ТРАНСПОРТОМ

§ 1. Схемы комбинированного транспорта

Преимущества и недостатки рассмотренных выше видов транспорта предопределяют применение каждого из них в соответствующих условиях. Стремление в наибольшей степени использовать преимущества отдельных видов транспорта на наиболее характерных для них участках транспортирования привело к созданию и использованию в практике открытой разработки комбинированного транспорта.

При комбинированном транспорте горная масса от забоя к приемным пунктам на поверхности доставляется последовательно с применением нескольких (два и более) видов транспорта. При комбини-

рованном транспорте необходима перегрузка полезного ископаемого или породы в процессе транспортирования из одного вида транспорта в другой.

Под *схемой комбинированного транспорта* понимается установление наиболее рациональных видов транспорта на отдельных участках пути транспортирования. Участки пути транспортирования ограничивают пунктами загрузки и разгрузки транспортных средств. При составлении схемы комбинированного транспорта к характерным участкам пути, по которым доставка осуществляется самостоятельными видами транспорта, предъявляются определенные требования. При выборе транспорта на внутрикарьерном участке транспортные средства должны: быть мобильными и маневренными; иметь относительно небольшие радиусы закругления; быть нежестко привязаны к транспортным коммуникациям; обеспечивать наибольшую производительность забойных экскаваторов; обеспечивать простоту и экономичность устройства временных забойных дорог, а также минимальные потери времени на перегрузочных пунктах.

При выборе наиболее эффективного вида транспорта на участке подъема (спуска) по борту необходимо, чтобы: вид транспорта обеспечивал наибольшую пропускную способность транспортных коммуникаций; подъем груза осуществлялся по наикратчайшему расстоянию; обеспечивалось устройство и перемещение перегрузочных пунктов.

При доставке горной массы по поверхности характерны стационарность и легкий профиль путей, а также их значительная протяженность. При перемещении вскрышных пород на отвалы следует учитывать нестационарность транспортных коммуникаций и экономичность процесса отвалообразования, зависящего от вида транспорта. Правильно построенная схема комбинированного транспорта для конкретных условий должна в максимальной степени учитывать все эти факторы.

§ 2. Особенности и основные виды комбинированного транспорта

В отличие от железнодорожного, автомобильного и конвейерного видов транспорта, комбинированный транспорт характеризуется рядом специфических особенностей:

последовательная работа нескольких видов транспорта (обычно двух или трех) при перемещении горной массы от забоя до приемных пунктов на поверхности;

наличие процесса перегрузки полезного ископаемого или вскрыши при перемещении их от забоя до приемных пунктов на поверхности, а следовательно, и наличие приемно-перегрузочных устройств, что определяет прерывность процесса транспортирования груза между начальными и конечными пунктами;

жесткая взаимозависимость при работе сопряженных видов транспорта.

Таким образом, отличительная черта комбинированного транспорта заключается в прерывности потока перемещаемого груза

в местах перегрузки из одного вида транспорта в другой. Горная масса перегружается на специальных приемно-перегрузочных площадках, которые в зависимости от конкретных условий и вида транспорта могут представлять собой довольно сложные инженерные сооружения.

На основании практики отечественных и зарубежных карьеров можно выделить следующие основные виды комбинированного транспорта: железнодорожный транспорт в сочетании с автомобильным; автомобильный транспорт в сочетании с наклонными скиповыми подъемниками; конвейерный транспорт в сочетании с автомобильным. Так, при разработке месторождений открытым способом в гористых местностях используют автотранспорт с перемещением полезного ископаемого по рудоспускам с последующей доставкой до обогатительной фабрики по подвесным канатным дорогам.

На отдельных карьерах груз перемещают по борту карьера посредством вертикальных одно- и многоканатных скиповых и клетевых подъемов и автомобильными подъемниками. Применение этих схем в отдельных случаях является экономически целесообразным. Следует отметить, что при комбинированном транспорте постоянной составной частью является автотранспорт, который обычно применяют на внутрикарьерном участке транспортирования. Все виды комбинированного транспорта отличаются способом подъема горной массы по борту карьера и доставкой ее на поверхностном участке.

§ 3. Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт

Автомобильный транспорт в сочетании с железнодорожным целесообразно применять при больших расстояниях транспортирования по поверхности, когда перегрузочный пункт расположен на поверхности у борта карьера, при отработке глубоких горизонтов и доработке карьерного поля, когда перегрузочный пункт находится в карьере, а также при проходке траншей. В последнем случае перегрузочный пункт находится на нижнем рабочем горизонте. В зависимости от места расположения перегрузочного пункта и удельного веса расстояния доставки автотранспортом можно выделить три основные схемы автомобильно-железнодорожного транспорта:

1) автотранспортом осуществляется доставка горной массы по внутрикарьерному участку и по борту карьера; транспортирование от перегрузочного пункта, расположенного у борта карьера, по поверхности производится локомотивосоставами;

2) автотранспорт применяют для доставки горной массы на внутрикарьерном участке и частично для подъема по борту карьера; дальнейшая доставка от перегрузочного пункта, расположенного на борту карьера, до поверхности и на поверхностном участке до конечных приемных пунктов осуществляется железнодорожным транспортом;

3) автотранспорт применяют при проходке траншей и им осуществляют доставку горной массы от забоя до перегрузочного пункта, расположенного на вышележащем горизонте; после перегрузки дальнейшее транспортирование осуществляется локомотивосоставами.

Первую схему рационально применять при больших расстояниях транспортирования по поверхности и при относительно неглубоких карьерах. По мере увеличения глубины разработки для сокращения расстояния доставки автомобильным транспортом перегрузочный (вторая схема) пункт следует переносить на борт карьера, удлиняя соответственно железнодорожные коммуникации. Последовательно перемещая перегрузочный пункт после отработки вышележащих горизонтов, можно добиться небольших и стабильных в течение всего срока существования карьера расстояний откатки для автомашин и, следовательно, уменьшить их потребное число при наибольшей производительности.

Третья схема предусматривает применение автомашин в комбинации с локомотивосоставами только для специальных целей — проходки траншей на карьерах, где применяется железнодорожный транспорт. При проходке траншей с использованием автотранспорта производительность экскаватора и темпы проходки в 1,5—2 раза выше, чем при железнодорожном транспорте. Применением автомобильно-железнодорожного транспорта в этом случае достигается форсированная подготовка новых горизонтов.

Достоинства автомобильно-железнодорожного транспорта по сравнению с применяемым отдельно автомобильным или железнодорожным видами транспорта заключаются: в сокращении расстояния транспортирования автотранспортом, что приводит к снижению парка автомашин и увеличению их производительности; в улучшении условий эксплуатации локомотивосоставов, так как их движение осуществляется по стационарным железнодорожным путям, практически при полном отсутствии передвижных путей; в отсутствии путе-передвижных работ на карьере; в повышении производительности забойных экскаваторов в связи с их работой в комплексе автотранспортом; в возможности осуществления наиболее рационального порядка развития горных работ в карьере, а также раздельной выемки полезного ископаемого.

Недостатки: наличие процесса перегрузки и перегрузочных пунктов.

Эти преимущества обусловили широкое применение автомобильно-железнодорожного транспорта при открытой разработке (на карьерах ЦГОКа, СеВГОКа, НКГОКа в Криворожском бассейне, на доставке марганцевых руд в Никопольмарганцевом бассейне, на Сибайском меднорудном и других карьерах Урала, на карьерах комбината Ураласбест, на Карагайлинском карьере и т. д.).

Пример. Автомобильно-железнодорожный транспорт широко применяют на карьере ЦГОКа. Проектная годовая производственная мощность карьера по руде составляет 18 млн. т, по горной массе — 43 млн. т. Параметры карьер-

ерного поля (в проектных границах): длина 4000 м; ширина 800 м, глубина 230 м.

Верхние уступы по мягким породам обрабатываются одноковшовыми экскаваторами с погрузкой горной массы в тепловозосоставы. Наносы транспортируют в отвалы, расположенные в 7—10 км от карьера. Крепкие вскрышные породы автосамосвалами транспортируют в отвалы без перегрузки. На рис. 158 показана схема карьера, отвалов и обогатительной фабрики ЦГОКа.

Руду транспортируют в автосамосвалах грузоподъемностью 25—40 т до перегрузочного пункта № 1, расположенного в южной части карьера на отметке коренных пород +65 м. После перегрузки в тепловозосоставы полезной емкостью 720 т ее доставляют на обогатительную фабрику. Запроектированы

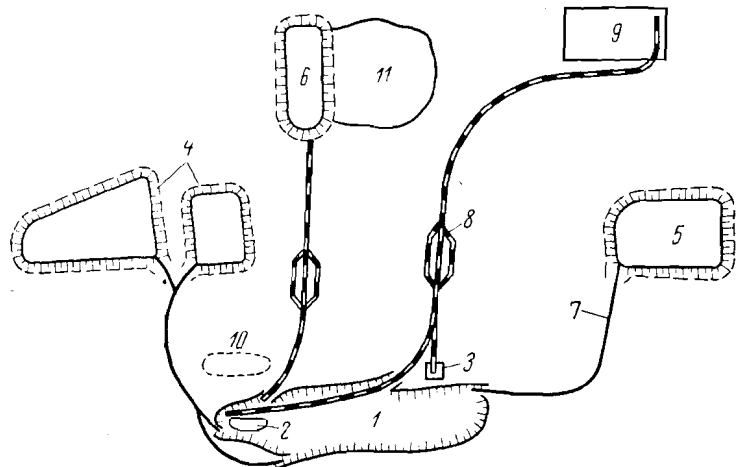


Рис. 158. Схема карьера, отвалов и обогатительной фабрики ЦГОКа:

1 — карьер; 2, 3 — перегрузочные станции № 1 и 2; 4, 5 — бульдозерные отвалы; 6 — железнодорожные отвалы; 7 — автодороги; 8 — железнодорожные пути; 9 — обогатительная фабрика; 10 — перегрузочная станция № 1 после 10—15 лет эксплуатации карьера; 11 — шламохранилище

два перегрузочных пункта: для южной части карьера — № 1 и для северной — № 2. После 12—15 лет работы перегрузочный пункт № 1 будет перенесен на поверхность.

Расстояние транспортирования руды от перегрузочных пунктов до фабрики составляет 10—11 км.

В общем виде экономичность применения железнодорожного транспорта в комбинации с автомобильным по сравнению с рельсовым соблюдается при условии, что

$$Z_a^{ЭК} + Z_a^{ТР} + Z_{Ж}^{ТР'} + Z_{пер} \leq Z_{Ж}^{ЭК} + Z_{Ж}^{ТР}, \quad (XVII,1)$$

где $Z_a^{ЭК}$ — стоимость экскавации 1 м³ горной массы при погрузке в автотранспорт;

$Z_a^{ТР}$ — стоимость транспортирования 1 м³ горной массы автомашинами до перегрузочного пункта;

$Z_{Ж}^{ТР'}$ — стоимость транспортирования железнодорожным транспортом от перегрузочного пункта до фабрики или отвалов;

$Z_{пер}$ — стоимость перегрузки 1 м³ горной массы;

$Z_{Ж}^{ЭК}$ — стоимость экскавации 1 м³ при погрузке в думпкары;

$Z_{Ж}^{ТР}$ — стоимость транспортирования 1 м³ при железнодорожном транспорте от забоя до пункта разгрузки на поверхности.

§ 4. Комбинированный транспорт с наклонными скиповыми подъемниками

Комбинированный транспорт с наклонными скиповыми подъемниками — один из эффективных и перспективных видов транспорта для глубоких карьеров. В Советском Союзе первая такая установка должна быть построена на Сибайском карьере.

Комбинированный транспорт со скиповыми подъемниками обычно состоит из трех звеньев: транспорта, доставляющего горную массу от забоев до внутрикарьерного перегрузочного пункта; наклонной установки, поднимающей горную массу по борту карьера; поверхностного транспорта, осуществляющего перевозку породы и полезного ископаемого от верхних приемных бункеров до отвалов и обогатительных фабрик. На некоторых карьерах (например, на асбестовом карьере «Джеффри Майн» в Канаде) фабрики располагают в непосредственной близости от контура карьера, что позволяет исключить транспортирование руды на поверхности, совместив верхний перегрузочный комплекс подъемника с отделением крупного дробления фабрики.

На рабочих горизонтах, где расстояния откатки не превышают 0,6—1,0 км, наиболее целесообразно использование автотранспорта.

В практике известен единственный случай применения железнодорожного транспорта в сочетании со скиповым подъемом.

Вид транспорта на поверхности определяется в основном расстоянием перемещения грузов. При больших расстояниях откатки до отвалов и фабрик применяют железнодорожный транспорт, при малых — автомобильный или троллейвозный. Если подъемник предназначается только для выдачи руды, то при расстояниях откатки до 2,5—3 км можно применять конвейерный транспорт, для чего дробилку крупного дробления фабрики выносят на борт карьера и руду из скипов выгружают непосредственно в бункер дробилки. С помощью комбинированного транспорта может перевозиться одновременно и полезное ископаемое, и порода. При небольшой производительности мощности карьера вся горная масса выдается одним подъемником, а при значительной — несколькими, которые могут быть специализированы на подъеме одного вида горной массы (например, только руды или только породы), либо быть смешанными, т. е. рудо-породными.

Конструкция подъемников. Основными конструктивными узлами скипового наклонного подъемника (рис. 159) являются нижний перегрузочный пункт 1, скипы 2, канат 3, рельсовый путь 4, уложенный на подошву крутой траншеи, верхний перегрузочный пункт 5 с бункерами, механизмами разгрузки скипов и погрузки средств

поверхностного транспорта, кофер *б* с головными блоками *7*, подъемная машина *8* и электропривод *9*.

Схема подъема (рис. 160) определяется прочностью канатов и нагрузочными характеристиками подъемных машин, а также требуемой производительностью подъема.

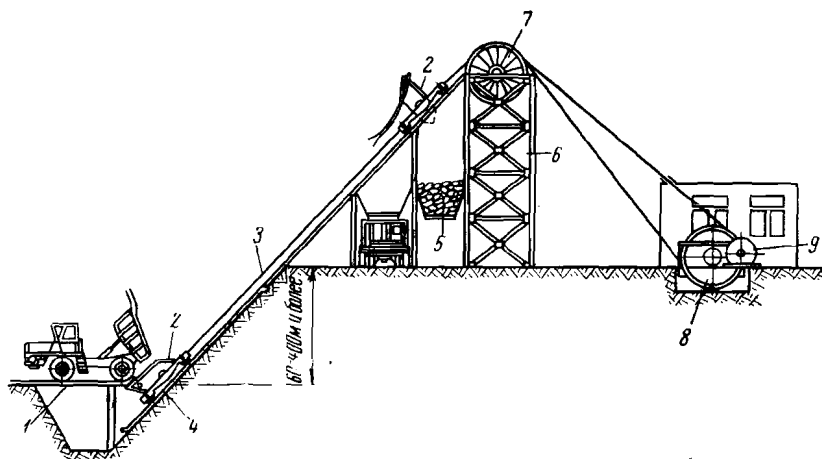


Рис. 159. Схема подъемника

Наиболее производительна двухскиповая (двухдействующая) схема подъема. Однодействующая установка, в которой один скип заменен для уравновешивания противовесом, при равных с двухскиповой схемой параметрах, имеет в 2 раза меньшую производи-

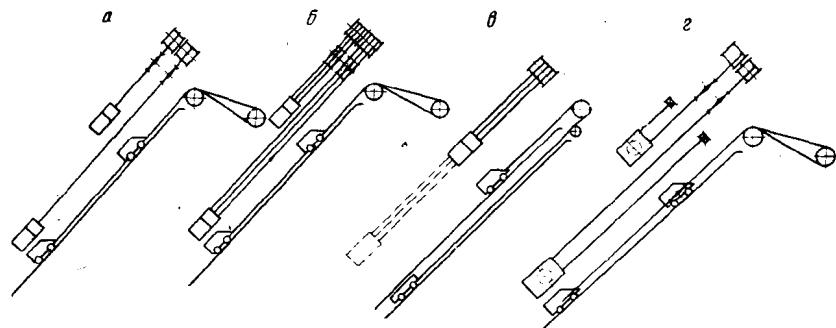


Рис. 160. Схемы подъема

тельность при тех же капитальных затратах на сооружение подъемника и в 1,5—1,6 раза большую стоимость подъема 1 т горной массы.

Односкиповые подъемники целесообразны при скипах грузоподъемностью более 100—120 т. При грузоподъемности скипов до 40 т и углах подъема до 45° скипы подвешиваются на одном канате

(рис. 160, а). При большей грузоподъемности необходима многоканатная схема подвески скипов, которая разделяется на простую (рис. 160, б, в) и блоковую (рис. 160, г).

В качестве подъемных машин при одноканатной и блоковой многоканатной схемах применяются двухбарабанные цилиндрические машины с диаметром барабанов до 6 м. При многоканатном бобинном подъеме (рис. 160, б) используются цилиндрические машины с разрезными барабанами, а при многоканатном односкиповом (рис. 160, в) — машины со шкивами трения.

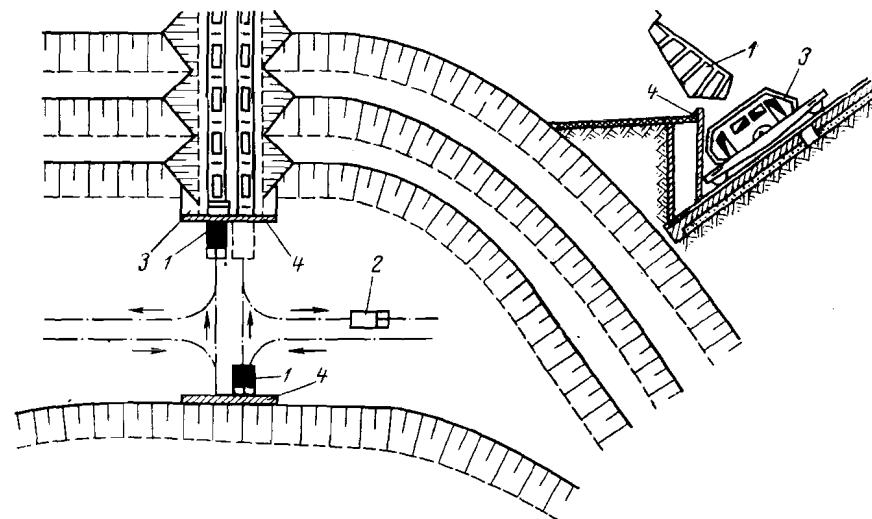


Рис. 161. Схема перегрузочного узла с непосредственной перегрузкой породы: 1 — груженная машина; 2 — порожняя машина; 3 — скип; 4 — предохранительный буфер

Почти все действующие карьерные подъемники выполнены по простой системе подъема — двухскиповой одноканатной. Исключение — породный подъемник на карьере «Джеффри Майн» (Канада), изготовленный по схеме скип — противовес.

Внутрикарьерный перегрузочный пункт в простейшем случае устраивается на берме в виде маневровых площадок. Автосамосвалы разгружают горную массу непосредственно в скипы (рис. 161). Такое перегрузочное устройство, примененное на карьере «Южный Эню» (США), не нашло распространения из-за следующих недостатков: зависимости работы подъема от работы автосамосвалов и длительности загрузки скипа, равной 30—50 сек; невозможности удлинения крутой траншеи без остановки подъемника; значительных ударных нагрузок на скип во время погрузки горной массы; необходимости оставления берм шириной 25—45 м, что в глубоких карьерах почти всегда исключается.

Рациональна эстакадно-бункерная перегрузка из автомашин в скипы. Через крутую траншею перебрасывается разборный желез-

бетонный или металлический путепровод, предназначенный для проезда автомашин, а под его проезжей частью над скиповыми рельсовыми путями устанавливают два бункера-дозатора, по одному на каждый скип. Емкость бункеров равна емкости скипов и автомашин. Устройство накопительных бункеров объемом в несколько раз большим, чем емкость скипа, хотя он и создает полную независимость в работе подъема и автотранспорта, нецелесообразно, так как перегрузочный узел становится громоздким, требует дозирующих погрузочных механизмов и плохо работает в зимнее время из-за смерзаемости породы.

Для проезда машин над бункерами последние перекрываются раздвижными или откидывающимися панелями. Разгрузочные операции автоматизируются. Время погрузки скипа 7—25 сек. Для размещения перегрузочного узла достаточно берма шириной 6—12 м. Верхний перегрузочный пункт в виде бункеров выполняет функции: приема горной массы из скипов, хранения, распределения по сортам и погрузки в средства поверхностного транспорта, а при конвейерном транспорте и дробления.

Емкость бункерного хозяйства рассчитывается из условия создания независимости работы подъема от подачи поверхностного подвижного состава и колеблется от 0,05 до 0,4-часовой производительности подъемника, составляя на действующих установках 400—1000 т.

Бункера обычно состоят из нескольких секций (2—4), каждая из которых предназначена для хранения породы или руды одного сорта. При разгрузке скипов горную массу направляют в соответствующую ячейку с помощью гидрошиберов и пластинчатых питателей. Погрузку автомашин и думпкаров производят вибрационными или пластинчатыми питателями. Скорость погрузки 60—80 т/мин.

Скиповые рельсовые пути укладывают на деревянные или железобетонные длинномерные шпалы, а также на специальные железобетонные решетки. Для выравнивания подошвы траншей путь балластируется щебнем слоем 20—30 см. Для предохранения шпальных решеток пути от сползания слой балласта пропитывают вяжущим веществом, а шпалы закрепляют на почве стрелками. Железобетонные решетки удерживаются на месте благодаря упорам — выступам, цементируемым в почве.

Колея путей в соответствии с размерами скипов и условиями их безопасного движения составляет 3000—3600 мм.

Для исключения трения каната о почву и шпалы вдоль оси пути с интервалом 6—10 м устанавливают цилиндрические ролики диаметром 200—400 мм.

Электропривод подъемных машин обычно постоянного тока, быстроходный, чаще всего многодвигательный, по схеме Г-Д или УРВ-Д. Мощность двигателей до 4000 квт.

Параметры и производительность подъемников. Основные параметры подъемников: грузоподъемность скипов, скорость их движения и угол наклона путей.

Крутую траншею со скиповыми путями прокладывают по нерабочему или временно законсервированному борту карьера (если разработку карьера ведут очередями) под углами погашения бортов. В соответствии с конструкцией борта профиль путей может быть прямолинейным, вогнутым или выпуклым. Вогнутый профиль путей встречается редко (например, рудный подъемник карьера «Джеффри»), так как углы откосов борта в верхней зоне почти всегда положе, чем в нижней. Типичны прямолинейный и выпуклый профили путей.

Недостатком выпуклого профиля является увеличение мощности привода на 4,8—7% на каждые 5° перегиба и увеличение на 1,3—1,5% расхода электроэнергии на подъем вследствие неуравновешенности «мертвых» весов скипов. Однако эти недостатки компенсируются сокращением объема вскрыши в контурах карьера при отстройке его бортов по выпуклому профилю. Такая конструкция борта трассы с переменным углом наклона наиболее рациональна и технически осуществима.

Разнонаклонные участки пути подъемника при ломаном профиле сопрягаются кривой радиусом 180—200 м, а на переломе для снижения износа каната устанавливают роликовые батареи. Расстояние между роликами 0,8—2 м. Грузоподъемность скипов принимают в соответствии с грузоподъемностью автомашин, работающих на уступах, производительностью и глубиной карьера. Целесообразно, чтобы грузоподъемности машин и скипов были равны. Если грузоподъемность скипов меньше емкости машины ($q_{ск} \leq nq_a$), то резко уменьшается производительность подъемника из-за увеличения времени погрузки скипа. Если $q_a = nq_{ск}$, то усложняется внутривыемный перегрузочный узел за счет бункеров и дозирующих механизмов.

Экономическая эффективность подъемника возрастает с увеличением грузоподъемности скипов. Чем выше грузоподъемность, тем ниже себестоимость подъема 1 т горной массы и меньше удельные капитальные затраты на сооружение установки, отнесенные к единице ее производительности. В табл. 59 приведены себестоимость подъема и удельные капитальные затраты (ориентировочные) на сооружение подъемника.

С ростом грузоподъемности скипов снижаются затраты на перевозку горной массы в карьере, так как с увеличением емкости скипов должна быть повышена и грузоподъемность обслуживающих их автомашин, а стоимость транспортирования ими ниже, чем машинами малой грузоподъемности.

Однако снижение издержек на транспорт с увеличением мощности подъемника имеет место при полном использовании его производственных возможностей. Если производительность подъемника выше объема работ в карьере, то установка простаивает и затраты на подъем возрастают.

В табл. 60 приведены рекомендуемые оптимальные грузоподъемности скипов в зависимости от производительности карьера и его глубины.

Таблица 59

Удельные капитальные затраты на сооружение подъемника
и себестоимость подъема

| Глубина карье- ра, м | Грузоподъемность скипов, т | | | |
|--|----------------------------|---------|---------|---------|
| | 27 | 40 | 65 | 100 |
| Удельные капитальные затраты на 1 т производительности, коп. | | | | |
| 100 | 11—13 | 8—10 | 6,5—8 | 5—7 |
| 200 | 14,5—16 | 10—12 | 8—9,5 | 9—11 |
| 400 | 19—21 | 15—17 | 11,5—13 | 9,5—12 |
| Себестоимость подъема 1 т горной массы, коп. | | | | |
| 100 | 2,5—3,2 | 2,1—3,0 | 1,9—2,6 | 1,7—2,5 |
| 200 | 3,6—4,5 | 3,1—4,2 | 2,7—3,8 | 2,5—3,5 |
| 400 | 4,6—6,3 | 5,6—5,9 | 4,8—5,4 | 4,3—5,2 |

Таблица 60

Грузоподъемность скипов

| Исходные условия | | Грузоподъем- ность скипов, т |
|--|--------------------|---------------------------------|
| Годовая производственная мощность карьера, млн. т | Глубина карьера, м | |
| 1,5—3 | До 200—250 | 10 |
| 5—15 | 400—450 | 27 |
| 7—25 | До 600 | 40—45 |
| 10—50 | До 800 | 65 |
| 120—150 | До 900—1000 | 120—180 |

Грузоподъемность скипов действующих подъемников равна 7—40 т. Наиболее крупные 40-тонные подъемники работают на карьерах «Чино» (США) и «Джеффри» (Канада). Технически возможно создание установок с большей грузоподъемностью скипов (до 180—200 т).

Исследованиями установлено, что в Советском Союзе целесообразно создание пяти типов наклонных установок: с грузоподъемностью скипов 27, 40, 65 (или 75), 120 и 180 т. В ближайшие 10—12 лет возможно применение 27, 40 и 65-тонных подъемников.

Скорость движения скипов при данной производственной мощности карьера и высоте подъема определяют по формулам:

$$v_m = \frac{(c - \Theta) a}{2} = \frac{1}{2} \sqrt{a^2 (c - \Theta)^2 - \frac{4aH}{\sin \beta}}, \text{ м/сек}; \quad (\text{XVII}, 2)$$

$$c = \frac{3600 q_{ск}}{A_ч k_n}, \quad (\text{XVII}, 3)$$

где Θ — пауза в подъеме, включающая время погрузки скипа, сек;

a — ускорение, м/сек²;

H — высота подъема, м;

β — угол наклона трассы, град;

$q_{ск}$ — грузоподъемность скипа, т;

$A_ч$ — производительность одного подъемника, т/ч;

k_n — коэффициент неравномерности его работы (1,15—1,2).

Глубина и производительность карьера изменяются, поэтому рабочая скорость, по которой рассчитывается привод, кинематика и динамика подъема находятся для критического сочетания глубины и производительности карьера. Предельное значение скорости карьерного наклонного подъема Правилами безопасности открытых работ не оговорено. Для современных конструкций рельсового пути она может достигать 18—20 м/сек. Фактические скорости подъемников в зарубежных странах не превышают 8,4 м/сек.

Эксплуатационная часовая производительность двухскипового подъема при трехпериодной диаграмме скоростей определяется по формуле

$$A_ч = \frac{3600 q_{ск}}{\left(\frac{v}{a} + \frac{H}{\sin \beta v} + \Theta\right) k_n}. \quad (\text{XVII}, 4)$$

Производительность односкипового подъема определяется по формуле

$$A_ч = \frac{1800 q_{ск}}{\left(\frac{v}{a} + \frac{H}{\sin \beta v} + \frac{t_n + t_p}{a}\right) k_n}, \quad (\text{XVII}, 5)$$

где t_n и t_p — время погрузки и разгрузки скипа, сек.

Годовую производительность подъема определяют по формуле

$$A_r = A_ч n_c n_r, \quad (\text{XVII}, 6)$$

где n_c и n_r — соответственно число часов работы подъема в сутки и дней в году.

Возможные производительности подъемника в зависимости от глубины, скорости подъема и грузоподъемности скипов приведены в табл. 61.

Число подъемников определяют исходя из календарного графика объема горных работ, планируемых для разработки с комбинированным видом транспорта, и производительности одной установки.

С увеличением глубины карьера производительность подъемников снижается, поэтому их число, срок ввода и демонтажа принимают с таким расчетом, чтобы производительность подъема с запасом перекрывала производительность карьера за период использования подъемников.

Организация работы комбинированного транспорта. Наклонный подъемник обслуживает сразу несколько рабочих горизонтов. Горную массу в скип обычно грузят на одном горизонте, который назы-

Таблица 61

Эксплуатационная производительность скиповых подъемников

| Глубина карьера | Скорость движения скипа, м/сек | Производительность (млн. т/год) при грузоподъемности скипов, т | | | | | |
|-----------------|--------------------------------|--|------|------|------|----------------------|------|
| | | Скипы без противовеса | | | | Скипы с противовесом | |
| | | 27 | 40 | 65 | 180 | 120 | 180 |
| 100 | 4 | 6,25 | 10,4 | 15,0 | 20,3 | 7,2 | 10,1 |
| | 8 | 7,6 | 12,6 | 18,2 | 23,1 | 8,0 | 11,5 |
| 200 | 4 | 4,1 | 6,8 | 9,8 | 16,4 | 5,4 | 8,2 |
| | 8 | 5,8 | 9,6 | 13,8 | 20,4 | 6,8 | 10,2 |
| | 12 | 6,5 | 10,8 | 15,6 | 21,6 | 7,4 | 10,8 |
| 400 | 4 | 2,5 | 4,2 | 6,1 | 12,2 | 3,7 | 6,0 |
| | 8 | 4,0 | 6,6 | 9,6 | 16,4 | 5,3 | 8,2 |
| | 12 | 4,9 | 8,2 | 11,8 | 18,6 | 6,1 | 9,2 |
| | 15 | 5,3 | 8,9 | 12,8 | 19,4 | 6,5 | 9,7 |
| 600 | 4 | 1,8 | 3,0 | 4,3 | 9,6 | 2,8 | 4,8 |
| | 8 | 3,1 | 5,2 | 7,4 | 13,8 | 4,4 | 6,9 |
| | 12 | 3,9 | 6,6 | 9,5 | 16,0 | 5,2 | 8,0 |
| | 15 | 4,3 | 7,2 | 10,4 | 17,3 | 5,6 | 8,6 |

ают концентрированным. Перегрузочный пункт по высоте рабочей зоны располагают в центре тяжести перевозок. Так, при обслуживании подъемником трех уступов концентрационный горизонт устраивают на среднем горизонте. С верхнего уступа породу автосамосвалами спускают к перегрузке, а с нижнего доподнимают.

Если на карьере несколько подъемников, то каждый из них обслуживает группу уступов: один подъемник — группу самых нижних уступов, другой — средние уступы и т. д. Целесообразно, чтобы на один подъемник приходилось два-три рабочих горизонта.

Перегрузочные пункты по мере понижения горных работ на глубину периодически должны переноситься, так как возрастают длина и себестоимость откатки внутрикарьерным автотранспортом. Шаг и периодичность переноса концентрационных горизонтов устанавливаются экономическими расчетами. Обычно перегрузочный узел переносят через два-три уступа, а по времени в зависимости от интенсивности разработки через 2—6 лет.

Чтобы не останавливать работу подъема при переходе на новый горизонт, каждая установка имеет два перегрузочных пункта: один из них в работе, а другой — в демонтаже или сборке. Технически возможна организация перегрузки из автомашин в скипы и на двух концентрационных горизонтах, находящихся в одновременной работе. Для этого двухбарабанная подъемная машина должна иметь автоматически действующий механизм перестановки барабанов, позволяющий удлинять или укорачивать рабочую длину каната в течение

20—60 сек. Барабаны насаживают на полуоси, а двух- или четырехдвигательный привод располагают по обе стороны от подъемной машины.

Двухгоризонтная перегрузка экономически целесообразна. Дополнительные затраты на изготовление специальной подъемной машины окупаются экономией, полученной при внутрикарьерных автоперевозках.

Движение автосамосвалов в карьере рационально организовывать по кольцевой схеме. Одностороннее направление движения автомашин увеличивает пропускную способность нижних перегрузочных пунктов и требует транспортные бермы шириной не более 6—8 м.

Календарный режим работы комбинированного транспорта принимается в соответствии с режимом работы всего карьера.

Достоинства комбинированного транспорта со скиповыми подъемниками: горная масса транспортируется по наикратчайшему пути; наиболее низкий по сравнению с другими видами транспорта объем вскрыши в контурах карьера, так как борт карьера отстраивается с углами погашения, близкими к устойчивым; в глубоких карьерах снижается себестоимость транспортирования горной массы, так как автотранспорт используется на более эффективных для него небольших расстояниях откатки, а стоимость скипового подъема среди других средств подъема горной массы наиболее низка; увеличение производительности труда.

Трудоемкость комбинированного транспорта не превышает 4,5—7 чел-смен на 1000 т перевезенного груза. В то же время при железнодорожном транспорте она колеблется от 11—14 до 32—50 чел-смен.

Так, на Зырянском карьере замена автотранспорта комбинированным с подъемником снижает транспортные расходы на 1 т руды при глубине карьера 200 м с 28 до 10 коп., а при глубине 350 м с 44 до 9,8 коп., по породам соответственно с 29 до 21,2 коп. и с 55 до 21 коп.

Следует отметить, что с увеличением глубины карьера себестоимость комбинированного транспорта почти не повышается, а иногда и уменьшается. Это объясняется тем, что увеличение стоимости подъема скипами компенсируется сокращением затрат на внутрикарьерные перевозки, происходящие в связи с уменьшением размеров карьера и длины откатки по рабочим горизонтам.

Недостатки комбинированного транспорта: разрывность процесса транспортирования из-за двух перегрузок горной массы, что снижает эффективность перевозок; стационарность подъемника, который может быть уложен только на погашенной части борта (при отработке крутых пластов это приводит к опережению вскрышных работ при вводе подъемника в эксплуатацию); невозможность регулирования производительной способности транспорта без значительной реконструкции подъемника.

Применение комбинированного транспорта со скиповыми подъемниками эффективно в глубоких карьерах для перевозки пород

Показатели работы комбинированного транспорта с подъемниками

| Карьер | Проектная глубина, м | Глубина перехода к комбинированному транспорту, м | Схема комбинированного транспорта | Показатели подъемников | | | | | |
|--------------------|----------------------|---|--|----------------------------|---------------------------------|--------------------|-------------------------------|---|-------------------|
| | | | | грузоподъемность скипов, т | скорость движения скипов, м/сек | угол подъема, град | фактическая высота подъема, м | производительность в момент пуска для работы, т/ч | число подъемников |
| Зыряновский | 300 | 170 | Автомашина — скип | 27 | 10,0 | 26—42 | — | 900 | 1 |
| | 440 | 160 | Автомашина — скип — автомашина | 27 | 10,2 | 31—44 | — | 1000 | 2 |
| Гайский | 380 | 110—120 | Автомашина — скип — автомашина и железная дорога | 27 | 10,0 | 25—40 | — | 1200 | 2 |
| Николаевский | 400 | 120—130 | Автомашина — скип — автомашина | 40 | 9,6 | 35—38 | — | 1900 | 3 |
| «Чино» (США) | 300 | 170 | Автомашина — скип — автомашина и железная дорога | 40 | 6,5 | 27° 19' | 170 | 1700—2000 | 1 |
| «Пойма» (США) | 230 | 80 | Автомашина — скип — автомашина | 22 | 8,4 | 38 | 120 | 1000 | 1 |
| «Либерти» (США) | 300 | 120 | Автомашина — скип — железная дорога | 25 | 8,3 | 19° 04' | 120 | 1200 | 1 |
| «Джеффри» (Канада) | 270 | 122 | Автомашина — скип и автомашина — скип — автомашина | 40 | 5,1 | 45—38 | 122—130 | — | 2 |

вскрыши и полезного ископаемого, а также на нагорных карьерах, расположенных выше уровня господствующей поверхности на расстоянии 300—600 м и более. В этом случае скиповая установка предназначается для спуска горной массы и за счет получаемой кинетической энергии может вырабатывать электроэнергию. Наиболее характерно использование комбинированного транспорта в глубоких карьерах.

Условия разработки и параметры карьеров, в которых применение комбинированного транспорта более всего эффективно, следующие: при конечной глубине карьера 400—600 м, минимум 150—180 м; переход к данному способу транспортирования экономичен на средних карьерах — с глубины 100—150 м, на крупных — с 120—200 м, на мощных — с 200—300 м и т. д.

Применение автомобильно-скипового транспорта перспективно на Зыряновском, Сибайском, Гайском и других карьерах. Показатели работы отечественных (проектируемых) и зарубежных (действующих) карьеров приведены в табл. 62.

§ 5. Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт

Автомобильный транспорт в сочетании с конвейерным применяют на карьерах, разрабатывающих полускальные и скальные горные породы. После взрывных работ в подобных условиях остаются крупнокусковые фракции и поэтому конвейерный транспорт применять без предварительного дробления невозможно. Поэтому автотранспортом горная масса доставляется от забоя до перегрузочного устройства, затем до приемных пунктов на поверхности она транспортируется ленточными конвейерами. На перегрузочном пункте производят не только перегрузку горной массы из автомашин на ленточные конвейеры, но и делают ее на транспортальную для конвейеров и крупнокусковую фракции, что осуществляется с помощью грохотов, или производят дробление горной массы на дробильных установках. Нетранспортальная часть горной массы после грохочения доставляется автомашинами или ленточными конвейерами. В последнем случае производится дробление горной массы в дробилках. В зависимости от физико-механических свойств для ленточных конвейеров транспортальны куски горной породы размером до 350—500 мм.

По удельному весу участков транспортирования автомобильным и конвейерным транспортом, а также по месту расположения перегрузочных пунктов выделяют две схемы комбинированного транспорта (рис. 162).

1. Перегрузочный пункт с грохотами или дробильными установками расположен на поверхности, вблизи борта карьера; горная масса от забоя доставляется автомашинами, а от перегрузочного пункта до обогатительной фабрики или отвалов — ленточными конвейерами;

II. Перегрузочный пункт находится непосредственно в карьере, обычно на концентрационном горизонте; внутрикарьерный участок транспортирования обслуживается автомашинами, которые доставляют горную массу по борту карьера и осуществляют транспортирование ее по поверхности.

Первую схему автомобильно-конвейерного транспорта можно применять при неглубоких (до 80—100 м) карьерах и при обработке верхних горизонтов в начальный период эксплуатации глубоких карьеров. По мере увеличения

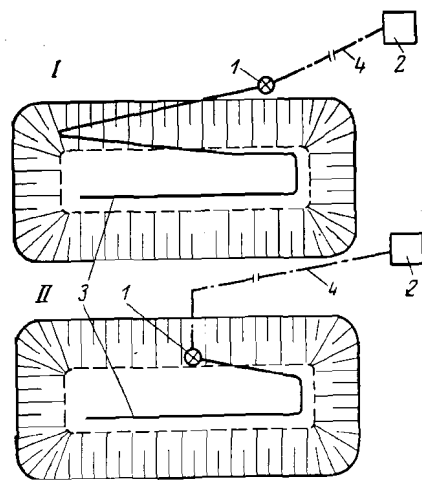


Рис. 162. Схемы комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта: 1 — перегрузочный пункт; 2 — приемный пункт на поверхности; 3 — внутрикарьерные автодороги; 4 — ленточные конвейеры

глубины разработки карьеров более экономично осуществлять перемещение перегрузочного пункта в карьер для увеличения удельного веса конвейерного транспорта и сокращения расстояний откатки для автотранспорта, т. е. применять вторую схему.

Целесообразными областями применения рассмотренных схем комбинированного транспорта следует считать: при размещении дробильных установок и грохотов на поверхности, вблизи борта карьера — для обработки верхних горизонтов до глубины 60—100 м; при размещении перегрузочного пункта в карьере с последующим его переносом на нижележащие горизонты — для обработки глубоких горизонтов при глубине более 60—100 м.

Перегрузка горной массы из автомашин на ленточные конвейеры совмещается с процессом грохочения или дробления. Перегрузочный пункт находится на концентрационном горизонте, который обслуживает группу рабочих уступов. На глубоких карьерах по мере обработки этой группы уступов целесообразен периодический перенос перегрузочного пункта на нижележащие концентрационные горизонты для сохранения автотранспорту небольших расстояний откатки и повышения участия ленточных конвейеров в общей доле транспортирования.

Расстояние по вертикали между концентрационными горизонтами называется *шагом переноса* перегрузочных пунктов. Зная его величину и высоту уступа, можно определить число горизонтов в группе уступов. Расстояние между концентрационными горизонтами, или шаг переноса перегрузочных пунктов, H можно определить по формуле

$$H = 1,4 \sqrt{\frac{iz_c}{C_a F \gamma k_{тр}}}, \text{ м,} \quad (\text{XVII,7})$$

где z_c — затраты, связанные с переноской перегрузочного пункта, руб.;

i — уклон автосъездов в карьере, ‰;

C_a — стоимость транспортирования 1 т·км автомобильным транспортом, руб.;

F — средняя горизонтальная площадь полезного ископаемого в группе уступов, м²;

γ — объемный вес полезного ископаемого, т/м³;

$k_{тр}$ — коэффициент развития трассы автомобильных съездов в карьере.

Расчеты показывают, что высота рабочей зоны карьера (группы уступов, обрабатываемых на концентрационный горизонт) в зависимости от конкретных условий колеблется от 50 до 100 м. При высоте уступа 15 м число рабочих уступов составляет от 3—4 до 6—7. Обычно концентрационный горизонт, на котором размещают перегрузочный пункт с грохотами или дробильными установками, располагают в середине группы уступов так, чтобы один из уступов находился на уровне концентрационного, один-два — выше, а остальные — ниже концентрационного горизонта. Такое расположение концентрационного горизонта в группе уступов обеспечивает наименьшее расстояние транспортирования на внутрикарьерном участке.

Автомобильно-конвейерный транспорт можно применять при доставке полезного ископаемого и вскрышных пород. В последнем случае экономичность применения автомобильно-конвейерного транспорта определяют с учетом полной стоимости дробления (грохочения) вскрышных пород. Однако даже с учетом расходов по дроблению вскрышных пород их доставка автомобильно-конвейерным транспортом во многих случаях более рациональна по сравнению с другими видами карьерного транспорта, так как дополнительные затраты на дробление вскрышных пород окупаются экономией от использования конвейеров.

Достоинства автомобильно-конвейерного транспорта: поточность процесса транспортирования ленточными конвейерами на участках подъема горной массы по борту карьера и на поверхности, составляющих большую часть общей длины транспортирования, особенно на глубоких карьерах; сокращение длины доставки по борту карьера (по сравнению с автомобильным транспортом в 3—4 раза, по сравнению с железнодорожным транспортом в 7—9 раз); обеспечение практически любой производительности карьера при минимальном числе ленточных конвейеров; использование в качестве внутрикарьерного мобильного автотранспорта, что позволяет иметь более эффективную схему развития горных работ, быструю подготовку новых горизонтов (этот вид транспорта при небольших расстояниях откатки обладает высокой производительностью); стационарность расположения ленточных конвейеров и в связи с этим хорошие условия для их работы; возможность быстрого перевода карьера на полную конвейеризацию.

Недостатки автомобильно-конвейерного транспорта: наличие сложного перегрузочного пункта с грохотами или дробильными установками, необходимость периодического их перемещения

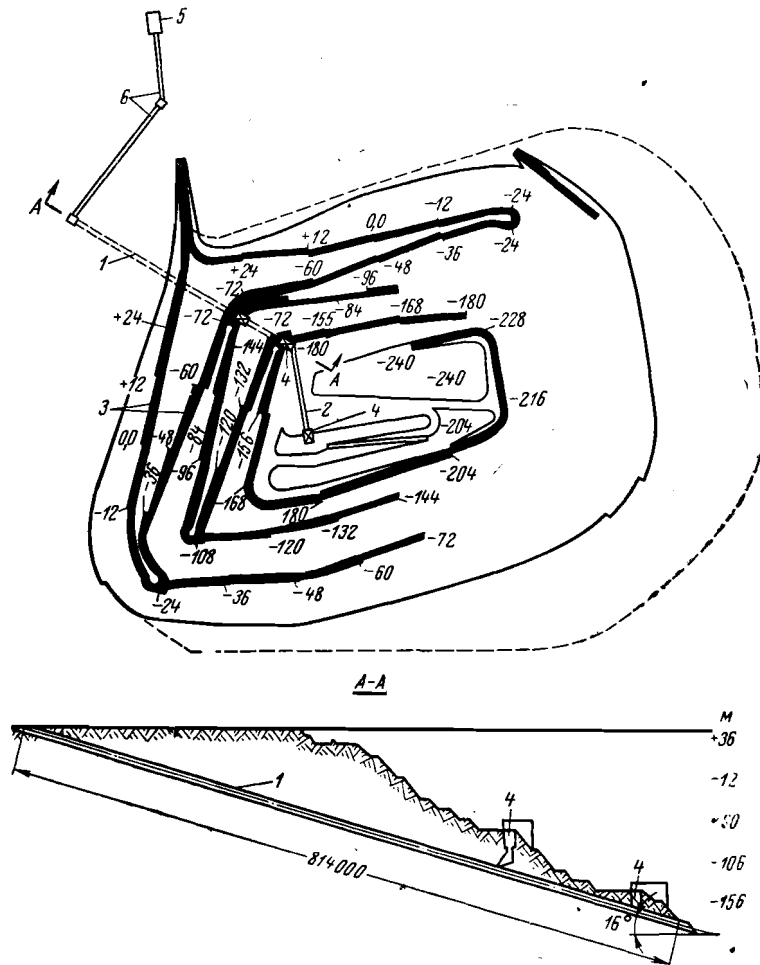


Рис. 163. Вариант (проект) автомобильно-конвейерного транспорта на глубоком карьере:

1 — наклонный отвал, оборудованный ленточным конвейером; 2 — конвейерная линия на уступе; 3 — автодороги; 4 — дробильно-грохотильная установка; 5 — обогатительная фабрика; 6 — магистральные ленточные конвейеры на поверхности

на нижележащие концентрационные горизонты, что усложняет подготовку новых горизонтов и общую организацию работ при переходе; сложность организации селективной выемки и транспортирования при наличии нескольких сортов полезного ископаемого.

Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт высокоэкономичен и перспективен. В настоящее время он уже успешно

применяется на отдельных карьерах, а также заложен в проекты многих крупных карьеров. На рис. 163 показан вариант автомобильно-конвейерного транспорта на глубоком карьере.

§ 6. Механизация перегрузочных работ при комбинированном транспорте

В зависимости от вида комбинированного транспорта процесс перегрузки имеет свои специфические особенности. В любом случае перегрузка горной массы из одного вида транспорта в другой усложняет организацию работ на карьере, так как между отдельными видами транспорта в той или иной степени существует жесткая взаимосвязь. Четкая и налаженная работа при перегрузке горной массы — необходимое условие эффективного применения комбинированного транспорта. Ниже рассмотрены процессы перегрузки и механизация перегрузочных работ для основных видов комбинированного транспорта.

Механизация перегрузочных работ при автомобильно-железнодорожном транспорте. Процесс перегрузочных работ заключается в перегрузке горной массы из автосамосвалов в думпкеры. На карьерах распространены два способа: непосредственная и экскаваторная перегрузка из автомашин в железнодорожные составы. Непосредственную перегрузку из автосамосвалов в думпкеры осуществляют без специальных перегрузочных машин. Конструкция перегрузочного пункта (рис. 164) представляет собой насыпь или часть скального массива, на которых устраивают поверхность перегрузочной площадки — погрузочную платформу. Боковая часть перегрузочного пункта укреплена подпорной стенкой из бетона или железобетона. Покрытие погрузочной площадки цементно-бетонное, бетонное с асфальтом или железобетонное.

На рис. 165 показан перегрузочный пункт ЦГОКа. Перегрузочный пункт служит для перегрузки железистых кварцитов из автомашин грузоподъемностью 27 т в 80-тонные думпкеры. Погрузочная платформа располагается на скальном основании; ее длина 90 м, ширина 4,5 м, естественная площадка, имеющая ширину 30 м, выровнена и покрыта асфальтом. Конструкция перегрузочного пункта железобетонная.

На погрузочной платформе расположены трапециевидного сечения направляющие, служащие для разгрузки автосамосвалов, их ширина понизу 1,0 м, поверху 0,4 м и высота 0,35 м. Расстояние между направляющими 2,85 м. Они сгруппированы (в плане) таким образом, чтобы к каждому 80-тонному думпкеру можно было направлять три автосамосвала грузоподъемностью 25—27 т. Перегрузочный пункт также рассчитан и для разгрузки 40-тонных автосамосвалов.

Непосредственную перегрузку из автосамосвалов в думпкеры (рис. 166) применяют также на карьерах СевГОКа, НКГОКа, Сибайском меднорудном, Шелеинском и Валуевском карьерах, а также она принята в проектах ряда других карьеров.

Преимущества непосредственной перегрузки из автосамосвалов в думпкары: простота устройства перегрузочного пункта; небольшие капитальные и эксплуатационные затраты; отсутствие специальных перегрузочных машин и механизмов; возможность применения на карьерах любой производственной мощности. Недостатком является жесткая взаимозависимость процесса перегрузки от своевременной

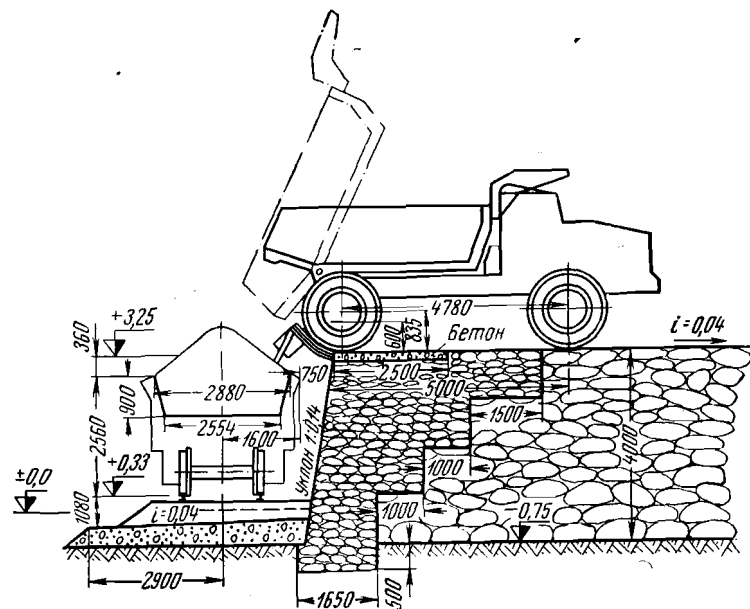


Рис. 164. Схема конструкции перегрузочного пункта при непосредственной перегрузке из автосамосвалов в думпкары

подачи локомотивосоставов. При непосредственной перегрузке увеличивается степень износа подвижного состава железнодорожного транспорта, а также необходимость в периодической очистке путей от просыпавшейся при разгрузке горной массы.

Производительность перегрузочного пункта при непосредственной перегрузке из автомашин в думпкары можно определить по формуле

$$Q_r = \frac{60 qzNnk_3}{t}, \text{ т/год}, \quad (\text{XVII},8)$$

- где q — грузоподъемность автосамосвала, T ;
 z — число одновременно разгружающихся автомашин;
 N — число рабочих дней в году;
 n — число часов работы пункта в сутки;
 k_3 — коэффициент влияния задержек по организационным и техническим причинам ($k_3 = 0,7-0,8$);
 t — время разгрузки и маневров автосамосвала на погрузочной платформе, мин.

Экскаваторную перегрузку горной массы широко применяют на карьерах с автомобильно-железнодорожным транспортом. Устройство и оборудование перегрузочного пункта при этом несложно. Автосамосвалы разгружаются на площадке, расположенной на высоте 3—10 м от уровня стояния перегрузочного экскаватора, которым грузится горная масса в локомотивосоставы. Железнодорожные пути расположены параллельно фронту перегрузки и являются стационарными в течение всего срока существования перегрузочного пункта.

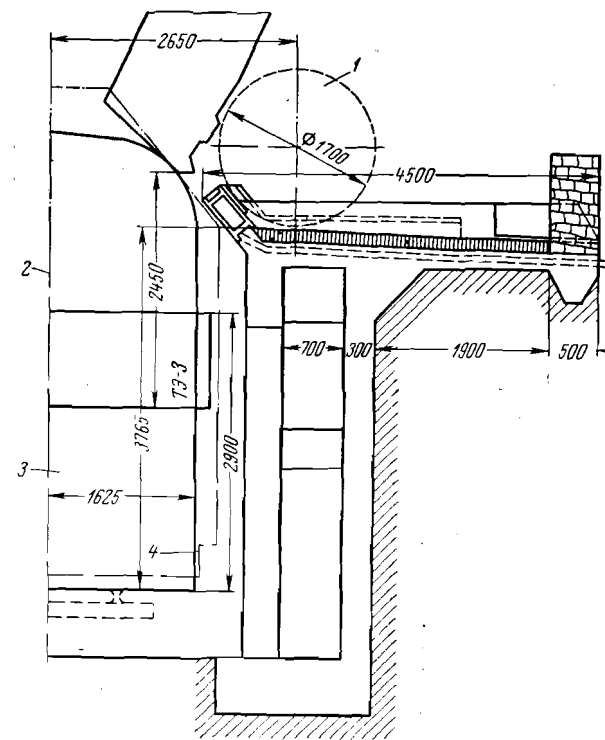


Рис. 165. Перегрузка на ЦГОКе:
 1 — колесо разгружаемого самосвала; 2 — ось железнодорожного пути; 3 — думпкары грузоподъемностью 80 т; 4 — контур тепловоза

На рис. 167 показана экскаваторная перегрузка из автосамосвалов в тепловозосоставы на карьере ЦГОКа. Автосамосвалы разгружаются с горизонта 70 м. Экскаваторы ЭКГ-8 с ковшом емкостью 6 м³ грузят руду в думпкары. По фронту выделены два погрузочных тупика длиной по 300 м, каждый из которых обслуживает свой экскаватор. Длина фронта перегрузки позволяет одновременно загружать два тепловозосостава. На перегрузочном пункте имеется соответствующее развитие железнодорожных путей.

Достоинство экскаваторной перегрузки заключается в независимой работе автосамосвалов от перегрузочных экскаваторов и



Рис. 166. Непосредственная перегрузка из автосамосвалов БелАЗ-540 в думпкеры на Сибайском меднорудном карьере



Рис. 167. Экскаваторная перегрузка из автосамосвалов в думпкеры на карьере ЦГОКа

железнодорожного транспорта, так как в случае простоев экскаваторов и отсутствия порожняка на таких пунктах перегрузки имеются всегда резервные емкости, что обеспечивает бесперебойную работу внутрикарьерного транспорта и забойных механизмов. Следует также отметить небольшие сроки организации подобных перегрузочных тупиков и отсутствие строительных работ.

Недостатки: необходимость использования при перегрузке экскаваторов более высокие капитальные и эксплуатационные затраты.

Пропускная способность перегрузочного пункта при экскаваторной перегрузке зависит от производительности экскаваторов и их числа. При экскаваторной перегрузке необходимо соблюдать условие

$$\sum Q_{\text{эк}} = P_{\text{с}} k_{\text{нер}}, \quad (\text{XVII}, 9)$$

где $\sum Q_{\text{эк}}$ — суточная суммарная производительность перегрузочных экскаваторов, m ;

$P_{\text{с}}$ — суточная производственная мощность карьера по перегружаемой горной массе, m ;

$k_{\text{нер}}$ — коэффициент неравномерности выдачи горной массы на перегрузочный пункт (вследствие наличия резервных емкостей значение $k_{\text{нер}}$ не следует принимать более 1,10—1,15).

Чтобы наилучшим образом использовать достоинства и ликвидировать недостатки обоих способов перегрузки при комбинированном транспорте на карьерах большой производственной мощности, целесообразно использовать как непосредственную, так и экскаваторную перегрузку горной массы. Основную часть горной массы следует перегружать из самосвалов непосредственно в думпкеры; при отсутствии порожняка автомашины разгружают на одном-двух экскаваторных перегрузочных тупиках. Таким образом ликвидируются указанные выше недостатки без значительного увеличения стоимости перегрузки, так как удельный вес экскаваторной перегрузки будет незначителен.

Механизация перегрузочных работ при автомобильно-конвейерном транспорте. В зависимости от типа оборудования и его назначения перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте наряду с процессом перегрузки включают операции дробления или грохочения горной массы, технологически связанные с перегрузкой. По этому признаку они могут быть подразделены на перегрузочные пункты с грохотами и дробильными установками.

При перегрузке необходимо для приведения горной массы в транспортабельное для ленточных конвейеров состояние произвести ее предварительное дробление. Для полезного ископаемого, которое в большинстве случаев после выдачи из карьера подвергается дроблению или измельчению и т. д., процесс дробления доставленного автосамосвалами от забоя полезного ископаемого не является дополнительной операцией. Она только вынесена из технологического

процесса на обогатительных фабриках в технологию открытых горных работ. При транспортировании вскрышных пород перегрузка и в равной степени дробление — дополнительные процессы и поэтому их стоимости необходимо включать в транспортные расходы.

Для крупного дробления можно применять как конусные, так и щековые дробилки. Достоинства конусных дробилок: высокая производительность (до 3—4 тыс. *m* в 1 ч); небольшой расход электроэнергии и относительно невысокие эксплуатационные затраты. Межремонтный период в несколько раз больше, чем у щековых дробилок.

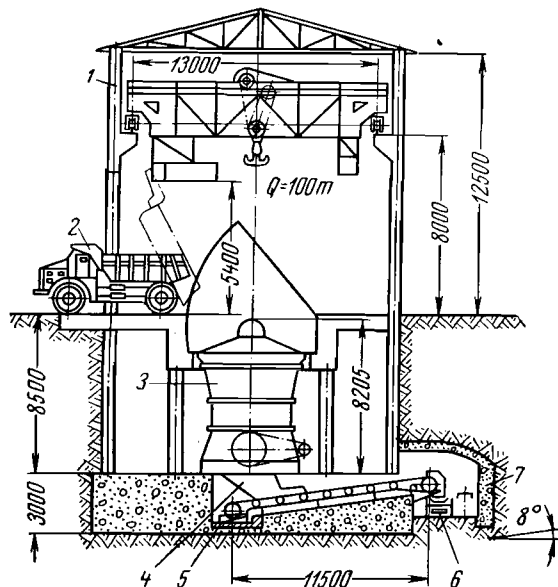


Рис. 168. Схема дробильно-перегрузочного узла в карьере: 1 — здание дробильно-перегрузочного узла; 2 — автосамосвал; 3 — дробилка; 4 — направляющий желоб; 5 — пластинчатый питатель; 6 — ленточный конвейер; 7 — наклонный ствол

Недостатки: значительные капитальные затраты; значительные габариты; большой период между уровнями загрузки и разгрузки материала, что приводит к усложнению конструкции перегрузочного пункта, а следовательно, и к его удорожанию.

Щековые дробилки отличаются от конусных более простой конструкцией, надежностью в работе, меньшими размерами. Перегрузочный пункт, оборудованный щековыми дробилками, более прост по своей конструкции и требует меньших затрат и времени для строительства. Однако щековые дробилки обеспечивают: меньшую производительность (до 500—800 *m* в 1 ч) при одинаковой с конусными дробилками ширине выпускной щели, больший расход электроэнергии и более значительные эксплуатационные расходы.

Выбор типа дробилок для перегрузочного пункта производят

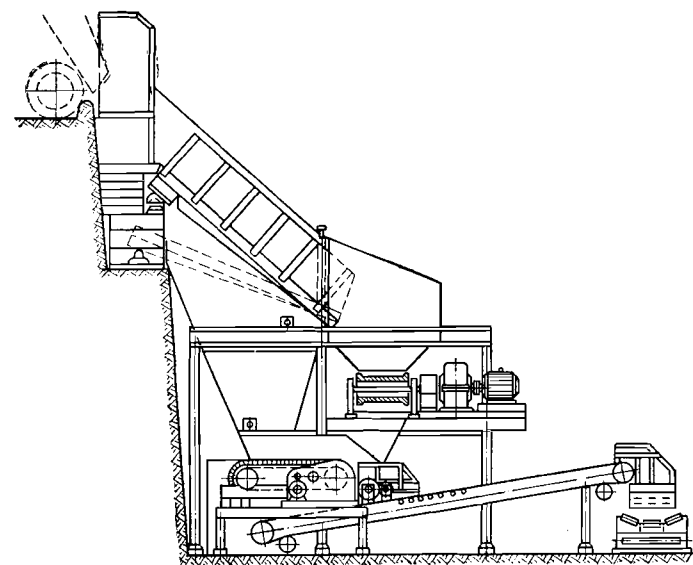


Рис. 169. Принципиальная схема грохотильно-перегрузочного узла в карьере

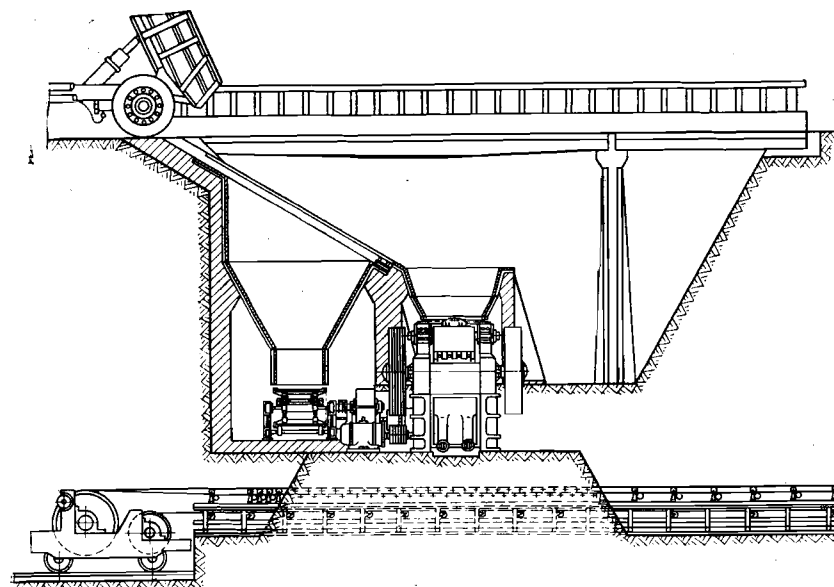


Рис. 170. Перегрузочный пункт в карьере с дроблением и грохочением руды

ТЕХНОЛОГИЯ ДОСТАВКИ ГОРНОЙ МАССЫ СПЕЦИАЛЬНЫМИ ВИДАМИ ТРАНСПОРТА

§ 1. Общие сведения

Многообразие горнотехнических условий открытой разработки месторождений, расположение некоторых из них в труднодоступных местах, разработка глубоких карьеров с ограниченными размерами (в плане) и стремление к повышению эффективности процесса транспортирования горной массы привели к использованию специальных видов транспорта — дирижаблей, вертолетов и метателей.

Дирижабли наиболее перспективный вид транспорта для труднодоступных районов. Вертикальный взлет и посадка с использованием статической подъемной силы без оборудования аэродромов, обеспечивает низкую стоимость транспортирования различных грузов. При полете дирижаблей расходуется энергия только на их горизонтальное перемещение. Современный уровень развития авиационной, воздухоплавательной и химической отраслей промышленности позволяет обеспечить создание необходимого числа дирижаблей различной грузоподъемности для нужд горных предприятий.

Вертолеты успешно применяют в тех же условиях, что и дирижабли, однако их применение предопределяется более низкими технико-экономическими показателями. Это объясняется тем, что дирижабли по сравнению с вертолетами наряду с меньшим расходом горючего имеют большую весовую отдачу. Под *весовой отдачей* понимается отношение веса транспортной нагрузки к расчетному весу летательного аппарата, которая у дирижаблей составляет 40—50% по сравнению с 10—20% у вертолетов и самолетов. Несмотря на это в ближайшее время вертолеты будут применять при разработке глубинных и высокогорных месторождений, для транспортирования груза и доставки людей к месту работы.

В некоторых случаях для перемещения горных пород в отвалы могут найти применение реактивные метатели, использующие самолетные двигатели. Их применение (в перспективе) может обеспечить значительный экономический эффект, так как они позволяют совместить процесс транспортирования и отвалообразования.

К специальным видам транспорта могут быть отнесены подвесные канатные дороги как средство доставки людей в карьеры и перемещение горной массы с использованием сил гравитации. Подвесные канатные дороги широко используют в гористой местности.

Перемещение горной массы под действием гравитационных сил с использованием рудоспусков и рудоскатов широко распространено на отечественных и зарубежных карьерах. Рудоспуски и рудоскаты обычно являются связующим звеном в сочетании автомобильного транспорта с железнодорожным или конвейерным транспортом.

в зависимости от производственной мощности карьера, сроков существования концентрационного горизонта, последующей технологии переработки полезного ископаемого и ряда других факторов.

На рис. 168 показана схема дробильно-перегрузочного узла в карьере. Дробилка — конусная 1500/180. Общая высота дробильно-перегрузочного узла составляет 24 м, в том числе высота части здания, расположенной ниже горизонта разгрузки, 11,5 м. Автосамосвалы благодаря наличию открывающейся ляды проезжают над бункером дробилки. Наличие перекрывающей бункер ляды дает возможность избежать маневровые операции при разгрузке и позволяет организовать поточное движение по кольцевой схеме, что увеличивает пропускную способность узла. Наряду с подъемными лядами могут быть применены ляды, выдвигающиеся в горизонтальном направлении.

Применение дробильных установок целесообразно при крупнокусковых породах, когда удельный вес крупных, нетранспортабельных фракций с размерами куска более 400 мм составляет не менее 30—40%, а также при хорошо взорванной горной массе и granulометрическом составе, содержащем небольшой процент нетранспортабельных для ленточных конвейеров фракций (менее 10—15%).

На перегрузочных узлах устанавливают устройства с неподвижными колосниковыми или вибрационными грохотами. Затем руда питателями подается для дальнейшего транспортирования на ленточные конвейеры, а крупные куски складываются отдельно и затем грузятся экскаваторами на автомашины, которыми и вывозятся на фабрику или в отвалы.

На рис. 169 показана схема грохотильной установки с неподвижным колосниковым грохотом. Если содержание крупных фракций в транспортируемой из забоя горной массе составляет от 10—15 до 30—40%, то часто экономически оправдано применение дробильно-грохотильных установок. При этом крупные куски дополнительно дробятся в дробилках и вместе с подгрохотным продуктом транспортируются на поверхность ленточными конвейерами.

Перегрузочный пункт с дробильно-грохотильными установками показан на рис. 170.

Автосамосвалы разгружаются в приемный бункер, из которого руда поступает на вибрационный грохот. Прогрохоченная руда поступает в бункер для мелкого продукта и затем пластинчатым питателем подается на ленточный конвейер. Крупные куски (надгрохотный продукт) с вибрационного грохота подаются реверсивным питателем в щековую дробилку. После процесса дробления руда через разгрузочную воронку поступает на ленточный конвейер. Для предохранения ленты от ударов руду грузят на слой рудной мелочи, поступившей на ленту ранее из бункера мелкой руды.

Указанные устройства — дробильные, прогрохачивающие и дробильно-грохотильные — по своей конструкции весьма разнообразны, и их тип и конструктивное оформление в большой степени зависят от конкретных горнотехнических факторов.

Доставка людей в карьеры приобретает все более важное значение в связи с ростом их глубины и вовлечением в разработку высокогорных месторождений. По некоторым данным при глубине карьера 250—300 м продолжительность спуска людей составляет около 25 мин, а подъем из такого карьера занимает более 1 ч, что в сумме составляет около 20% рабочей смены.

§ 2. Применение рудоспусков и рудоскатов на карьерах

При разработке высокогорных месторождений, характеризующихся сложным рельефом, эффективным видом транспортирования руды является ее перемещение под действием сил гравитации по рудоскатам и рудоспускам.

Рудоскаты, являющиеся открытой горной выработкой, применяются для внутрикарьерного перепуска руд с верхних горизонтов

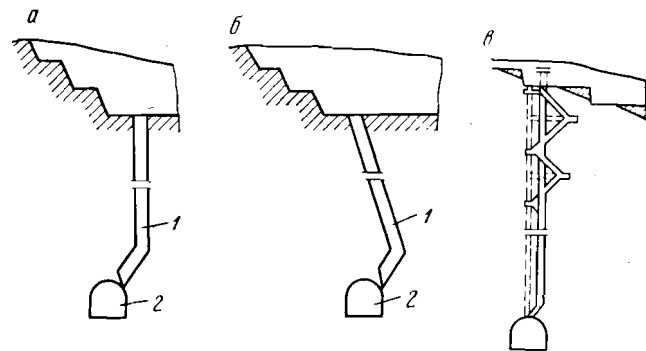


Рис. 171. Формы рудоспусков:
а — вертикальный; б — наклонный; в — вертикальный и при-
мыкающий к нему коленчатый; 1 — рудоспуск; 2 — погрузоч-
ная камера

на нижние при углах их наклона 35—50° и вертикальной высоте перепуска не более 50 м. Производительность рудоскатов достигает 2000 т/ч; срок использования не превышает 3—5 лет ввиду быстрого износа поверхности транспортирования. Применяются рудоскаты в начальный период эксплуатации карьера или при ограниченном сроке и небольшой его производственной мощности.

Рудоспуски представляют собой подземные выработки, обычно круглого, редко прямоугольного сечения; поперечное их сечение достигает 6 м².

На рис. 171 показаны формы рудоспусков, а схема их устройства — на рис. 172.

Рудоспуски применяют для перепуска руды с горизонтов карьера на откаточный горизонт при углах наклона 50—90° и вертикальной высоты перепуска до 570 м. Производительность рудоспуска достигает 3000 т/ч и более, срок существования превышает 15 лет. Некоторые карьеры при транспортировании горной массы по рудо-

спускам имеют годовую производственную мощность свыше 30 млн. т.

Падающие куски горной массы имеют высокую кинетическую энергию, которая растет с увеличением объемного веса, кусковатости руды и высоты ее падения. Давление, возникающее при ударе кусков падающей руды, приводит к значительному прессованию горной

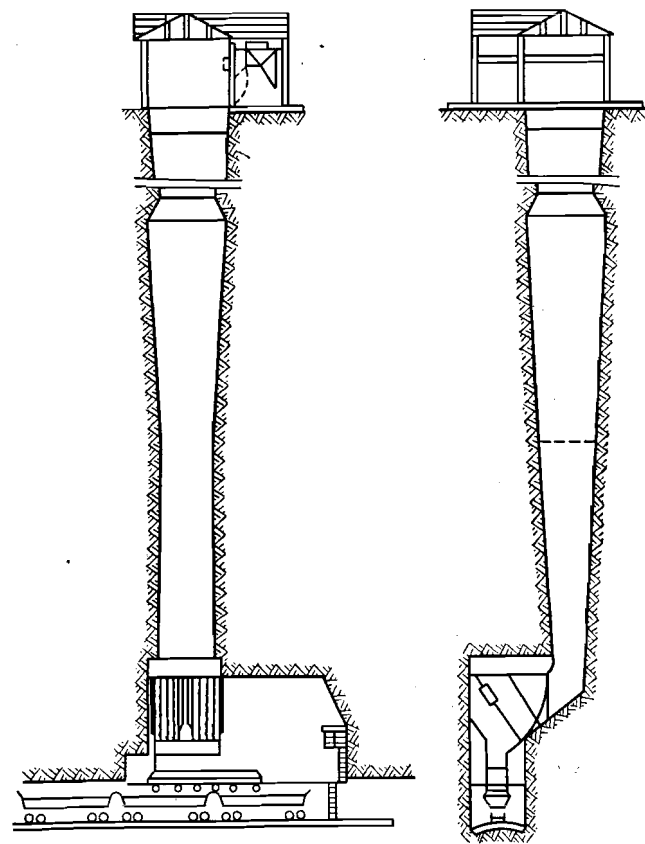


Рис. 172. Схема устройства рудоспуска

массы в аккумулялирующей части рудоспуска и образованию сводов, а также способствует быстрому износу выпускных устройств. Для предотвращения разрушения выпускных устройств при выпуске горной массы оставляют слой руды (буферную подушку). Минимальная ее высота должна быть достаточной для предохранения разгрузочных устройств от ударов и ограничивается способностью руды к уплотнению, слеживанию и сводообразованию.

Для гашения кинетической энергии падающей руды применяют комбинированные рудоспуски — вертикальный рудоспуск с наклонным или вертикальный со ступенчатым.

Уменьшение скорости падения руды, а значит и ее кинетической энергии тем больше, чем больше угол перегиба, т. е. угол между прежним и новым направлением рудоспуска. Так, при угле перегиба 20° скорость падения руды уменьшается на 7%, при угле 60° скорость падения руды уменьшается на 55%. Примером может служить свинцово-цинковый карьер «Сулливан» (Канада), где угол перегиба рудоспуска перед аккумулялирующей частью составляет 60°.

Углы наклона рудоспусков зависят от физико-механических свойств транспортируемых пород и руд. Предельно допустимые углы наклона составляют: для глинистых и влажных руд (свыше 10% влаги) — не менее 65°; кусковатых, содержащих значительное количество (более 25%) мелких фракций, — не менее 60°. Проходка рудоспусков с углом наклона менее 50° не практикуется.

Наибольшее распространение на отечественных и зарубежных карьерах получили вертикальные рудоспуски. В табл. 63 приведены некоторые данные о рудоспусках, применяемых на некоторых нагорных карьерах.

Таблица 63

Характеристика рудоспусков, применяемых на некоторых нагорных карьерах

| Карьеры | Число рудоспусков | Максимальная глубина, м | Угол наклона, град | Сечение | Площадь сечения, м ² |
|-------------------------------------|-------------------|-------------------------|--------------------|------------|---------------------------------|
| СССР: | | | | | |
| Блявиский | 3 | 35 | 90 | Квадратное | 8,6 |
| Хайдарканский | 2 | 90 | 65 и 90 | Круглое | 4,15 |
| Наугарзанский | 5 | 115 | 90 | То же | 4,15 |
| Каула | 2 | 220 | 61 и 65 | Квадратное | 4,9 |
| Каджаранский | 3 | 240 | 90 | То же | 7,1 |
| Тырнаузский | 1 | 358 | 74 и 90 | Круглое | 7,1 |
| Алтын-Топканский | 7 | 400 | 90 | То же | 7,2 |
| Центральный | 3 | 600 | 90 | » | 28,5 |
| Зарубежные: | | | | | |
| «Маркона» (Перу) | 2 | 24,4 | 90 | » | 63,0 |
| «Спрус» (США) | 3 | 30,0 | 90 | » | 3,24 |
| «Кируна» (Швеция) | 5 | 40 | 90 | » | 15,2 |
| «Торнтон» (США) | 1 | 72 | 90 | Квадратное | 63,0 |
| «Филекс» (Филиппины) | 2 | 93 | 63 | Круглое | 4,9 |
| «Эрцберг» (Австрия) | 29 | 96 | 90 | То же | 16,0 |
| «Сулливан» (Канада) | 1 | 240 | 60 | » | 14,4 |
| «Вест-Ляйелл» (Австралия) | 1 | 228 | 90 | Квадратное | 2,7 |
| «Керол» (Канада) | 5 | 255 | 90 | Круглое | 63,6 |

В процессе эксплуатации рудоспусков породы, слагающие их стенки, подвергаются значительным разрушениям, которые обычно вызываются не столько трением при падении руды, сколько ударами ее о стенки рудоспусков. Объем разрушенных пород может достигать нескольких тысяч кубометров, что приводит к выходу рудоспуска из строя. Особенно опасно разрушение целиков между разветвлениями рудоспуска.

Обрушение значительных объемов пород может быть почти мгновенным. Обрушенная порода разубоживает перепускную руду. На Алтын-Топканском карьере разрушение стенок рудоспусков, заложенных в известняковых и сланцевых породах, было весьма значительно. Устье рудоспуска, имеющее первоначальный диаметр 3 м, в результате обрушения пород увеличилось до 20—25 м. В стволе отдельные вывалы увеличили его сечение до 300 м².

Значительно влияют на разрушение рудоспусков взрывы при ликвидации завесаний. При небольшой производительности и малой высоте рудоспуска иногда его крепят. На Алтын-Топканском карьере предполагается организовать опытную проверку крепления рудоспусков бетоном (цемент марки 600), с устройством стенок толщиной 600—650 мм. Возведение такой крепи в подземных условиях весьма трудоемко, а ремонт при разрушении почти невозможен.

Основания наклонных рудоспусков, пройденных в слабых неустойчивых породах, футеруют броневыми плитами, а их стенки — бетоном. Для упрощения монтажа футеровки некоторые наклонные рудоспуски имеют прямоугольное сечение.

Недостатком при использовании рудоспусков является сводообразование — наиболее частая причина нарушения движения руды по рудоспускам. Образование сводов в аккумулялирующей части зависит от физико-механических свойств транспортируемой руды (вязкости, влажности, гранулометрического состава и т. д.); высоты аккумулялирующей части; конструкции рудоспуска (формы и площади сечения аккумулялирующей части и выпускных отверстий; угла наклона и высоты рудоспуска; формы днища и конструкции разгрузочных устройств и т. д.); отрицательной температуры и осадков; организации загрузки руды в рудоспуск и выгрузки из него и т. д.

Одной из основных причин сводообразования считается повышение процентного содержания мелких фракций при движении руды по рудоспуску. Это приводит к уменьшению подвижности руды, особенно при наличии в ней влажных, землистых и глинистых частиц. Влажность руды сама по себе не является причиной образования сводов. Однако при наличии мелких фракций увлажненная руда склонна к сводообразованию. При температурах ниже —10° С и при влажности руды меньше 50% перерывы в выпуске руды до 3—4 ч обычно не вызывают сводообразования. При большой влажности и наличии снега перерывы в выпуске руды не должны превышать 30—40 мин. При перерывах более 1,5—3,5 ч выпуск сильно ухудшается и может прекратиться совсем. Образование сводов во многом зависит от качества рудоспуска. На всем его протяжении не должно быть выступов, сужений и вывалов. Установлено, что выступ в виде сегмента высотой, равной 8% диаметра рудоспуска, останавливает движущийся столб руды.

Форма выпускного отверстия также существенно влияет на характер истечения руды. Пропускная способность прямоугольного отверстия рудоспуска на 15% ниже, чем круглого при той же площади.

Наличие снега в рудной массе повышает склонность руды к сводообразованию, так как горная масса в этом случае приобретает способность уплотняться при понижении температуры, увеличении нагрузки, особенно при наличии в рудной массе фракции размером $0,5 \text{ мм}$ в количестве более 5%.

Наблюдения показали, что наиболее часто зависание в рудоспусках (глубиной до 50 м) образуется при температуре воздуха в карьере от 0 до -7°C и содержании в рудной массе снега в количестве 5—7%. При более низких температурах снег становится более твердым и сухим, меньше поддается прессованию. В рудоспусках большей глубины образование пробок происходит и при более низкой температуре. Учитывая то, что динамический коэффициент трения руды о стенки рудоспуска почти в 2 раза меньше статического в случае прекращения выпуска руды, возможность образования сводов увеличивается.

По данным рудников комбината «Апатит» максимальная высота заполнения рудоспуска, при которой не наблюдалось зависаний, на карьере Расвумчорр-Цирк составляет 15—20 м, а на карьере Центральный — 25—30 м. В исключительном случае кратковременное заполнение достигало высоты 80 м.

Анализ баланса рабочего времени показывает, что до 30—40% его занимает процесс ликвидации зависаний, смерзания и уплотнения руды. Так, по карьере Центральный комбината «Апатит» простой из-за неполадок в работе рудоспуска № 2 (с февраля 1964 г. по февраль 1965 г.) составили 438 ч и изменялись от 21 ч в месяц (летом) до 120 ч (зимой), соответственно для рудоспуска № 3 они составили 483 ч или от 26 до 257 ч в месяц. Для ликвидации образовавшихся сводов требуется трое-четыре суток, а в некоторых случаях и несколько месяцев. Ликвидация зависаний требует больших затрат труда и времени, уменьшает производительность рудоспусков, увеличивает простой оборудования на карьерах и обогатительных фабриках. Для обеспечения надежной работы рудоспусков предусматривается проведение профилактических и оперативных мероприятий. Первые направлены на предотвращение образования сводов путем уменьшения кинетической энергии падающих кусков руды, постоянного контроля высоты заполнения рудоспуска, снижения температуры замерзания заснеженной руды, уменьшения прессования руды в аккумулялирующей части рудоспуска.

Уменьшение кинетической энергии падающей рудной массы достигается предварительным ее дроблением, изменением угла наклона рудоспуска перед аккумулялирующей частью, ее расширением и т. п. В наклонных рудоспусках для снижения кинетической энергии падающей руды устанавливаются через 15—18 м металлические цепи весом до 30 кг/м ; куски руды, падая, ударяются о цепи игибают их.

Уменьшить попадание снега в руду можно путем надежной снегозащиты, размещения гребня развала взорванной руды по основному направлению метели. Удалять снег непосредственно из забоя можно с помощью передвижных компрессоров или реактивных

двигателей. Если процесс обогащения руды не содержит флотации, то для уменьшения влияния снега на работу рудоспуска применяют орошение руды растворами солей NaCl и CaCl_2 . Таяние смеси снега с солью происходит при температуре воздуха на карьере -12 — -15°C .

К оперативным мероприятиям следует отнести разрушение зависаний механическим, взрывным, физическим и другими способами. Для наблюдения за движением руды, установления места зависаний и заторов и их ликвидации проходят параллельно нижней части рудоспуска контрольные восстающие высотой более 50 м, которые через каждые 10—12 м соединяют с рудоспусками смотровыми ходками. При параллельном расположении двух-трех рудоспусков обычно для их обслуживания проходят один контрольный восстающий.

Механический способ ликвидации зависаний руды эффективно применяется у выпускных люков. Зависания руды ликвидируют люковой шуровкой или с помощью вибраторов.

Взрывной способ ликвидации зависаний руды применяется наиболее часто. Заряд ВВ весом 8—10 кг и более подводят под свод из ходков или смотровых точек на деревянных рейках длиной 5—6 м или с помощью метеорологических зондов. В настоящее время проводятся опыты по ликвидации зависаний с помощью реактивных зарядов. Для ликвидации зависаний возможно применение электроэнергии. Для этой цели вдоль рудоспуска на его противоположных сторонах прокладываются две токопроводящие шины, изолированные от массива и защищенные от механических повреждений. При подаче на них напряжения ток проходит через рудный столб в месте наибольшей плотности (в этом месте минимальное сопротивление), т. е. в месте образования рудной пробки. Током нагревается рудная масса, и зависание разрушается. При постоянно включенном напряжении ликвидация пробок осуществляется автоматически. В некоторых случаях для ликвидации зависаний возможно будет использовать импульсные водометы (гидропушки).

Перспективным методом ликвидации рудных пробок может служить лучевая энергия квантовых генераторов (лазеров), управление лучом которых будет осуществляться дистанционно с погрузочного пункта. Для предотвращения налипания рудной мелочи со снегом на днище люка рудоспуска используют их подогрев наведением в них токов Фуко с помощью индукционной катушки. Для нормальной эксплуатации рудоспусков наиболее важными являются равномерность загрузки и выпуска руды в течение смены, чередование загрузки мелких и крупных фракций, ограничение кусков по крупности (обычно не более 1—1,3 м), заполнение аккумулялирующей части рудоспуска не выше установленной высоты и объема.

В процессе эксплуатации непрерывно контролируется уровень заполнения рудоспусков. Для этого можно использовать непосредственно визуальное наблюдение из смотровых ходков и автоматический контроль. Для автоматического контроля уровня заполнения аккумулялирующей части применяют электромеханические, электрические, фотоэлектрические и радиоактивные указатели уровня руды.

В последнее время на руднике «Кируна» (Канада) проводят испытания специальных радарных устройств с передающей и приемной антеннами в комплексе с ЭЦВМ, что позволяет оптимизировать и оперативно управлять процессом выпуска руды.

Важное значение имеют организация разгрузочных работ, размеры разгрузочных площадок и погашение рудоспусков.

Разгрузочные площадки должны иметь размеры в поперечнике не менее двух радиусов поворота при туиковой подаче автосамосвалов и трех радиусов разворота автосамосвала при петлевом подъезде к рудоспуску. Для увеличения пропускной способности приемных устройств рудоспусков следует применять боковую разгрузку средств автотранспорта.

По мере понижения уровня добычных работ устье рудоспуска путем погашения его верхней части переносится на нижележащие горизонты. Высота погашаемой части зависит от скорости понижения уровня добычных работ, способа погашения рудоспусков и их числа. Наиболее часто при погашении рудоспусков их заполняют рудой до отметки подошвы обрабатываемого слоя, после чего погашаемую часть обуривают, взрывают и грузят экскаваторами. Чтобы избежать разрушения рудоспусков при взрывании, их обуривают укороченными скважинами и шпурами. Этот способ наиболее прост, безопасен, позволяет избежать разубоживания руды и в сравнительно короткий срок (1—1,5 месяца) обеспечить прием руды на вновь подготовленном горизонте.

§ 3. Использование дирижаблей и вертолетов

Опыт дирижаблестроения показывает, что в настоящее время имеется возможность проектировать и строить сравнительно недорогие и выгодные в эксплуатации дирижабли, а также грузовые аэростаты с высоким процентом полезной нагрузки. Использование гелия для наполнения оболочек сделает воздухоплавательный транспорт пожаробезопасным.

Дирижабли по сравнению с авиацией и наземными видами транспорта имеют ряд преимуществ: высокую экономичность (стоимость транспортирования грузов на дирижаблях в 3 раза ниже, чем самолетами, и в 10—12 раз ниже, чем на вертолетах); способность транспортировать крупногабаритные грузы; возможность производить посадку в любых условиях без наличия аэродромов и посадочных площадок; большой радиус действия; способность продолжительное время висеть в воздухе и использоваться как воздушный кран на монтажных работах; способность летать в большом диапазоне скоростей (от 0 до 180 км/ч) и дрейфовать в воздухе без расхода топлива неограниченное время; способность совершать вертикальный взлет и посадку, а также поднимать груз весом до 100 т и более.

Все это позволяет рассматривать дирижабли как перспективный вид транспорта для карьеров в условиях Сибири и Крайнего Севера,

а также в горных районах, удаленных от промышленных центров. С увеличением объема оболочки возрастает полезная грузоподъемность дирижабля, так как уменьшается удельный вес конструкции. Наиболее целесообразны в настоящее время оболочки с объемом до 200—250 тыс. м³.

Для снижения стоимости и упрощения конструкции, увеличения полезной грузоподъемности, сокращения экипажа и обслуживающего персонала при транспортировании массовых грузов возможно использование караванов грузовых аэростатов. Во главе каравана — дирижабль-буксир, снабженный мощными двигателями и полным комплектом аэронавигационного оборудования и пилотажных приборов. Грузовые аэростаты имеют только необходимое оборудование.

Дирижабли и грузовые аэростаты в горнорудной промышленности можно использовать для транспортирования горнорудного оборудования, доставки обслуживающего персонала рудников, стройматериалов, сборных производственных и жилых помещений, полезных ископаемых с места добычи до железной дороги или непосредственно на пункты потребления в горах и труднодоступных местах. Одной из разновидностей применения дирижаблей является создание воздушной транспортной магистрали на привязных аэростатах. По воздушной дороге полезное ископаемое доставляется из карьера до места потребления.

Разрабатывается ряд схем подвесных дорог на привязных аэростатах и воздушных шарах с автоматически изменяемым объемом. Преимущество воздушной подвесной дороги перед обычной канатной заключается в том, что ее можно легко смонтировать за короткое время в любом районе без специальных опор и строительных конструкций. Расчеты показывают, что на перевозках продукции горнорудных предприятий Тувинской АССР годовая экономия от применения воздухоплавательных средств составит более 2,4 млн. руб.

Применение шести дирижаблей для разработки одного из месторождений Якутской АССР по расчетам за 20-летний период эксплуатации обеспечит 90 млн. руб. прибыли.

На принципе воздухоплавательных аппаратов разработана схема оборудования, при которой обеспечивается транспортирование вскрышных пород по наикратчайшему расстоянию в поперечном направлении при значительных их мощностях, названная аэротранспортером. При этом работа осуществляется по принципу транспортно-отвальных мостов.

Создание и внедрение аэротранспортеров обеспечит условия производительной работы вскрышных комплексов за счет увеличения использования во времени, коэффициента надежности, уменьшения времени маневрирования в торцах и ликвидации простоя из-за перестроек ленточных конвейеров и железнодорожных путей транспортно-отвальных мостов. Таким образом, внедрение средств воздухоплавания для транспортирования горной массы позволит: уменьшить металлоемкость и энергоемкость транспортирования; эксплуатировать

их в различных климатических условиях; вследствие легкости, мобильности и маневренности средств транспортирования перемещать груз как в вертикальном, так и в горизонтальном направлении; при эксплуатации карьеров с ограниченными запасами полезных ископаемых переводить воздухоплавательные средства с одного карьерного поля на другое; при строительстве карьеров применять транспортное оборудование, предназначенное для эксплуатационных целей; снизить себестоимость транспортирования пород и повысить производительность труда.

Для транспортирования полезного ископаемого в глубоких, ограниченных по площади карьерах, особенно при их доработке, вполне реально применение вертолетов. При использовании вертолетов горную массу можно перемещать в контейнерах, которые представляют собой прочные металлические ящики, имеющие донную разгрузку и оборудованные жестким шарнирно укрепленным прицепным устройством.

В забое контейнеры устанавливаются по обе стороны от работающего экскаватора, погрузку их производят сверху при откинутом прицепном устройстве. По окончании погрузки прицепное устройство поднимается в транспортное положение, вертолет с помощью захватного приспособления зацепляет его и доставляет контейнер на поверхность. Разгрузка контейнеров на поверхности осуществляется в открытые сверху приемные бункера. Опустившись, вертолет касается контейнером специального аншлага, устроенного над бункером, створки днища контейнера открываются и горная масса высыпается. Створки днища закрываются автоматически в момент касания контейнером поверхности земли.

Вертолет может обслуживать один экскаватор, однако для форсирования его работы возможно использование двух вертолетов.

Достоинство вертолетов: резкое сокращение расстояния и времени транспортирования груза. По данным М. В. Васильева, расстояние транспортирования вертолетами уменьшается по сравнению с железнодорожным транспортом в 16—28 раз, с автомобильным — в 7—12 раз и с конвейерным — в 1,5—3 раза, время транспортирования уменьшается соответственно в 30, 8 и 4 раза.

Расчеты показывают, что применение вертолетов в карьерах эффективно при подъеме не менее 5—7 т полезного ископаемого, т. е. не ниже 10 т с учетом веса тары контейнера. Современное развитие техники позволяет создавать вертолеты со взлетным весом 40—50 т. Если учесть, что полезная нагрузка вертолетов не превышает 35—40% взлетного веса, то они смогут поднимать груз 15—20 т. На крупных вертолетах применяются турбовинтовые реактивные двигатели, недостаток которых заключается в сравнительно большом расходе горючего. У вертолетов, имеющих взлетный вес 40—50 т, мощность двигателей составляет 8000—10 000 л. с.; расход горючего при этом достигает 2—2,5 т/ч.

В табл. 64 приведена стоимость транспортирования 1 т груза различными видами карьерного транспорта.

Таблица 64
Стоимость транспортирования 1 т груза из забоя до поверхности
(по М. В. Васильеву)

| Виды транспорта | Стоимость 1 т·км, коп. | Стоимость транспортирования 1 т груза (коп.) при глубине карьера (м) | | | |
|---------------------------|------------------------------|---|------|------|------|
| | | 100 | 200 | 300 | 400 |
| Железнодорожный | 1,5 | 5,0 | 10,0 | 15,0 | 21,0 |
| Автомобильный | 6,0 | 9,0 | 18,0 | 27,0 | 36,0 |
| Конвейерный | 10,0 | 3,5 | 7,5 | 11,0 | 14,5 |
| Вертолетный | 21,7 | 4,5 | 6,5 | 9,0 | 11,0 |

Из табл. 64 видно, что стоимость 1 т·км в случае применения вертолетов значительно выше, чем других видов транспорта, однако начиная с глубины 200 м стоимость транспортирования ими ниже любого другого вида транспорта. Таким образом, при серийном выпуске вертолетов большой грузоподъемности со значительными моторесурсами и более длительным амортизационным сроком их применение в карьерах может быть вполне реальным. В первую очередь вертолеты получают распространение на узких, ограниченных по площади карьерах глубиной свыше 200 м, на доработке нижних горизонтов и при выемке отдельных рудных тел, когда разнос бортов для устройства транспортных берм нецелесообразен, а также на вспомогательных работах.

§ 4. Транспортирование горной массы реактивными метателями

Имеющиеся в настоящее время авиационные реактивные двигатели создали предпосылки для газодинамического транспортирования горной массы с помощью струй отработанных газов, истекающих со сверхзвуковой скоростью. Впервые в мировой практике в Советском Союзе предложена реактивная транспортная установка, в которой для метания породы в отвал используется энергия отработанных газов авиационного турбореактивного двигателя (рис. 173).

Проведенные на Семеновско-Головковском угольном разрезе испытания позволили установить, что оптимальная длина разгонной трубы реактивного метателя породы составляет 7—8 м, а ее диаметр 0,5 м. Вес установки около 20 т. При этих параметрах ее производительность при перемещении кусков горной массы размером до 200 мм достигает 3000 м³/ч. Испытания первых реактивных метателей показали хорошие результаты. Одновременно был выявлен ряд технических недостатков. Горная масса при метании расплавляется по длине и высоте из-за различного размера кусков, что усложняет технологию отвалообразования, увеличивает запыленность и загазованность карьера. Кроме того, серьезным недостатком является шум работающей установки.

Наиболее эффективны реактивные метатели при совместном использовании их с экскаваторами непрерывного действия. Для обеспечения благоприятных условий применения реактивных двигателей в карьерах возможны следующие технологические схемы их работы.

1. В случае применения транспортно-отвальных мостов вместо консольной части моста устанавливается реактивный метатель

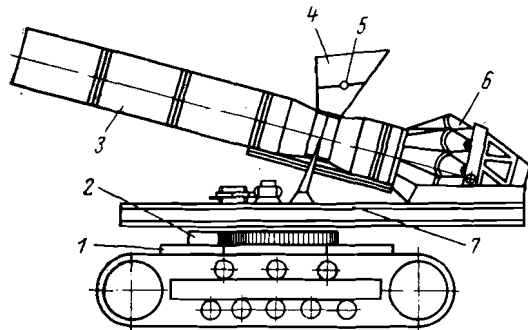


Рис. 173. Реактивная метательная установка:
1 — лафет; 2 — механизм поворота; 3 — разгонная труба; 4 — бункер; 5 — задвижка; 6 — турбо-реактивный двигатель; 7 — механизм подъема

вместо отвальной стрелы абзетцеров или отвалообразователей рекомендуется применять реактивные метатели. Расчеты показали, что при железнодорожном транспорте использование метателей на отвалах увеличивает шаг передвижки железнодорожного пути в 2—3 раза, сокращает число отвальных тупиков, уменьшает капитальные и эксплуатационные затраты на отвалообразование.

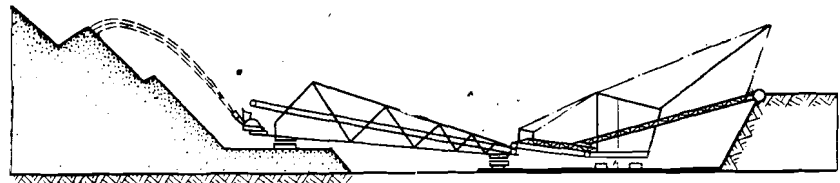


Рис. 174. Схема транспортно-отвального моста с реактивным метателем

3. При складировании сыпучих материалов метательные установки обеспечивают более высокую производительность. Возможность дистанционного управления газотурбинными двигателями обуславливает безопасность и надежность применения метателей на складах.

4. Перемещение породы от вскрышного экскаватора непрерывного действия в отвал осуществляется с помощью газодинамического транспорта по трубопроводу. Небольшой вес реактивных двигателей

позволяет применять подпитку потока на пути движения материала по трубе.

Материал загружается с помощью электронного устройства. Применяемая трубопроводная реактивная транспортная установка будет предположительно иметь в 80—100 раз меньшую металлоемкость по сравнению с транспортно-отвальными мостами.

§ 5. Транспортирование грузов канатными подвесными дорогами

Канатные подвесные дороги (рис. 175) представляют собой подвешенные на опорах канатные линии, по которым перемещаются транспортные сосуды — вагонетки. Их применяют на ряде промышленных предприятий, в том числе и в горнодобывающей промышленности.

По отраслям промышленности они распределены следующим образом (%):

| | |
|--|----|
| Угольная | 37 |
| Черная и цветная металлургия | 18 |
| Химическая | 6 |
| Строительных материалов | 5 |
| Прочие | 34 |

Канатные подвесные дороги имеют ряд преимуществ по сравнению с существующими видами карьерного транспорта: независимость от рельефа местности; большие допустимые уклоны пути (30—40°) и пролеты между опорами, позволяющие прокладывать трассу по кратчайшему расстоянию и пересекать препятствия без устройства дорогостоящих искусственных сооружений; возможность перемещения грузов над застроенными участками, не мешая при этом работе наземного транспорта; возможность бесперебойной работы в течение всего года; гибкость трассы (в плане) в связи с малыми радиусами кривых (до 5 м); способность доставлять груз на любую высоту и осуществлять разгрузку в любой точке трассы без перерыва транспортного процесса. Особенно эффективно применение подвесных канатных дорог в условиях гористой местности.

В Советском Союзе применяются двухканатные подвесные дороги с кольцевым или маятниковым движением вагонеток.

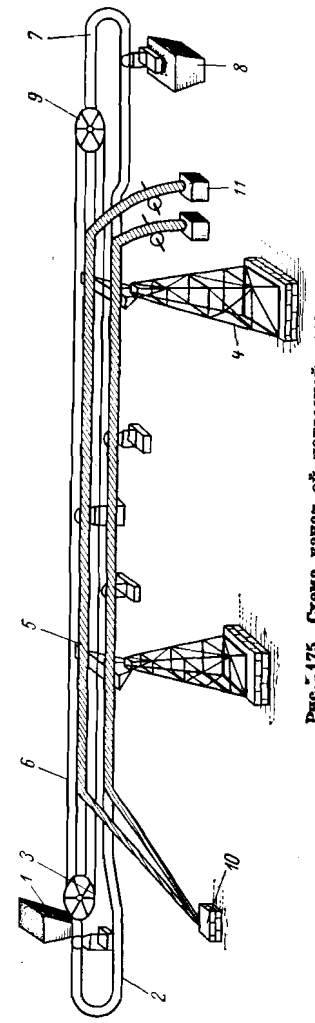


Рис. 175. Схема канатной подвесной дороги

Основные части канатной подвесной дороги: погрузочная станция, линия движения, разгрузочная станция, вагонетки и привод тягового каната. Погрузочная станция состоит из приемного бункера 1, загрузочного устройства для вагонеток, жесткого рельсового кругового обгонного пути 2, концевого шкива 3 для тягового каната. Линия движения имеет опоры 4, несущие канаты 5 и тяговый канат 6. Разгрузочная станция представлена рельсовым обгонным путем 7, приемным бункером 8 и приводной лебедкой 9.

По одному из несущих канатов движутся груженые вагонетки, по другому — порожние. В зависимости от внешних условий опоры устанавливаются через каждые 100—300 м, в некоторых случаях — через каждые 500—1000 м. Высота опор 30—50 м. На Каджаранском карьере высота опор достигает 73 м. Опоры представлены металлическими пространственными фермами. На зарубежных карьерах распространение получили железобетонные опоры. Несущие канаты на одном конце закоривают 10, а на другом натягивают грузом 11.

Широкое распространение имеют вагонетки с опрокидным кузовом на двух или четырех колесах, каждая пара которых образует тележку. Грузоподъемность вагонеток 1,3—2 т. Производительность действующих канатных дорог достигает 1,5—5,5 тыс. т в смену.

Производительность канатных дорог определяют, как для непрерывного вида транспорта, подставляя вместо погонной нагрузки $q = G/a$:

$$P_{к.д} = \frac{3600 Gv}{a}, \text{ т/ч.} \quad (\text{XVIII,1})$$

где G — грузоподъемность вагонетки, т;
 v — скорость движения вагонеток, м/сек;
 a — расстояние между вагонетками, м.

Расстояние между вагонетками в среднем составляет 50—150 м, а скорость движения достигает 3 м/сек. Производительность подвесной канатной дороги зависит в первую очередь от организации работ. Наиболее уязвимы для канатных дорог тяговые канаты. Их применяют диаметром до 32 мм, и они имеют срок службы от одного до семи месяцев. Несущие канаты служат свыше года и имеют диаметр до 50 мм.

Обычно при необходимости замены изношенного куска каната (30—40% износа) канатная дорога простаивает 5—6 ч. Подвесные канатные дороги оборудуют средствами автоматизации: автоматическую загрузку, разгрузку, движение вагонеток на погрузочных и разгрузочных станциях, автоматическую отцепку и прицепку их к тяговому канату. Наряду с этими средствами автоматизации применяют для регулирования работы привода, контроля за работой линии, учета производительности и аварийной блокировки. Длина дорог от 1,0 до 9 км и более. На Корфовском каменном карьере (Хабаровск), имеющем производительность около 400 тыс. м³ в год, предполагается строительство подвесной канатной дороги длиной

23 км. Несущий канат дороги диаметром 51 мм будет иметь вес 400 т. Дорога оборудуется 417 вагонетками емкостью 1,4 м³ каждая.

В табл. 65 приведены характеристики канатных подвесных дорог некоторых действующих и проектируемых карьеров.

Таблица 65

Характеристика некоторых канатных подвесных дорог

| Карьеры | Перевозимый груз | Производительность, т/ч | Длина транспортирования, км | Грузоподъемность, т | Скорость движения, м/сек | Интервал между вагонами, сек |
|-----------------|------------------|-------------------------|-----------------------------|---------------------|--------------------------|------------------------------|
| Каджаранский | Руда | 250 | 0,86 | 1,7 | 3,13 | 21,0 |
| Душанбинский | Известняк | 220 | 7,4 | 1,5 | 2,93 | 24,5 |
| Стерлитамакский | То же | 260 | 6,2 | 1,5 | 3,12 | 21,0 |
| Рыбницкий | » | 100 | 3,6 | 1,4 | 3,15 | 22,0 |
| Семилукский | Глина | 84 | 2,8 | 1,0 | 1,6 | 44,5 |
| Ветлосянский | То же | 60 | 0,7 | 1,1 | 1,6 | 69,0 |
| Чиатурский | Руда | 72 | 0,58 | 3,8 | 6,13 | — |

В табл. 66 приведены ориентировочные показатели стоимости канатных дорог и годовых эксплуатационных расходов.

Таблица 66

Затраты на устройство подвесных канатных дорог

| Длина дороги, км | Производительность канатной подвесной дороги, т/ч | | | | |
|------------------|---|--------------------|--------------------|--------------------|--------------------|
| | 50 | 100 | 150 | 250 | 500 |
| 1 | $\frac{196}{44}$ | $\frac{212}{45}$ | $\frac{225}{47}$ | $\frac{250}{49}$ | $\frac{427}{79}$ |
| | $\frac{241}{48}$ | $\frac{264}{50}$ | $\frac{283}{52}$ | $\frac{329}{57}$ | $\frac{469}{21}$ |
| 5 | $\frac{383}{59}$ | $\frac{441}{64}$ | $\frac{560}{79}$ | $\frac{654}{91}$ | $\frac{927}{139}$ |
| | $\frac{662}{95}$ | $\frac{836}{115}$ | $\frac{943}{127}$ | $\frac{1250}{174}$ | $\frac{1763}{250}$ |
| 25 | $\frac{1643}{215}$ | $\frac{1930}{250}$ | $\frac{2390}{305}$ | $\frac{2950}{380}$ | $\frac{4131}{540}$ |

Примечание.

1. В числителе указана стоимость подвесных канатных дорог, в знаменателе — годовые эксплуатационные расходы (тыс. руб.).

2. Годовые эксплуатационные затраты приведены при двухсменной работе канатных подвесных дорог.

Совершенствование канатных подвесных дорог в настоящее время происходит по пути увеличения их провозводительности. ВНИИГТашем разработан технический проект канатной подвесной дороги провозводительностью 750 т/ч, в котором предусмотрены вагоныетки с восьмиколесными тележками грузоподъемностью более 4 т.

§ 6. Доставка людей на карьерах

Современные карьеры имеют значительные размеры (в плане) при разработке горизонтальных месторождений (Шевченковский карьер имеет длину около 2,3 км, Подороженский — 2,5 км и т. д.), глубину свыше 150—300 м и большую протяженность при разработке наклонных и крутопадающих месторождений (Норкинский карьер, ГОКи Криворожского бассейна и др.), расположены на высоте 1500—4000 м над уровнем моря при разработке высокогорных месторождений (Алтын-Топканский и Каджаранский карьеры и др.). Весьма часто карьеры располагаются на расстоянии нескольких километров и даже десятков километров от жилых поселков. Поэтому доставку людей к рабочим местам можно подразделить на три этапа: от поселков к карьере, спуск и подъем в карьере и перемещение по рабочим горизонтам.

Способы и средства доставки людей к рабочим местам на горнодобывающих предприятиях классифицируются проф. М. В. Васильевым в зависимости от природных и горнотехнических условий разработки (табл. 67).

Наиболее широкое распространение на всех типах карьеров имеет автомобильный транспорт. Доставка людей осуществляется в автобусах или в специально переоборудованных грузовых автомашинах. Такое широкое распространение автомобильного транспорта объясняется его маневренностью, способностью обеспечивать доставку людей в любое место карьера, значительной скоростью передвижения, небольшими капитало-вложениями и значительной экономией при перевозках.

Автомобильные дороги внутри карьеров стремятся строить двухполосными шириной 9 м с уклонами 12—15⁰/₀₀ и радиусами закруглений не менее 15—20 м. В большинстве случаев съезды с уступа на уступ и автодороги на рабочих горизонтах для перевозки людей устраивают временными планировкой их трассы с помощью бульдозеров и автогрейдеров. Однако увеличение глубины карьеров приводит к значительному росту длины трассы автомобильных дорог и капитало-вложений на их строительство, затрудняет в некоторых случаях развитие горных работ и становится менее экономичным. Это вынуждает осуществлять доставку людей к рабочим местам другими видами транспорта.

Железнодорожный транспорт используется для доставки людей от жилых поселков до карьеров. Для внутрикарьерного перемещения трудящихся его обычно не используют. В труднодоступных местах, удаленных от магистральных дорог, в высокогорных районах в последнее время используют вертолеты МИ-1, МИ-4 и МИ-8, которые

Таблица 67

Способы и средства доставки людей на горнодобывающих предприятиях (по М. В. Васильеву)

| Карьеры глубинного типа | | | Карьеры нагорного типа | | |
|---|----------------------|----------------------------------|--|----------------------|----------------------------------|
| вид транспорта | коммуникации | технические средства | вид транспорта | коммуникации | технические средства |
| Транспорт от рабочего поселка до карьера | | | | | |
| Автомобильный | Автомобильные дороги | Автобусы, легковые автомобили | Автомобильный | Автомобильные дороги | Автобусы, легковые автомобили |
| Железнодорожный | Рельсовый путь | Пассажирские поезда, автодрезины | Железнодорожный | Рельсовый путь | Пассажирские поезда, автодрезины |
| | | | Воздушный | | Вертолеты, дирижабли |
| Спуск и подъем из карьера | | | | | |
| Автомобильный | Автомобильные заезды | Автобусы, легковые автомобили | Воздушно-канатный | Канатная дорога | Вагонетки |
| Канатные наклонные подъемники | Рельсовый путь | Вагонетки | Автомобильный | Автомобильные заезды | Автобусы, легковые автомобили |
| Канатные вертикальные подъемники (лифты) | То же | То же | Канатные наклонные подъемники (фуникулеры) | Рельсовый путь | Вагонетки |
| Перемещение по горизонтам и уступам | | | | | |
| Конвейерный | Конвейерный став | Лестничный конвейер (эскалатор) | Конвейерный | Конвейерный став | Лестничный конвейер (эскалатор) |
| Автомобильный | Автосъезды | Автобусы, легковые автомобили | Автомобильный | Автосъезды | Автобусы, легковые автомобили |

ОТВАЛЫНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ

могут принимать соответственно 3, 12 и 30 пассажиров. Основное достоинство этого способа — ускорение доставки людей к месту работы. Кроме перечисленных средств доставки людей к месту работы все большее распространение получают наклонные канатные подъемники. Они оборудуются непосредственно на борту карьера или в специальных наклонных стволах, а в высокогорных районах — по склонам возвышенностей. Впервые в Советском Союзе канатные подъемники начали действовать на Норкинском угольном разрезе. Они смонтированы в двух наклонных грузо-людских стволах и сообщаются с горизонтами карьера через каждые 60 м по глубине. Людей доставляют в вагонетках ВЛ-5/15. В составе две вагонетки по 15 мест в каждой. Подъем осуществляется однобаранчатыми подъемными машинами.

В будущем предполагается применить для подъема и спуска людей с глубины 90 м наклонные подъемники с вагонетками конструкции МакНИИ на Центральном и Южном карьерах треста Вахрушевуголь. При расположении подъемников непосредственно по борту карьера в качестве средства перемещения людей применяют наклонные платформы и вагоны, имеющие ступенчатые кабины. Рельсовый путь обычно шириной 1000 мм располагается под углом 40—45°. На карьерах треста Союзасбест запроектированы вертикальные подъемники, которые будут расположены в стволах дренажных шахт. Для соединения стволов с горизонтами карьера предусмотрены вагоны квершпалы длиной до 600 м. Вертикальные подъемники (лифты) удобны и надежны в эксплуатации, их грузоподъемность 1,5—2,0 т. Это позволяет ими за 30 мин осуществить спуск или подъем свыше 300 человек.

На Тырнаузском руднике применяется быстროходная канатная дорога, доставляющая людей на высоту 700 м. Расстояние между конечными станциями воздушно-канатной дороги 2000 м, угол подъема 20°. На дороге установлены три опоры высотой 40 м каждая. Дорога обслуживается двумя вагонами вместимостью по 40 человек каждый. Дорога маятникового типа. Опыт эксплуатации подобных дорог не только на Тырнаузском руднике, но и на других предприятиях страны показал их надежность и эффективность в условиях высокогорья. Стоимость доставки людей дорогами этого типа примерно в 2 раза ниже, чем автотранспортом. Основной недостаток подвесных дорог — снижение пропускной способности при увеличении длины транспортного средства. В 1965 г. для перемещения людей с уступа на уступ на Центральном разрезе треста Вахрушевуголь был впервые применен эскалатор — лестничный конвейер ЛК-1, который обеспечивал подъем людей на высоту 15 м. Достоинство конвейера ЛК-1 в том, что его можно передвигать без демонтажа вглубь за подвиганием фронта работ. На основе опыта эксплуатации первого образца лестничного конвейера был создан второй образец ЛК-2 с фермой длиной до 27 м и углом подъема 40°. Подобный тип эскалаторов наиболее эффективно средство перемещения людей с уступа на уступ.

ГЛАВА XIX

ТЕХНОЛОГИЯ ОТВАЛЫНЫХ РАБОТ

При разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом часто возникает необходимость размещения пустой породы (вскрыши) в специальных *отвалах*. Обычно объем вскрыши в несколько раз превосходит объем полезного ископаемого, поэтому в отвалах нередко приходится размещать пустые породы, количество которых достигает нескольких десятков миллионов кубических метров в год. Кроме того, в отвалах часто размещают некондиционные руды или уголь.

Отвалыные работы — трудоемкий процесс; от своевременного и качественного выполнения этих работ во многом зависит ритмичность работ карьера. Удельный вес отвалыных работ в общей стоимости 1 м³ вскрыши составляет 12—15%. При отвалообразовании пустых пород должны обеспечиваться: достаточная приемная способность отвалов, безопасность работ и низкая стоимость отвалообразования.

§ 1. Устройство отвалов

В зависимости от места размещения разлагают: *внутренние* отвалы, располагаемые в выработанном пространстве карьера; *внешние* отвалы, располагаемые за пределами контура карьера. Если часть объема пород отсыпается на внешних отвалах, а часть — в выработанном пространстве карьера, то такой способ отвалообразования называют *комбинированным*.

Внутреннее отвалообразование имеет место в основном при разработке сразу на всю мощность пластобразных залежей, имеющих горизонтальное или близкое к нему залегание. При разработке мощных наклонных или крутых пластов пустые породы транспортируются от внешних отвалов, расположенные на значительном расстоянии от карьера.

Комбинированное отвалообразование обычно применяют при значительной мощности вскрыши и доработке нижнего вскрышного

уступа по безтранспортной или транспортно-отвальной системе, когда организация второго яруса внутренних отвалов для приема породы с вскрышных уступов, обрабатываемых по транспортной системе, требует большого объема планировочных работ.

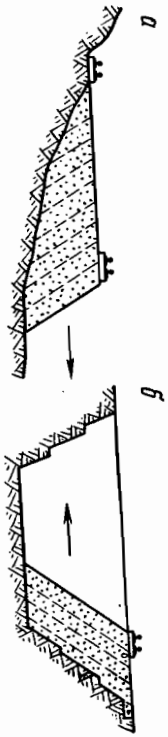


Рис. 176. Схемы выравнивания отвалов:
а — на склоне горы; б — в искусственных или естественных впадинах

При выборе места расположения внешних отвалов в первую очередь используются ту часть территории, которая расположена ближе к карьеру, с расчетом размещения необходимого объема вскрыши в естественных впадинах и придания путем, идущим на отвал из карьера, допустимого уклона. Территорию, в недрах которой содержатся подземные ископаемые, подлежащие разработке открытым способом, занимать под отвалы запрещается.

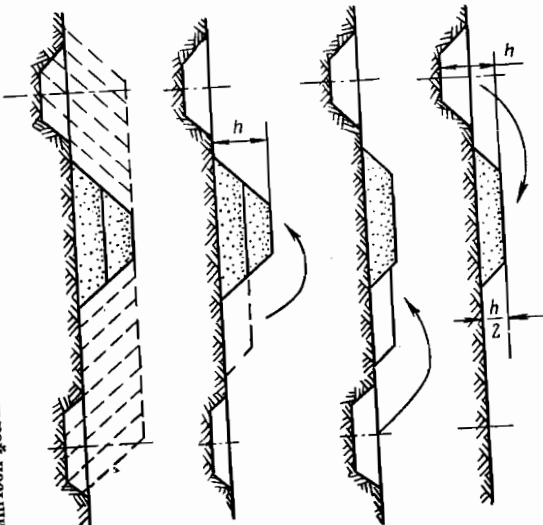


Рис. 177. Схемы образования первоначальной насыпи с помощью механической лопаты

Первоначальные насыпи, от которых и получают дальнейшее развитие отвалы. Первоначальная насыпь на равнинной местности может быть возведена: постепенной отсыпкой породы, разгружаемой из думпкаров, ее планировкой и последовательным подъемом железнодорожного пути. На рис. 177 показаны схемы образования первоначальной насыпи с помощью механической лопаты.

Этот способ связан с большим объемом работ по переукладке путей и характеризуется низкими темпами наращивания высоты отвала и значительной трудоемкостью работ, в связи с чем он не получил распространения на карьерах. Более экономично первоначальную насыпь возводить экскаваторами — механической лопатой или драглайном. Начальная высота этой насыпи в случае применения экскаваторов средних размеров составляет 3,5—4 м. Дальнейшее увеличение высоты отвала производится постепенным подъемом железнодорожного пути. При соответствующих условиях первоначальные насыпи можно сооружать колесными скреперами и бульдозерами.

При перемещении вскрыши на отвалы автомобилями создание первоначальной насыпи упрощается, так как эта работа выполняется непосредственно автосамосвалами и бульдозерами.

По способу развития фронта работ отвалы подразделяются на параллельные, веерные и криволинейные.

При *параллельном* способе развития фронта отвала рельсовые пути перемещают параллельно первоначальному их положению (рис. 178). Шаг передвижки на плужных отвалах составляет 1,5—2,5 м, реже 4—5 м, на экскаваторных отвалах 25—30 м. Шаг передвижки путей зависит от линейных параметров экскаваторов и угла разгрузки по отношению к железнодорожным путям и определяется по формуле

$$a = k(R_p + R_q), \text{ м}, \quad (\text{XIX}, 1)$$

где R_p — радиус разгрузки, м;

R_q — радиус черпания ($k = 0,8—0,9$), м.

Фронт отвальных работ при этом способе систематически сокращается ввиду трудностей, возникающих при разгрузке вагонов в тупике. Угол сокращения отвального фронта зависит от конструкции путевого упора и изменяется в пределах от 25 до 45°. На рис. 179 показаны схемы параллельного перемещения фронта отвальных работ.

Если необходимо сохранить длину отвального фронта, то работы ведут при наличии полевой насыпи, которую либо создают одновременно со строительством первоначальной насыпи, либо наращивают отдельными участками по мере развития фронта отвальных работ.

При *веерном* способе развития отвала упрощается передвижение путей, так как оно производится относительно поворотного пункта O и не требует ни рассоединения путей при их передвижении, ни переноски закрутлений (рис. 180). При этом способе шаг передвижки является величиной переменной (отсыпка породы происходит по треугольнику) — с поворотом пути, как и при параллельном продвижении, длина разгрузочного фронта постепенно уменьшается. Для сохранения фронта работ создается полевая насыпь.

При *криволинейном* способе развития фронта отвальных работ постепенное удлинение фронта отвала происходит за счет увеличения

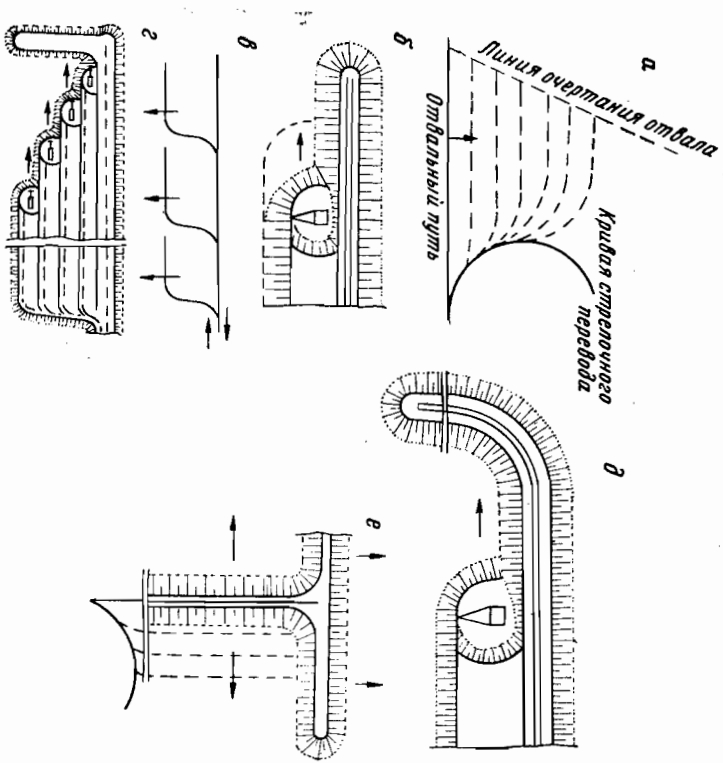


Рис. 178. Схемы параллельного перемещения фронта отвальных работ: а — односторонний; б — при экскаваторном отвалообразовании; в — многотупиковый; г — многотупиковый с передней насыпью; д — при экскаваторном отвалообразовании с передней насыпью; е — с передней насыпью при постоянной длине фронта работ

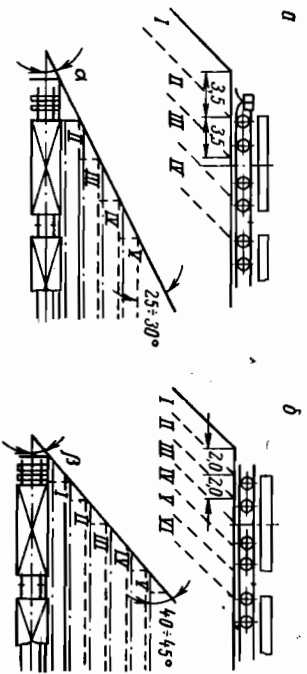


Рис. 179. Схемы параллельного перемещения фронта отвальных работ: а — при нормальном; б — при упрощенных тупиковых клетках из шпал

Длины выгуклой кривой (рис. 181). Удлинение пути при этом производится вставкой в него отрезков рельсов различной длины. Криволинейное развитие фронта отвальных работ широко распространено на плужных и экскаваторных отвалах ручной и угольной промышленности.

При ограниченной площади, отведенной под отвалы, работы ведут в два уступа и более (многоуровневые отвалы); высота уступов принимается в тех же пределах, что и для одноуровневых отвалов. На рис. 182 показана схема развития двухъярусного отвала.

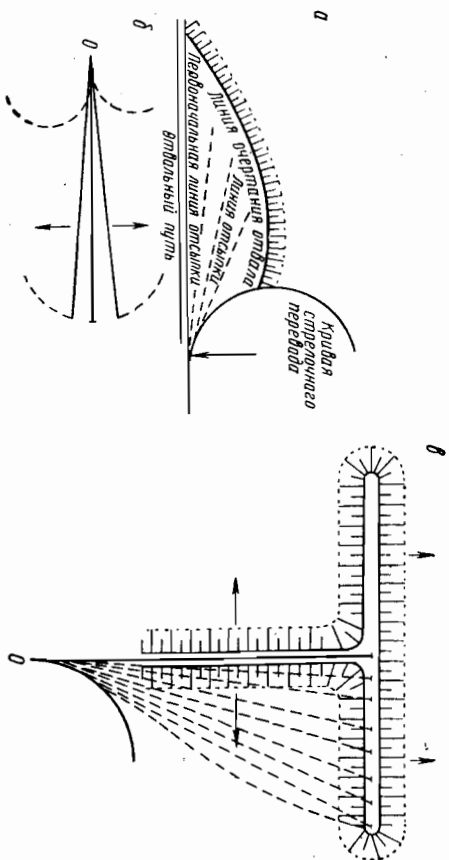


Рис. 180. Схемы ступенчатого перемещения фронта отвальных работ: а — односторонний; б — двусторонний; в — при наличии передней насыпи

Во избежание встречного движения поездов на отвале устраивают железнодорожное кольцо, от которого отходят пути отдельных отвальных тупиков. Это позволяет сокращать время рейсов поездов и соответственно увеличивать пропускную способность отвала. Обычно отсыпку отвальных уступов ведут с поперечным подъемом 5—20‰, величина которого устанавливается опытным путем с учетом усадки выгруженных под откос пород. Длина отвальных путей зависит от объема поступающей на отвал породы. Обычно устраивают несколько самостоятельных отвалов или один большой отвал подразделяют на несколько участков — тупиков.

Для обеспечения непрерывной работы на одних отвальных участках приходится применять прием породы, на других — планировка, на третьих — переделка рельсовых путей. Кроме того, необходимо иметь достаточное число тупиков в резерве.

Высота отвальных уступов зависит от физических свойств пород, степени их осушения, веса отвальной и транспортно-оборудования, размеров отвалообразователей, типа и характера развития отвалов и т. д.

Высота отвалов на большинстве карьеров устанавливается опытным путем. Данные о высоте отвальных уступов приведены в табл. 68.

Высота отвальных уступов

| Породы | Высота уступов (в метрах), образованных | | | |
|----------|---|---------------------------|--------------------------------------|-------------------------|
| | Отвальных плугами | Однокошовой экскаваторами | Многокошовой отвальных экскаваторами | Бульдозерами |
| Песчаные | 8-10 12-20 До 30 | 15-20 До 30 | 20-30 40-60 | 10-15 15-20 25-30 |
| Скальные | До 30 | До 30-40 | Не применима | 25-30 |

Площадь, погребная для размещения пород в отвале, может быть определена по формулам:

$$S_1 = \frac{V \pi k_p}{h_1}, \text{ м}^2, \quad (\text{XIX}, 2)$$

Для двухъярусных отвалов

$$S_2 = \frac{V \pi k_p}{h_1 + h_2 \eta}, \text{ м}^2, \quad (\text{XIX}, 3)$$

где V_n — объем вскрытых пород, назначенный для размещения

в отвалах, м^3 ;
 k_p — коэффициент разрыхления пород в отвале ($k_p = 1,15-1,35$);

h_1 и h_2 — высота первого и второго ярусов отвала;

η — коэффициент заполнения площади породами второго яруса ($\eta = 0,5-0,7$).

В эксплуатационном отношении отвалы характеризуются приемной и пропускной способностью.

Под приемной способностью отвала или отдельного участка понимают количество пород, которое возможно поместить в отвал без переноса трассы пути на отвале. В конкретных условиях приемная способность отвалов определяется: размерами рабочих органов отвалообразователей — вылетом тележки отвального плуга и радиусом действия экскаваторов, от которых зависит ширина полосы отвала, отсыпанного с одного положения пути; высотой отвального уступа; длиной разгрузочного фронта; организацией транспортно-разгрузочных работ на отвале. Обычно пользуются измерителем удельной емкости отвала, т. е. емкостью, приходящейся на 1 м длины отвального тупика.

Для механизации работ на уступах внешних отвалов можно использовать: отвальные плуги, однокошковые экскаваторы, многокошковые отвальные экскаваторы (абзеттеры), консольно-ленточные отвалообразователи, бульдозеры и оборудование для гидромеханизации.

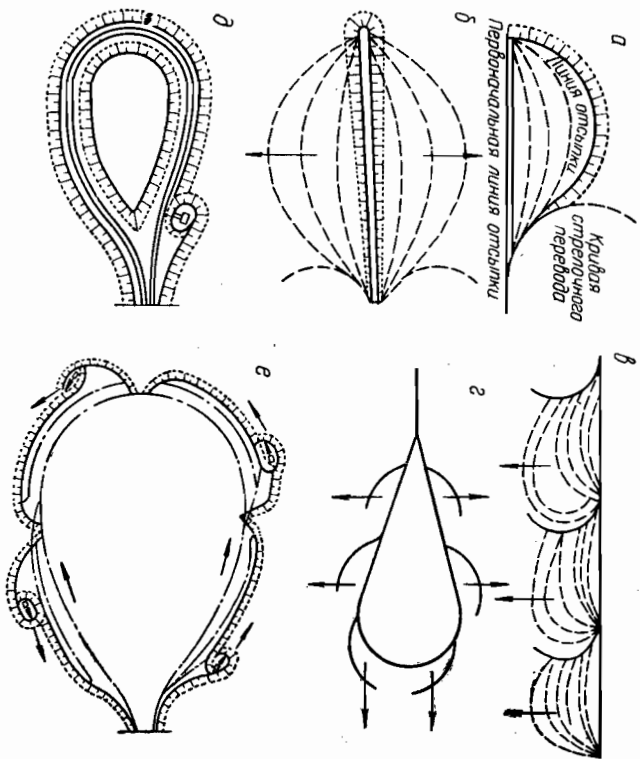


Рис. 181. Схема криволинейного перемещения фронта отвальных работ: а — одноэтапная; б — двухэтапная; в — многотупиковая; г — многотупиковая кольцевая; д — кольцевая схема в начальной стадии; е — кольцевая схема в период полного развития

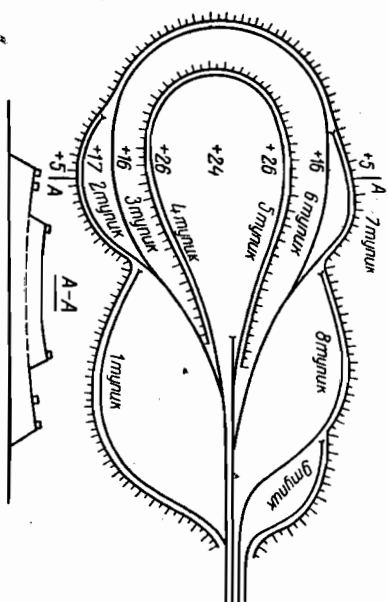


Рис. 182. Схема разветвления двухъярусного отвала

Площадь, отведенная под отвалы, и емкость отвалов должны обеспечивать размещение всего объема вскрыши с учетом пород из междупластий и отсортированных при добыче полезного ископаемого.

§ 2. Плужные отвалы

На плужных отвалах породу из думпкаров разгружают непосредственно под откос отвального уступа. При этом одна часть разгружаемой породы скатывается вниз, другая (50—70%) — остается на откосе уступа. В момент скатывания породы происходит естественное распределение ее по крупности материала. Наиболее крупные куски породы размещаются у подошвы уступа, концентрируясь в основном в верхней части в виде неустойчивой гряды, нависающей над откосом. Размеры этой нависы тем больше, чем выше отвальный уступ, а также чем мельче порода и больше ее водонасыщенность.

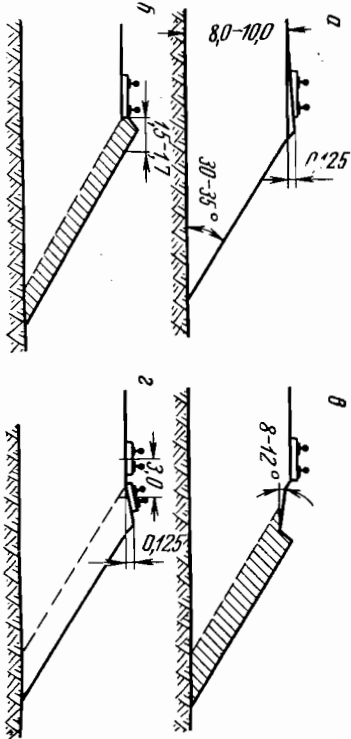


Рис. 183. Технологича плужного отвалообразования:
а — подготовленный к применению породы отвал; б — состояние отвала перед дальнейшей вышкой; в — отвалка породы с многократной вышкой; г — передвижка пути в новое положение

Технологический процесс отвальных работ включает: разгрузку думпкаров, планировку бровки отвала и передвижку рельсовых путей. Думпкары можно разгружать по одному, отдельными группами из нескольких вагонов и одновременно все. Чаше их разгружают по одному. На угловых карьерах Урала для разгрузки става, нагруженного сухими породами, затрачивается: летом 5—7, зимой 15—20 мин, а при мокрых породах соответственно 12—18 и 25—30 мин.

На рис. 183 приведена технология плужного отвалообразования. Уровень нового положения пути принимается в зависимости от крепости и крупности породы на 100—500 м выше уровня старого положения, с учетом осадки пути при движении по нему подвижного состава.

Шаг передвижки путей на плужных отвалах составляет 4,5—2,5 м, реже 4—5 м; его величина зависит от веса отвального плуга, вылета лемеха, а также от высоты уступа, устойчивости и физико-механических свойств пород, помещаемых в отвал. Шаг передвижки увеличивается при более тяжелых плугах с большим вылетом лемеха, а также при более крепких породах и устойчивых откосах уступов отвалов. Относительно частые передвижки пути на отвале увеличивают объем путевых работ и снижают технико-экономические показатели плужного отвалообразования.

Отвальный плуг представляет собой двух- или многоосный вагон специальной конструкции, к одной или обеим сторонам которого прикреплены планирующие лемехи, служащие исполнительным органом плуга. Плуги изготовляют с ручным и механическим приводом.

По способу перемещения отвальные плуги бывают самоходные и прицепные. Прицепные плуги перемещаются паровозами или электровозами.

Характеристика отвального плуга МОП-1

| | |
|-----------------------------------|---------------------|
| Наибольший размер главного крыла, | 7500 |
| Вес плуга, т | 61,2 |
| Габариты, мм: | |
| Длина | 16 320 |
| Ширина | 3 100 |
| Высота | 5 060 |
| Управление | От компрессора |
| Род тяги | Локомотивная |
| Тяговое усилие, Т | 16 000—18 000 |
| Рабочая скорость, км/ч | 6—10 |
| Сцепка | Автоматиче- ская |

Приемная способность отвального тупика между двумя очередными передвижками железнодорожного пути определяется по формуле

$$V = \frac{ch_0 L_T}{k_p}, \text{ м}^3 \quad (\text{XIX, 4})$$

где c — шаг отвалообразования, равный при отвальном плуге 2,5—3,5 м;

h_0 — высота отвала, м;

L_T — длина отвального тупика, м;

k_p — коэффициент разрыхления.

Шаг отвалообразования определяется по формуле

$$c = a - b, \text{ м} \quad (\text{XIX, 5})$$

где a — вылет крыла отвального плуга, м;

b — безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа (при наличии думпкаров грузоподъемностью 60 т оно должно быть не менее 1,8 м).

При размещении в отвале разнородных пород ширину бермы увеличивают на 25%. Число поездов, которое может быть разгружено

без передвижки путей при емкости одного поезда Q_n (m^3) разрыхленной породой, определяется по формуле

$$N = \frac{V}{Q_n} = \frac{ch_0 L_r}{k_p Q_n} \quad (\text{XIX, 6})$$

При больших объемах отвальных работ преимущество имеют самоходные машины. По числу и расположению лемехов различают следующие типы отвальных плугов: односторонние односторонние с одним лемехом — для работы только при переднем ходе плуга; односторонние двухдействующие с двумя лемехами — для работы

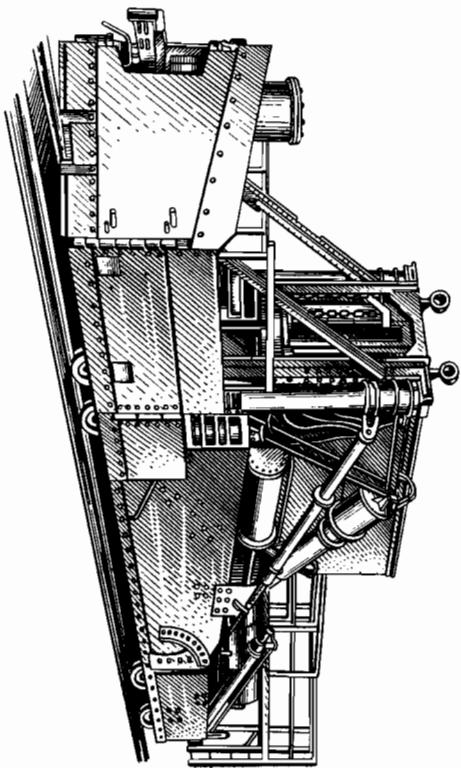


Рис. 184. Тяжелый отвальный плуг Моп-1

по одну сторону в двух направлениях; двусторонние односторонние с двумя лемехами — для работы по одну сторону в двух направлениях; двусторонние двухдействующие, имеющие четыре лемеха, — для работы по обеим сторонам в двух направлениях (при переднем и заднем ходе).

В зависимости от вылета лемеха различают плуги: легкие — с вылетом до 3,6 м и весом до 20 т; средние — с вылетом до 5 м и весом около 40 т, тяжелые — с вылетом до 7,5 м и весом 50—70 т. Легкие плуги используют при планировке мягких и сыпучих пород; при большом объеме вскрыши и планировке скальных пород применяют плуги тяжелого типа. Плуг на отвальный тупик подается локомотивом, который находится позади него.

На отечественных карьерах широко применяют отвальный плуг Моп-1 с пневматическим управлением (рис. 184). Он смонтирован на специальной четырехосной платформе с усиленной рамой, на которой укреплены носовые листы с подкрылками и два главных крыла. В середине крыльев устроены опускающиеся лемехи для канавокопателя, а на конце — откосные крылья. Носовые листы

с подкрылками при опускании вниз производят очистку пути от породы или снега. Главные крылья можно также опускать, поднимать или раскрывать под углом 45° к оси пути. Число разгружаемых составов на отвальном тупике в смену определяют по формуле

$$N_c = \frac{T_{см} \eta}{T_1 + T_2}, \quad (\text{XIX, 7})$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, мин;
 η — коэффициент, учитывающий время на планировку тупика ($\eta = 0,6-0,8$);

T_1 — время загрузки состава, мин;

T_2 — время обмена составов, мин.

Число смен работы отвального тупика между передвижками пути определяют по формуле (при $n = 5-8$ сменам)

$$n = \frac{N}{N_c} = \frac{ch_0 (T_1 + T_2)}{k_p Q_n T_{см} \eta} \quad (\text{XIX, 8})$$

Длина отвального тупика при плужном отвалообразовании определяется по формуле

$$L_r = \frac{n Q_n T_{см} \eta k_p}{h_0 c (T_1 + T_2)}, \text{ м.} \quad (\text{XIX, 9})$$

Необходимая длина отвальных тупиков, находящихся в работе, определяется по формуле

$$L_p = \frac{V_{см}}{v_0} = \frac{V_{см}}{ch_0}, \text{ м,} \quad (\text{XIX, 10})$$

где $V_{см}$ — количество пород, размещаемое в отвале в смену, m^3 ;

v_0 — приемная способность 1 м отвального тупика, m^3 .

Число рабочих отвальных тупиков определяют по формуле

$$n_p = \frac{L_p}{L_r} = \frac{V_{см} (T_1 + T_2)}{n Q_n T_{см} \eta} \quad (\text{XIX, 11})$$

Общее число отвальных тупиков, на которых производится разгрузка пород и передвижка путей, определяется по формуле

$$n_0 = k n_p, \quad (\text{XIX, 12})$$

где k — коэффициент, учитывающий время на планировку и передвижку железнодорожного пути на отвальном тупике ($k = 1,25-1,75$).

Общая длина фронта отвальных работ определяется по формулам:

$$\left. \begin{aligned} L_0 &= \frac{V_{см} k}{h_0 c}, \text{ м;} \\ L_0 &= L_p k, \text{ м;} \\ L_0 &= n_p L_r k, \text{ м.} \end{aligned} \right\} \quad (\text{XIX, 13})$$

Длина оборудованных на рудных карьерах отвальных тупиков колеблется от 500 до 2200 м. Наблюдается тенденция к повышению длины отвальных тупиков до 1500—2500 м, что позволяет увеличить время работы отвала между передвижками путей и более эффективно использовать отвальные плуги и путепередвижатели.

Характеристика плужных отвалов приведена в табл. 69.

Т а б л и ц а 69

Характеристика плужных отвалов

| Показатели | Рудники и Предприятия | | | |
|---|-----------------------|-------------|----------------|-------------------|
| | Мелитопо-горский | Бакань-ский | Высоко-горский | Горо-блато-лацкий |
| Средняя высота, м | 8—10 | 10—12 | 10—12 | 9 |
| Средняя длина фронта раз-гружки, м | 620 | 650 | 600 | 250 |
| Средний шаг передвижки, м | 3 | 1,5 | 1,5 | 1,5 |
| Максимальная переменная спо-собность рабочего тупика, тыс. м ³ : | | | | |
| в месяц | 91,5 | 40 | 38 | 30 |
| в год | 925 | 400 | 350 | — |
| Сменная производительность труда рабочего на отвале, м ³ | 109,6 | 85 | 86,6 | 63 |
| | | | | 30,4 |

Основные достоинства плужных отвалов: низкая стоимость отвального оборудования; простота устройства и управления, в связи с чем для обслуживания их требуется менее квалифицированный персонал, чем для обслуживания экскаваторов; возможность при-менения на мягких, сыпучих и скальных породах; сравнительно высокая производительность; возможность получения после пла-нировки бровки отвала ровной и вполне подготовленной для пере-движки пути площадки.

Недостатки плужных отвалов: ограниченная высота отвалов (обычно 10—12 м); ограниченная ширина планировки, в связи с чем приемная способность плужных отвалов сравнительно невелика; необходимость частой передвижки отвальных путей, что связано с большими трудовыми затратами; неустойчивость отвала при раз-мещении в нем глинистых и скальных пород, что делает затрудни-тельным переукладку железнодорожного пути, особенно в дождли-вую погоду и в зимнее время; невозможность отсыпки глинистых и рыхлых пород в дождливую погоду.

Применение плужных отвалов рационально при относительно небольшой производительности и большой разбросанности отваль-ных участков, а также при отсутствии на руднике достаточного числа экскаваторов для возможности их использования на от-валах.

§ 3. Экскаваторные отвалы

В настоящее время на отвалах широко применяются одноковшовые экскаваторы — механические лопаты. Экскаваторная отвальная заходка представляет собой ленту шириной до двух радиусов дей-ствия экскаватора (радиусов черпания и загрузки). Ширина за-ходки для механических лопат с ковшом емкостью 3—5 м³ составляет 25—30 м. По высоте заходки делится на два подступа; на промежу-точной горизонтальной площадке между подступами устанавливаются экскаватор. Разгружаемая из думпкаров порода поступает на прием-ную площадку, откуда экскаватором она перетопачивается в нижней и верхней подступы заходки. Постепенное подпирание породной лентой происходит параллельно фронту основного отвала. Фронт загрузки имеет длину около 20 м. Схема экскаваторного отвала показана на рис. 185.

Ниже рабочей площадки устраивают приямок глубиной до 4 м, что, кроме увеличения емкости вместилыща породы, предохраняет ходовую часть экскаватора от повреждения крупными кусками породы, выгружаемой из вагонов.

По достижении экскаватором конца отвальной заходки он воз-вращается к началу отвального тупика и начинает отсыпать новую заходку.

На экскаваторных отвалах объем путепередвижных работ по сравнению с плужным отвалом сокращается в 10—12 раз за счет большого шага передвижки путей.

Пути на экскаваторном отвале передвигаются железнодорожным краном с вылетом стрелы 25 м или гусеничным краном с вылетом стрелы 12—13 м. Для сокращения объема работ по переукладке железнодорожных путей на отвалах стремятся повысить приемную способность за счет удлинения экскаваторного тупика и уве-личения высоты отвала. Максимальная длина тупиков экскава-торных отвалов устанавливается в пределах 1,5—2,5 км. Высота верхнего подступа отвала составляет 3—6 м, нижнего 10—25 м. В последнем случае она зависит от устойчивости пород. При-емная способность 1 м отвального тупика составляет 600—700 м³ и более.

При мелкокусовых, сыпучих и мягких породах для механизаци-ции отвальных работ применяют также драглайны ЭШ-4/40 или ЭШ-6/60, которые более безопасны в работе по сравнению с меха-нической лопатой. Это объясняется меньшим удельным давлением на грунт и расположением экскаватора на значительном расстоянии от бровки отвала. Шаг переукладки драглайнов увеличивается в соот-ветствии с линейными параметрами экскаватора.

Драглайны на внешних отвалах применяют на Ново-Криворож-ском, Соколовском, Сарбайском железнодорожных карьерах, а также на Юрковском, Ангреском, Иртышском, Кумертаульском и Хра-мовском угольных разрезах.

Технико-экономические показатели отвалообразования на СГОКе приведены в табл. 70.

Из табл. 70 видно, что затраты на отвалообразование в случае применения драглайнов на внешних отвалах ниже, чем механических лопат.

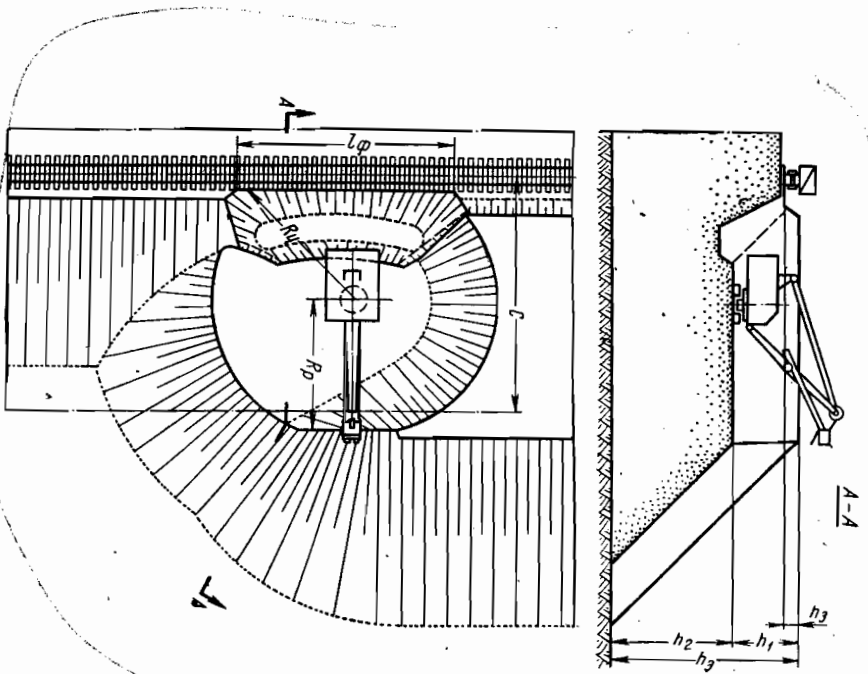


Рис. 185. Схемa экскаваторного отвала.
 h_1 — высота отвала, м; h_2 и h_3 — соответственно высота верхнего и нижнего ярусов отвала, м; h_3 — превышение новой отсыпанной отвальной заходки над старой, м; c — шаг перевышки путей, м; R_1 и R_2 — соответственно радиус черпания и разгрузки экскаватора, м; l_0 — длина фронта разгрузки, м

Значительные линейные параметры падающих драглайнов обеспечивают в 5—7 раз больший шаг передвижки отвальных путей. Большим темпом его подвигания и переукладки железнодорожного пути, что осуществляется по достаточному уплотненным породам. Это

Показатели работ по отвалообразованию
 Таблица 70

| Показатели | Экскаватор | | |
|--|------------|---------|---------|
| | ЭКГ-4 | ЭШ-4/40 | ЭШ-8/60 |
| Высота отвала, м | 20 | 25 | 36 |
| Применная способность 1 м тупика, м ³ | 350—400 | 1500 | До 4000 |
| Шаг переукладки железнодорожного пути, м | 22—25 | 70 | 80—100 |
| Затраты на приемку 1000 м ³ в отвал, руб. | 95 | 90 | 70 |

определяет экономическую целесообразность устройства отвальных железнодорожных путей на багрясте, что позволяет увеличить полезный вес и скорости движения железнодорожных составов на отвалах.

Железнодорожные пути и драглайны удалены на значительные расстояния от откоса отвала, что обеспечивает безопасные условия ведения отвальных работ. Основным недостатком применения драглайнов на отвалах; необходимость иметь обслуживающий персонал высокой квалификации.

Целесообразность применения драглайнов на отвалах необходимо обосновывать технико-экономическими расчетами в каждом конкретном случае. При недостаточной четкой организации отвальных работ производительность драглайнов на 1 м³ емкости ковша может оказаться ниже по сравнению с производительностью механических лопат.

Расчеты экскаваторных отвалов. Возможное число подаваемых на отвальный тупик составов в смену

$$N = \frac{2L}{v} \frac{T_{см} f}{t_r + t + n_p t_p} \quad (XIX, 14)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

f — коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов (0,85—0,95);

L — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, км;
 v — средняя скорость движения составов на отвале ($v = 10—12$);

t — время на связь при обмене состава (0,05 ч);

n_p — число вагонов в составе;

t_r — время на разгрузку одного вагона (в среднем $t_r = 0,02$ ч);

Применная способность отвального тупика определяется

$$W_c = N q_v n_v, \text{ м}^3 \quad (XIX, 15)$$

где q_v — количество породы в целике, вмещающейся в вагон, м³.

Эксплуатационная производительность отвального экскаватора определяется по ранее приведенной формуле

$$Q_s = 60k_g k_g n T_{см} q, \text{ м}^3/\text{смену},$$

где q — геометрическая емкость ковша экскаватора, м^3 ;

k_n — коэффициент наклона ковша (0,91—0,54);

n — число черпаний в минуту;

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

k_g — коэффициент использования во времени;

$$k_g = \frac{T_{см} - T_{пр}}{T_{см}} k_n \frac{n_{гдв}}{60g n k_n} \frac{2L}{v} + \tau + n_{гдв} \tau, \quad (\text{XIX}, 16)$$

где $T_{пр}$ — время на прием и сдачу смены, смазку экскаватора и крепкий ремонт ($T_{пр} = 1-1,5$ ч), ч;

η — коэффициент совмещения перелопачивания породы и разгрузки думпкаров (0,7—1,0);

k_n — коэффициент, учитывающий передвижки экскаватора (0,92—0,98).

При полном совмещении разгрузки и перелопачивания эксплуатационная производительность экскаватора составит

$$Q_s = (T_{см} - T_{пр}) k_n \frac{n_{гдв}}{v} \frac{2L}{\tau + \tau + n_{гдв} \tau}. \quad (\text{XIX}, 17)$$

Предельное расстояние от обменного пункта до пункта разгрузки

$$L = \frac{120k_n k_n (T_{см} - T_{пр}) q_n}{2} \frac{v (n_{гдв} \tau + \tau)}{2}, \text{ м}. \quad (\text{XIX}, 18)$$

Приемная емкость отвального тупика (в целике) между передвижками рельсового пути, как и при шпунтовых отвалах, определяется

$$W_n = \frac{lh_s c}{k_p}, \text{ м}^3, \quad (\text{XIX}, 19)$$

где l — рабочая длина отвального тупика, м;

h_s — высота отвала, м;

c — шаг передвижки пути.

Шаг передвижки рельсового пути на отвальном тупике * определяется по формуле

$$c = \sqrt{R_q^2 - \left(\frac{l}{2}\right)^2} + R_p, \text{ м}, \quad (\text{XIX}, 20)$$

где R_p и R_q — радиусы разгрузки и черпания экскаватора, м;

l_1 — длина фронта разгрузки (обычно принимается равной длине вагона), м.

* Эта величина может быть определена также по формуле (XIX, 4).

Время между передвижками рельсового пути определяется по формуле

$$B_n = \frac{W_n}{W_c}, \text{ смен}. \quad (\text{XIX}, 21)$$

Необходимое число отвальных тупиков определяют по формуле

$$n_r = \frac{Q_{см}}{W_c} \left(1 + \frac{t_{пер}}{B_n}\right) k_{рез}, \quad (\text{XIX}, 22)$$

где $Q_{см}$ — объем породы, вывозимой в течение смены, м^3 ;

$t_{пер}$ — время, необходимое на переукладку рельсового пути одного тупика, смен;

$k_{рез}$ — коэффициент, учитывающий резервные тупики ($k_{рез} = 1,2-1,25$).

Для увеличения приемной емкости экскаваторных отвалов и уменьшения объема работ по переукладке железнодорожных путей высота отвала достигает 20—35 м и более, длина тупиков 1500—2500 м, а приемная способность 1 м фронта отсыпки отвального тупика 600—800 м^3 и более.

Основные преимущества экскаваторных отвалов перед плужными: производительность их не зависит от времени года и погоды; увеличивается шаг передвижки железнодорожных отвальных путей, что позволяет сократить расходы на переукладку в 10—12 раз; пропускная способность отвальных тупиков выше в 1,5—2 раза;

Т а б л и ц а 71

Характеристика экскаваторных отвалов

| Показатели | Каьеры | | рульные | | | | |
|---|----------|-----------|-----------|---------|------|------|------|
| | угольные | | рульные | | | | |
| Высота отвала, м | 17—30 | 12—13 | 16—19 | 15 | 19 | 42 | 18 |
| Рабочая длина тупиков, м | 690—1440 | 1475—1790 | 1200—1730 | 500—750 | 150 | 300 | 350 |
| Суточная пропускная способность тупика, м^3 | 4095 | 2100 | 2100 | 2540 | 1600 | 1870 | 2690 |
| Преимная емкость 1 м отвального тупика, м^3 | 374—750 | 288 | 350—450 | 360 | 380 | 216 | 430 |
| Сменная производительность труда рабочего на отвале, м^3 | 140 | — | 80 | 105 | 80 | 90 | 112 |

производительность труда отвальных рабочих выше в 2—2,5 раза; возможно применение тяжелого подвижного состава благодаря большой устойчивости разгрузочных путей, которые можно балластировать и содержать в улучшенном состоянии; стоимость отвальных работ значительно ниже.

Недостатки экскаваторных отвалов: короткий фронт разгрузки (1—2 вагона) и, как следствие, увеличение времени разгрузки локомотивов на отвалах; сосредоточенность больших грузопотоков на экскаваторном участке отвала, что затрудняет организацию работы транспорта и делает ее более напряженной.

Практические данные об экскаваторных отвалах приведены в табл. 71.

§ 4. Отвалообразование многоковшовыми отвальными экскаваторами (абзетчерные отвалы)

Для размещения в отвалах мягких и сыпучих пород широко применяют абзетчеры. В конструктивном отношении абзетчеры специально приспособлены для отвальных работ, являясь равновидностью забойных многоковшовых экскаваторов. Они выполняют следующие операции: черпают породы, выгруженной из вагонов в специально устроенную грядищу; доставку породы к откосу отвала черпаковой цепью или конвейером; планировку поверхности отвала.

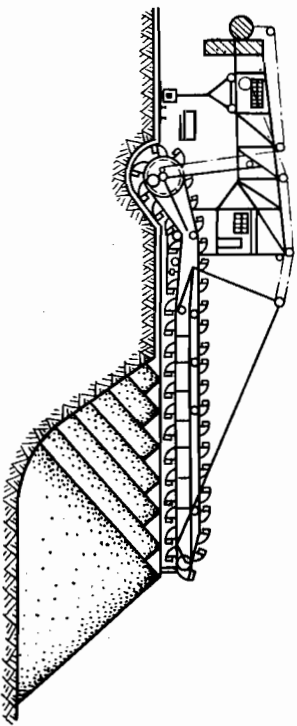


Рис. 186. Схема многоковшового отвального экскаватора-абзетчера

На отвалах применяют ковшовые и ковшово-ленточные отвальные экскаваторы.

Многоковшовые экскаваторы-абзетчеры изготовляют в двух исполнениях — с ковшовой цепью для разгрузки породы в отвал и с конвояльным конвейером для создания отвала ниже и выше горивонта установки абзетчера. На рис. 186 показана схема многоковшового отвального экскаватора-абзетчера.

Во время работы абзетчер передвигается вдоль фронта собственного рельсового или гусеничного хода. Высота отвала, откинутых ковшово-ленточными абзетчерами вниз, достигает 40—60 м, вверх — 20—30 м. Общая высота отвала, откинутого поворотным отвальным экскаватором, может достигать 60—90 м.

Ковшово-ленточные отвальные экскаваторы изготовляют с ковшами емкостью от 400 до 4500 л, производительностью от 770 до 8500 м³/ч и с конвоями длиной до 90 м. На рис. 187 показана схема ковшово-ленточного отвалообразователя.

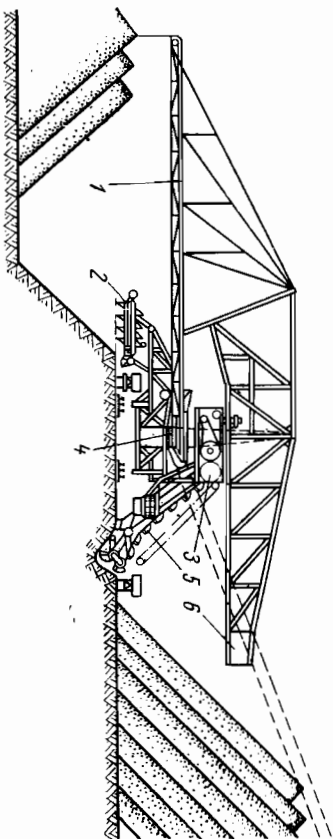


Рис. 187. Схема ковшово-ленточного отвалообразователя:
1 — ленточный конвейер; 2 — полесная планирующая рама; 3 — разгрузочный барабан; 4 — лисковый питатель; 5 — ковшовая рама; 6 — контррельс

Наиболее крупный абзетчер построен в ФРГ (рис. 188). Он состоит из двух агрегатов — многоковшового экскаватора и отвалообразователя, передвигающихся по рельсовому пути. Абзетчер

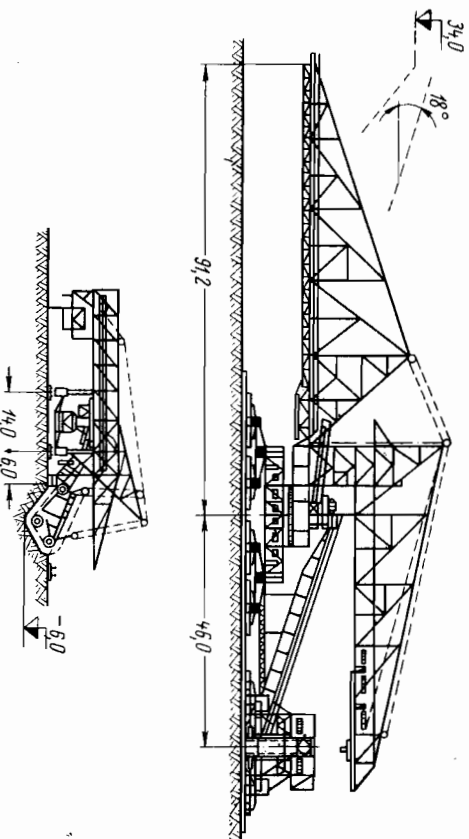


Рис. 188. Схема абзетчера с ковшами емкостью 4500 л

снабжен черпаками емкостью 4500 л и разгрузочной конвейерной консолью длиной 91,2 м, которая в состоянии размещать породу в отвал высотой 34 м. Суточная производительность машины 100 тыс. м³, вес 3000 т, мощность двигателей 4800 квт.

Слабые и сыпучие породы могут транспортироваться из забоев, оснащенных многоковшовыми экскаваторами, по конвейеру. При

этом передача породы от отвального конвейера на отвалообразователь осуществляется специальной регулирующей тележкой.

На рис. 189 показана общая схема отвала, механизированного ковшово-ленточными отвалообразователями со значительными

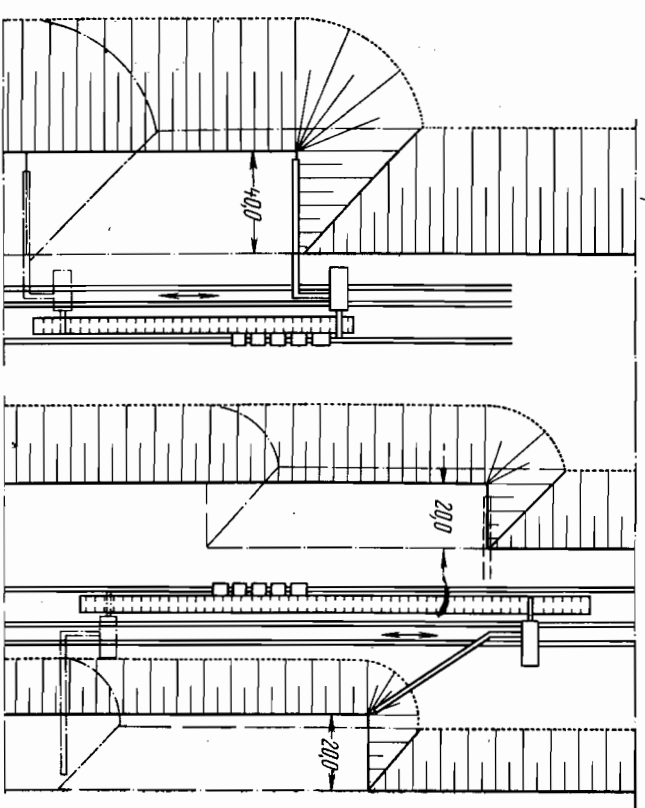
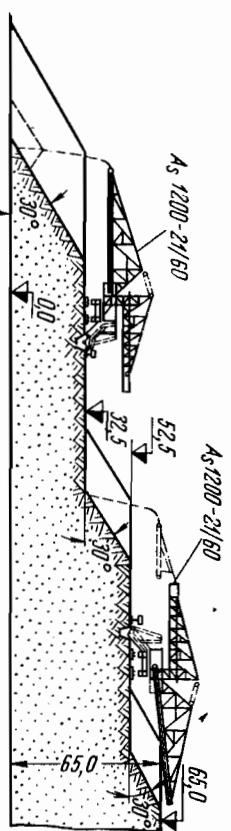


Рис. 189. Общая схема отвала; механизированного ковшово-ленточными отвалообразователями

рабочими параметрами. Многогруппные отвалы с общей высотой 64 м оборудованы двумя абзетцерами на железнодорожном ходу. Думпкары с породой разгружают в приемную траншею, из которой ее забивают черпаками абзетцера и с помощью конвейерной ленты сбрасывают в отвал. Верхний абзетцер — поворотной конструкции, он осыпает нижний уступ высотой 20 м и верхний уступ высотой 12 м. Ширина заходки нижнего абзетцера 40 м.

Многоковшовые отвальные экскаваторы применяют только для отсыпки мягких и рыхлых пород на внешних или внутренних от-

валах. Они обычно работают в едином комплексе с многоковшовыми экскаваторами на вскрыше.

Важным преимуществом абзетцеров является возможность их установки на большем расстоянии от верхней бровки отвального уступа (60—80 м), что обеспечивает полную безопасность работы при оползневых явлениях и позволяет значительно время работать без передыжки рельсовых путей.

В настоящее время отвальные многоковшовые экскаваторы выпускаются в ГДР, ЧССР и ФРГ. Характеристики абзетцеров на рельсовом ходу приведена в табл. 72.

Таблица 72

Характеристика абзетцеров на рельсовом ходу

| Показатели | Емкость черпаков, м³ | | | | | | | |
|--|----------------------|-----|------|------|------|------|------|--|
| | 400 | 475 | 500 | 600 | 800 | 900 | 1000 | |
| Число отсыпок в минуту | 32 | 30 | 30 | 28 | 28 | 23 | 24 | |
| Теоретическая производительность, м³/ч | 770 | 850 | 900 | 1000 | 1350 | 1240 | 1440 | |
| Рабочий вес, т | 395 | 336 | 385 | 396 | 600 | 700 | 820 | |
| Высота отвала, м | — | 16 | 15 | — | 17 | 17 | 17 | |
| Число ходовых колес | 48 | 44 | 40 | 36 | 56 | 76 | 76 | |
| Вылет отвального конвейера, м | 63,5 | 40 | 56,5 | 38 | 53 | 59 | 50 | |
| Ширина ленты главного конвейера, м | 2,5 | 3,0 | 2,6 | 3,3 | 3,5 | 4,0 | 3,5 | |
| Установленная мощность, кВт | 465 | 380 | 410 | 430 | 630 | 620 | 730 | |

Продолжение табл. 72

| Показатели | Емкость черпаков, м³ | | | | | | | |
|--|----------------------|------|------|------|------|------|------|--|
| | 1150 | 1200 | 1400 | 1800 | 2000 | 3500 | 4500 | |
| Число отсыпок в минуту | 23,6 | 25 | 22 | 22 | 22 | 35 | 20,9 | |
| Теоретическая производительность, м³/ч | 1620 | 1800 | 1850 | 2380 | 2640 | 8500 | 5650 | |
| Рабочий вес, т | 1350 | 1185 | 1700 | 1950 | 2500 | 2480 | 2820 | |
| Высота отвала, м | 18 | 18 | 18 | 22 | 22 | 30 | 35 | |
| Число ходовых колес | 128 | 104 | 192 | 160 | 280 | — | 192 | |
| Вылет отвального конвейера, м | 62 | 50 | 35 | 60 | 69 | 100 | 91,2 | |
| Ширина ленты главного конвейера, м | 4,0 | 4,0 | 3,0 | 4,0 | 3,6 | 6,0 | 5,5 | |
| Установленная мощность, кВт | 1250 | 1230 | 2800 | 1510 | 3480 | 4235 | 4900 | |

Сменная производительность труда рабочего на абзетцере составляет при влажном глинистом грунте — 200, при сухом — 400, при суглинистом грунте — 600, при песчаном грунте — 800—900 м³.

Абэццёр абслужываюць сем-дзевяць чалавек, із них два-тры чалавека заняты на отвальном экскаватарэ і пят-шэсть на пугавых работах.

Эксплуатацыйная прайздольнасць абэццэра вызначаецца па формуле

$$Q_{\text{ср}} = 60E_{\text{н}}nT\eta, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (\text{XIX}, 23)$$

дзе E — ёмкасць кошпа, м^3 ;

$\eta_{\text{н}}$ — каэфіцыент напалнення кошпа;

n — лік сыхнок в мінуту;

T — прайздольнасць смен, ч;

$\eta_{\text{т}}$ — каэфіцыент існавання абэццэра во врэмени в тэчэнне смен.

Прайздольнасць абэццэра павінна быць на 10—15% вышэй прайздольнасці работаючых с імі в камплексе вскрышных многаконшых экскаватаров.

§ 5. Отвальное образование конвейерными (ленточными) отвальобразователями

Консольные (ленточные) отвальобразователи предназначены для работы на отвалах мягких и рыхлых пород в комплексе с передвижными ленточными конвейерами. Их применяют для размещения пород во внутренне и внешне отвалах и изготовляют с поворотной конструкцией для верхней и нижней отсыпки отвалов.

Консольные отвальобразователи применяют как в зарубежных странах, так и в Советском Союзе, где выпускают несколько моделей консольных отвальобразователей на шагающем ходу.

На рис. 190 показана схема шагающего консольного отвальобразователя ОП-4500/90 на шагающем и шагающе-рельсовом ходу. Это позволяет при высокой маневренности машины резко снизить ее вес по сравнению с гусеничным ходом. Загрузка ленточных отвальобразователей производится специальными грузовыми тележками, установленными на ленточном конвейере (рис. 191).

Консольные отвальобразователи, снабженные консолями большой длины, при укладке пород в нижний и верхний углубы с одного места стония способны образовывать отвалы с общей высотой более 100 м. На рис. 192 показана схема отсыпки отвала широкими заходами. Ширина блока отвала при 100-метровом вылете стрелы достигает 115 м при общей высоте отвала 134 м.

На рис. 193 показана общая схема отвала, оборудованного консольными отвальобразователями на гусеничном ходу. При образовании отвала большой высоты первоначально отсыпает передовой вал пород, а затем заполняют образованную емкость.

На рис. 194 показаны схемы образования отвала абэццэрами. В последнее время на горных предприятиях начали внедрять поворотные звеньевые отвальобразователи (рис. 195). Основание отвальобразователя позволяет производить поворот звеньев, на

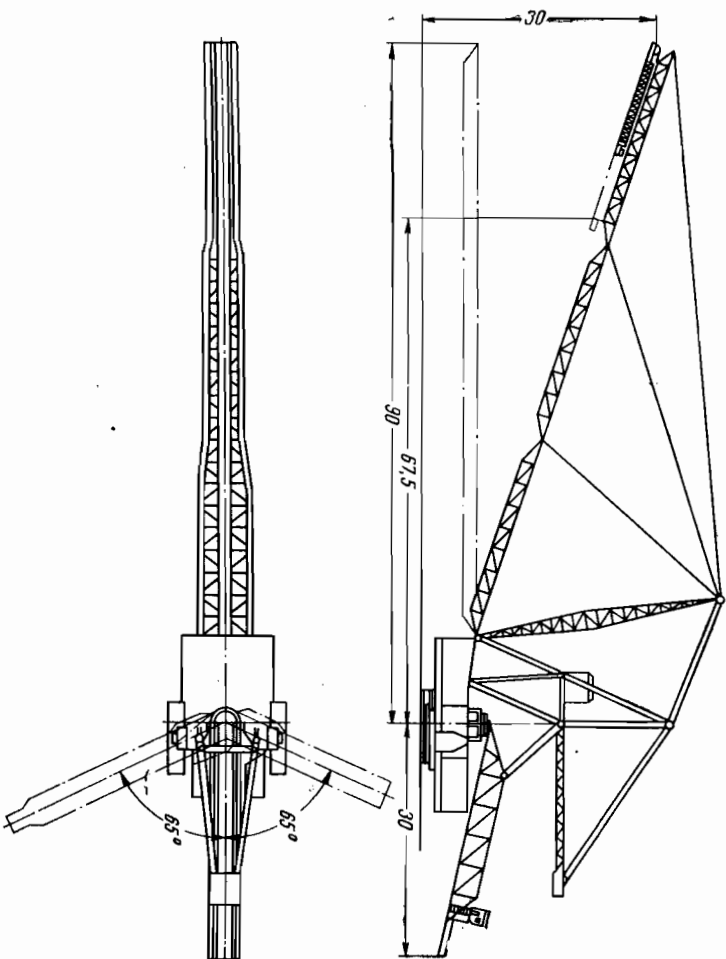


Рис. 190. Схема шагающего консольного отвальобразователя ОП-4500/90

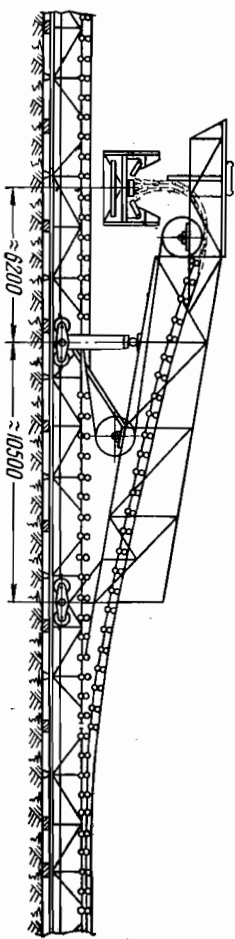


Рис. 191. Загрузочная тележка для передачи пород с отвального конвейера на консольный отвальобразователь

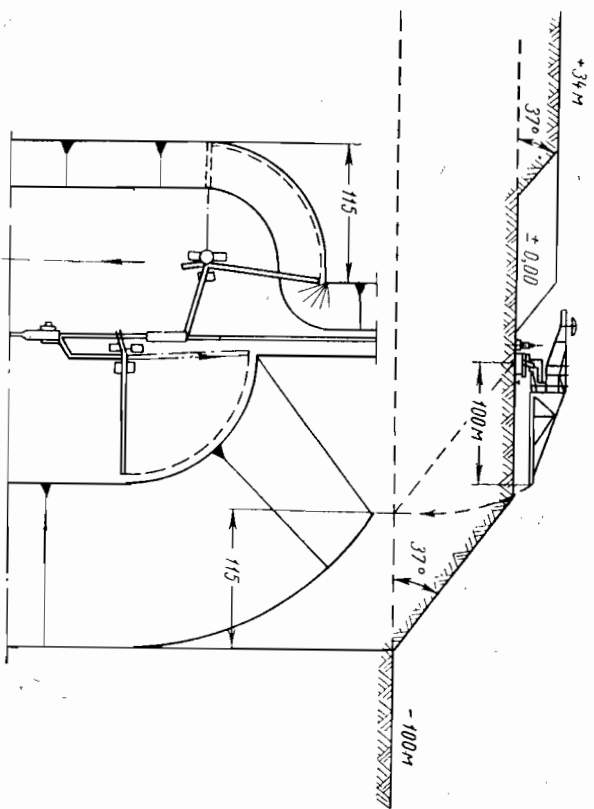


Рис. 192. Схема отсыпки отвалов широкими захватками

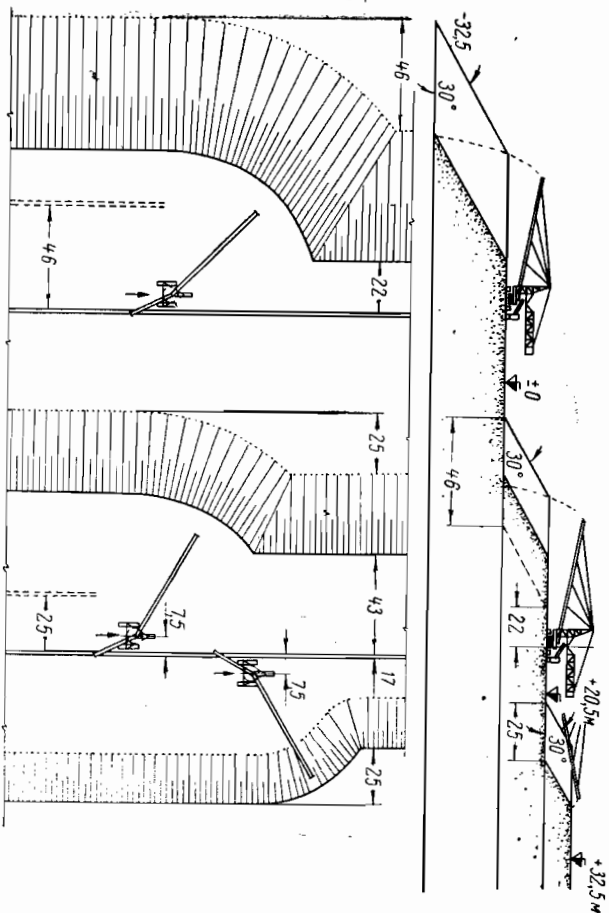


Рис. 193. Общая схема отвала, оборудованного конусными отвалообразователями на гусеничном ходу

конце которых смонтированы ходовые тележки, движущиеся по монорейлсу. По мере развития отвала производятся наращивание конусных звеньев; при этом посередине устанавливаются сбрасывающие плужки клинообразной формы.

Повороты-звеньевые отвалообразователь может быть использован при работе в сочетании с конвейерами или автосамосвалами. Достоинства: совмещение функций транспортирования и отвалообразования; небольшие площади, отводимые под отвал, и в связи с этим возможность располагать его в непосредственной близости от карьера; невысокая металлоемкость и энергоемкость. Последнее

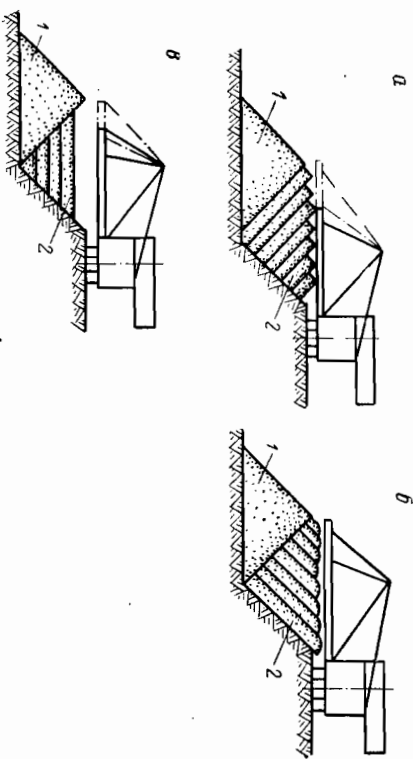


Рис. 194. Схемы образования отвалов абвсчетверами: 1 — передовой отвал; 2 — последующая отсыпка пород; а — отсыпка пород наклонными слоями; б — то же, от отвеса предыдущей захватки; в — отсыпка пород горизонтальными слоями

положение подтверждается практикой применения отвалообразователя на предприятиях Магаданского, Якутского и Донецкого экономических районов. Так, вес отвалообразователя этой конструкции при длине 120 м составляет 35 т; мощность электропривода 55 кВт. Недостатки: необходимость периодического наращивания конвейерной ленты и невозможность применения при скальных породах. Отвал по своей геометрической форме может быть назван концентрично-гребенчатым, а его объем при установке отвалообразователя на земной поверхности определяется по формуле

$$V = \frac{1}{3} k L^3 \sin^3 \alpha \left[\frac{\pi \rho}{360} (\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) (2 \operatorname{tg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) + \operatorname{ctg} \beta \times \right. \\ \left. \times (\operatorname{ctg} \alpha + \frac{\pi}{2} \operatorname{ctg} \beta) \right], \text{ м}^3, \quad (\text{XIX}, 24)$$

где k — коэффициент, учитывающий пустоты ($k = 0,95-0,98$);

L — длина отвалообразователя, м;

α — угол подъема конусоли отвалообразователя, град;

β — угол естественного откоса отвала, град;

ρ — угол поворота отвалообразователя, град.

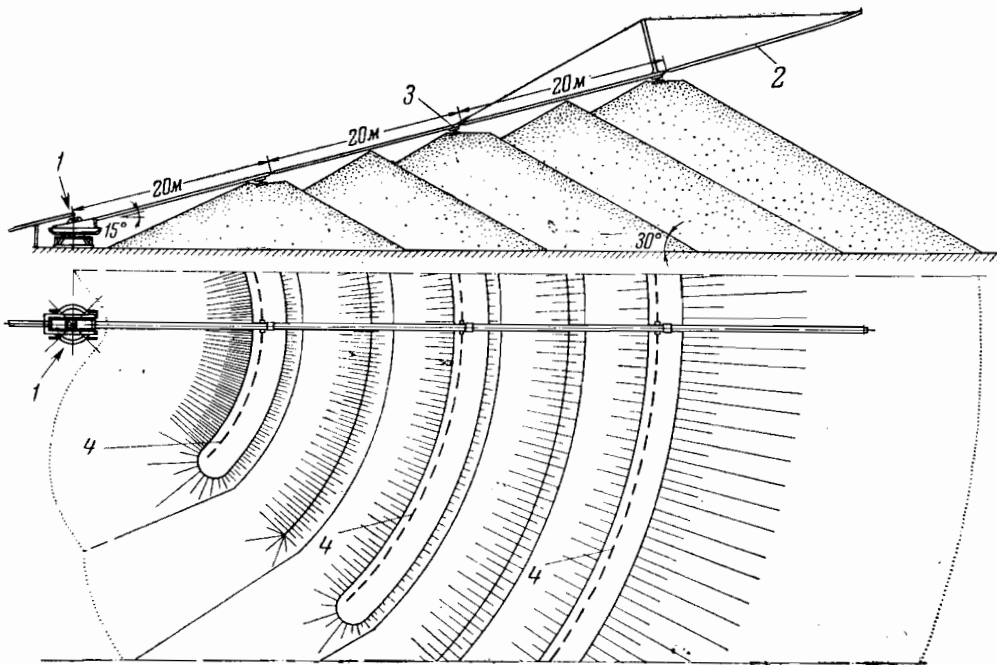


Рис. 195. Поворотно-апель-
вой отвалообразователь:
1 — поворотное основание
отвалообразователя; 2 — кон-
сольное звено; 3 — ходовая
тележка; 4 — монорельс

§ 6. Бульдозерные отвалы

Бульдозеры применяют на отвалах при перевозке вскрышных пород автотранспортом. На рис. 196 показана схема образования отвалов бульдозерами. Бульдозерное отвалообразование применяют на Сибайском, Блинском, Соколовском, Сарбайском карьерах, ЦОКе и других карьерах. Высота отвала составляет 15—110 м, число ярусов один — три, длина фронта разгрузки 30—2000 м, угол откоса отвала изменяется в пределах 32—48°.

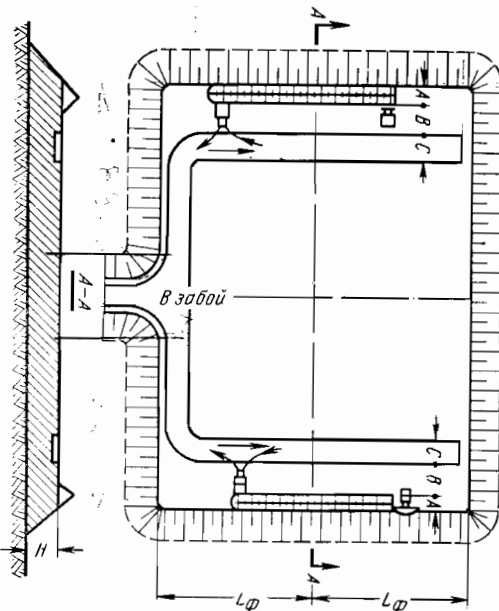


Рис. 196. Схема образования отвалов бульдозерами

На практике обычно стремятся полностью использовать рельеф местности для создания отвалов большой емкости вблизи конечных контуров карьеров, что очень важно с точки зрения сокращения расстояния транспортирования пустых пород. Высота отвала ограничивается устойчивостью складированных пород, а при многоярусном отвалообразовании с обратным порядком отсыпки ярусов происходит резкое увеличение расстояний транспортирования, хотя при этом и происходит увеличение емкости отвала.

При складировании в отвал малоустойчивых пород автосамосвалами разгружаются на расстоянии 5—10 м от верхней бровки отвала. Для перемещения пород под откос могут быть использованы легкие струги или бульдозеры с гидромеханическим механизмом для выдвижения лемеха. С целью обеспечения безопасных условий работы отвального оборудования производят его закоривание.

Процесс отвалообразования состоит из трех операций: разгрузки автотраков, планировка бровки отвала и устройства автодорог бульдозерами. Различают периферийное и площадное отвалообразование.

Процесс периферийного отвалообразования заключается в разгрузке автомашин по периферии отвального фронта. Для бесперебойности работ тяжелые машины останавливают для загрузки на расстоянии 3—6 м от бровки отвала. У верхней бровки уступа отвала целесообразно устанавливать переносные брусковые или металлоческие упоры для задних колес автомобилей или сохранить на бровке отвала породный валки длиной 0,5—0,7 м и шириной 1,5 м. Кроме того, на отвале необходимо от бровки отвала к его центру создавать уклоны.

При площадном отвалообразовании разгрузка из автомобилем производится на всей или значительной площади отвала. Этот способ отвалообразования целесообразен при слабых подверженных сползанию породах. Автомобиль при этом не подходит к разрыхленной бровке отвала, а разгружается на его площади. Этот способ применяют и при устойчивых породах, но при большой высоте отвального уступа. Так, на Блявинском руднике при высоте отвала до 15 м применяют периферийное, а при высоте более 15 м — площадное отвалообразование. Периферийный способ более экономичен и чаще используется в практике бульдозерного отвалообразования.

Высота отвальных уступов, зависящая от физико-механических свойств вскрыши, составляет: для скальных пород — до 25—30 м, для песчаных — до 15—20 м, для суглинков и глинистых пород — до 10—15 м.

В гористой местности высота бульдозерных отвалов иногда достигает 200—230 м (погоризонтные отвалы). Так, на Дашкесанском железорудном карьере породы транспортируют автосамосвалами КрАЗ-222 и складывают прямо под откос. При разгрузке автосамосвалы закоривают с помощью каната и штанги, закрепленной в теле отвала на расстоянии 15—18 м от верхней бровки уступа. Остатки разгружаемой породы стаскивают под откос бульдозерами. У верхней бровки оставляют предохранительный валки высотой 0,4 м.

При разгрузке скальных пород из автосамосвалов складываемые породы располагают в средней части отвала, образуя призматическую равновесия. После загрузки 5—10 автомашин эта призма сползает, не вызывая разрушения верхней бровки уступа.

Бульдозерные отвалы по месту расположения могут быть *внутренними* и *внешними*, а по конструкции — *одно- и многоуровневыми* (в зависимости от горнотехнических условий).

При наличии на отвале крепких кусковатых пород автомобильные дороги в пределах отвала планируют бульдозером и утрамбовывают тяжелым катком. Для постройки автомобильных дорог применяют мелкую щебеночную породу, доставляемую из карьера. Эту породу насыпают слоем толщиной 40—50 см и укатывают катками. На разгрузочных площадках отвала автомобильных дорог не строят, а только планируют бульдозером поверхность отвала.

При наличии вязких глинистых сильно размокших в ненастную погоду пород отвальные дороги улучшают подсыпкой песка,

гравия, шлака, отходов обогащательных фабрик с последующей укаткой их тяжелыми катками. При более слабых породах, когда указанная выше обработка отвальных дорог не обеспечивает их устойчивости, устраивают железные дороги из лесоматериалов. При перевозке вскрышных пород в отвалы железнодорожным транспортом, когда расстояние от карьера до отвала составляет 5 км и более, а объемы складываемых пород небольшие, также возможно применение бульдозерного отвалообразования.

Опыт работы и исследования, выполненные МГИ, указывают на экономическую эффективность применения мощных бульдозеров на отвалах при доставке вскрышных пород из карьера железнодорожным транспортом. Породы из карьера доставляются железнодорожным транспортом на специальную отвальную площадку, которая сооружается на 1,5—2,5 м ниже уровня железнодорожного пути.

При высоте отвала до 20 м ширина площадки составляет 10—15 м. Разгружаемая из думпкаров порода стаскивается бульдозерами под откос. Различают схемы с торцовой и фронтальной отсыпкой пород в пределах отвального тупика. При складировании больших объемов мягких влажных пород применяют схему с фронтальной отсыпкой (с отвальной площадкой на всю длину отвального тупика).

Достоинства бульдозерных отвалов: простота производства и организации работ; мобильность применяемого отвального оборудования; простота и небольшие сроки строительства новых отвалов; низкие капитальные затраты на строительство отвалов; незначительные эксплуатационные затраты. Недостатки: зависимость эффективности работ от транзитного состава и физико-механических свойств пород; климатических условий; большой расход жидкого топлива.

Производительность бульдозера на отвалах зависит от свойств пород, размеров и мощности бульдозера, а также от расстояния транспортирования пород. В табл. 73 приведена производительность бульдозеров на отвалах Соколовского карьера. Средние показатели

Производительность бульдозеров на отвалах

Таблица 73

| Показатели | Отвалы | | | | |
|---|--------|------|------|------|------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Высота отвала, м: | | | | | |
| максимальная | 30 | 20 | 22 | 20 | 13 |
| средняя | 41 | 41 | 40 | 40 | 40 |
| Длина разгрузочного фронта, м | 800 | 700 | 800 | 600 | 600 |
| Сменная производительность бульдозера, м ³ | 1450 | 1500 | 1600 | 1600 | 1900 |
| Коэффициент использования бульдозера на основной работе | 0,85 | 0,7 | 0,78 | 0,73 | 0,65 |

Таблица 74
Средние показатели работы бульдозеров Д-259 на отвалах

| Показатели | Карьер | | | | | |
|--|----------------------|---------|-------------|---------|--------------|---------|
| | Складский | | Учапковский | | Владимирский | |
| | скальдиремные породы | | | | | |
| | скальные | сменные | скальные | сменные | скальные | сменные |
| Порода, остающаяся на бровке отвала, % | 48,0 | 62,0 | 29,1 | 39,3 | 42,3 | 27,0 |
| Среднее расстояние перемещения породы, м | 4,5 | 5,0 | 9,4 | 6,0 | 7,2 | 5,8 |
| Объем породы, перемещаемой за один цикл, м ³ | 2,4 | 3,0 | 3,0 | 2,7 | 2,4 | 2,2 |
| Производительность бульдозера за 1 ч чистой работы, м ³ | 303 | 393 | 235 | 217 | 313 | 134 |
| Коэффициент использования бульдозера в смену | 0,65 | 0,65 | 0,79 | 0,79 | 0,80 | 0,80 |
| Сменная производительность бульдозера, м ³ | 1570 | 2040 | 1490 | 1370 | 2050 | 850 |

загели работы бульдозеров Д-259 на отвалах (по М. В. Васильеву) приведены в табл. 74.

Расчеты параметров бульдозерного отвала. Расчет бульдозерных отвалов выполняется в определении площади отвала S_o , числа отвальных участков N_y , длины разгрузочного фронта L_p и необходимого числа бульдозеров.

Исходными данными для расчета являются общий объем складиремных пород W , суточная (сменная) производительность карьера по породе $П_k$ и полезный объем породы, перевозимой автосамосвалом за один рейс Q_n .

Площадь отвала определяется по формуле

$$S_o = \frac{W/k_p}{hk_o}, \text{ м}^2, \quad (\text{XIX, 25})$$

где W — объем пород, подлежащий размещению в отвале за срок его существования, м³;

k_p — коэффициент разрыхления пород в отвале ($k_p = 1,05-1,2$);

h — высота отвала, м;

k_o — поправочный коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади (для одноуровневых отвалов $k_o = 0,8-0,9$, а для двухуровневых $0,6-0,7$).

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение 1 ч, определяют по формуле

$$N_o = \frac{П_k \cdot \nu^{k_n}}{Q_n}, \quad (\text{XIX, 26})$$

где $П_k$ — производительность карьера по вскрытию, м³/ч;

k_n — коэффициент неравномерности работы карьера по вскрытию ($k_n = 1,25-1,5$).

По данным Унипромеда, производственная мощность карьера по вскрытию часто возрастает до 190%, а часовая — до 110% по отношению к средним производительностям.

Число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале, определяется по формуле

$$N_{a.o} = N_{a.p} \frac{l_p}{60}, \quad (\text{XIX, 27})$$

где l_p — продолжительность разгрузки и маневрирования одного автосамосвала ($l_p = 1,5-2$ мин).

Длина фронта разгрузки на отвале

$$L_p = N_{a.o} l_p, \text{ м}, \quad (\text{XIX, 28})$$

где l_n — ширина полос по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании (минимальная ширина 18—20 м, средняя 30—40 м), м.

Число разгрузочных участков отвала, находящихся в одновременной работе, определяют по формуле

$$N_{y.p} = \frac{L_p}{60-80}. \quad (\text{XIX, 29})$$

Число участков отвала, находящихся в планировке $N_{y.n} = N_{y.p}$. Число резервных участков обычно принимают равным

$$N_{y.рез} = N_{y.p} (0,5-1,0).$$

Общее число участков на отвале будет

$$N_y = N_{y.p} + N_{y.n} + N_{y.рез}. \quad (\text{XIX, 30})$$

Общая длина отвального фронта будет

$$L_o = (60-80) N_y \quad (\text{XIX, 31})$$

или

$$L_o = (2,5-3,0) L_p. \quad (\text{XIX, 32})$$

Объем бульдозерных работ определяется по формуле

$$Q_6 = П_k \cdot \nu^{k_{ав}}, \text{ м}^3, \quad (\text{XIX, 33})$$

где $k_{ав}$ — коэффициент заваляемости (порода, остающаяся на бровке отвала, см. табл. 72).

Число бульдозеров в работе определяется по формуле

$$N_{6.p} = \frac{Q_6}{D_6}, \quad (\text{XIX, 34})$$

где D_6 — производительность бульдозера в течение смены, м³/ч.

$$N_{6, n} = \frac{N_{6, p}}{\alpha}, \quad (XIX, 35)$$

где α — коэффициент использования бульдозерного парка.

В КУЗНИИУ выполнены работы по определению влияния горно-транспортного оборудования на стоимость отвалообразования и параметры отвала. Стоимость отвалообразования на бульдозерных отвалах складывается из затрат на планировочные работы и на перемещение породы бульдозером за вернюю бровку отвала:

$$C_6 = C_n + C_{пер}, \quad \text{кол/м}^3; \quad (XIX, 36)$$

$$C_6 = 100 \left(\frac{k_p Z_6 \cdot 1}{k_p Q_n H} + \frac{Z_6}{Q_6} k_{зав} \right), \quad \text{кол/м}^3, \quad (XIX, 37)$$

где k_p — остаточный коэффициент разрыхления породы в отвале;

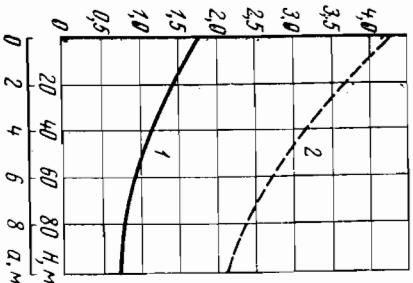
k_p — коэффициент, принимаемый при отсылке отвала на косогоре;

Z_6 — стоимость машино-смены бульдозера, руб.;

Q_n — производительность бульдозера по планировке отвала, м²/смену;

Q_6 — производительность бульдозера по перемещению породы на отвал, м³/смену.

Рис. 197. Зависимость производительности бульдозера Q_6 от расстояния перемещения породы при различной высоте яруса отвала H : 1 и 2 — соответственно бульдозеры Д-271 и Д-385



На рис. 197 показана зависимость производительности бульдозера от расстояния перемещения породы при различной высоте яруса отвала. При высоте отвальных уступов 25—30 м расстояние перемещения — это величина, равная ширине призмы обрушения отвального уступа, так как по Правилам безопасности автосамосвал при разгрузке на отвале должен устанавливаться за пределами призмы обрушения, то

$$a = H \left(\frac{1}{\text{tg } \varphi} - \frac{1}{\text{tg } \alpha} \right), \quad \text{м}; \quad (XIX, 38)$$

$$a = \varphi_2 H, \quad \text{м}, \quad (XIX, 39)$$

где a — ширина призмы обрушения, м;

φ — устойчивый угол откоса отвала, град;

α — угол откоса отвала, град;

φ_2 — коэффициент пропорциональности, зависящий от физико-механических свойств породы.

Выражение зависимости производительности бульдозера от расстояния перемещения имеет вид

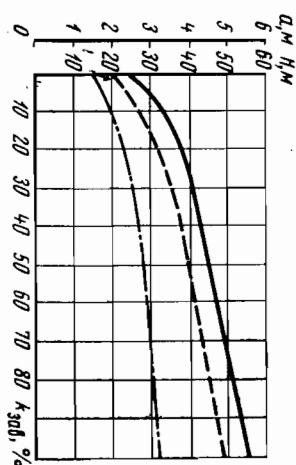
$$Q_6 = \frac{c}{a^{0,6}}, \quad \text{м}^3, \quad (XIX, 40)$$

где c — постоянная величина.

В практических расчетах в пределах дальности перемещения породы, равной 5—15 м (изменение высоты уступа отвала составляет

Таблица 75
Значения Q_{max} и k' для бульдозеров

| Показатель | Бульдозеры | |
|------------------|------------|-------|
| | Д-271 | Д-385 |
| Q_{max} | 1700 | 4200 |
| k' | 113 | 220 |



от 0 до 100—150 м), изменение $Q_6 = f(l_{\text{пер}})$ можно принять по прямолинейному закону и пользоваться следующим выражением для определения производительности бульдозера:

$$Q_6 = (Q_{\text{max}} - k' \varphi_2 H) \frac{1,6}{k_p}, \quad \text{м}^3/\text{смену}, \quad (XIX, 41)$$

где Q_{max} — максимальная теоретическая производительность бульдозеров, м³/смену;

k' — коэффициент пропорциональности, зависящий от мощности бульдозера;

k_p — коэффициент разрыхления породы в кузове автосамосвала.

В табл. 75 приведены значения Q_{max} и k' для бульдозеров Д-271 и Д-385.

На рис. 198 показана зависимость коэффициента заваденности от расстояния подъезда автосамосвала к верхней бровке отвала. Кривая 1 получена экспериментальным путем на Кузнецком угольном карьере. Породы, отсылаемые в отвал, относятся ко II группе. Так как $a = \varphi_2(H)$, то $k_{зав} = f(H)$. С повышением высоты уступа отвала коэффициент заваденности возрастает. Для автосамосвала МАЗ-525 рост коэффициента заваденности происходит быстрее при меньших высотах яруса отвала, чем для автосамосвала БелАЗ-548 (МАЗ-530).

Коэффициент заваденности можно также определить из выражения

$$k_{зав} = (\varphi_2 H - a_0)^{0,1}, \quad (XIX, 42)$$

где a_0 — минимальное расстояние от места разгрузки автосамосвала до бровки отвала, при котором $k_{зав} = 0$;

n — величина, характеризующая скорость роста $k_{зав}$ и зависящая от типа автосамосвала.

Значения величин a_0 и n приведены в табл. 76.

На рис. 199, а показана зависимость стоимости бульдозерных работ от высоты яруса отвала применительно к условиям Красногорского угольного карьера комбината Кузбасскарьеруголь (без

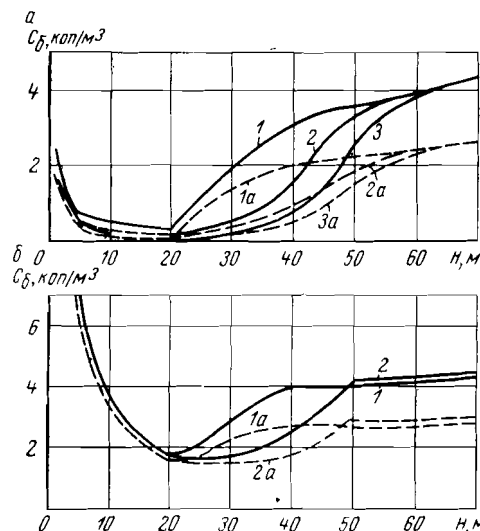


Рис. 199. Изменение стоимости бульдозерного отвалообразования в зависимости от:

а — высоты яруса отвала, мощности бульдозера и грузоподъемности автосамосвала; б — высоты яруса отвала, мощности бульдозера и грузоподъемности автосамосвала, с учетом затрат на строительство и содержание улучшенных автодорог на отвале; 1 — бульдозер Д-271 и автосамосвал МАЗ-525; 2 — бульдозер Д-271 и автосамосвал БелАЗ-548; 3 — бульдозер Д-271 и автосамосвал грузоподъемностью 60 т; 1а — бульдозер Д-385 и автосамосвал МАЗ-525; 2а — бульдозер Д-385 и автосамосвал БелАЗ-548; 3а — бульдозер Д-385 и автосамосвал грузоподъемностью 60 т

где C_d — удельные затраты на строительство и содержание улучшенных автодорог на отвале, коп/м³;

C_y — удельные затраты на укатывание полосы разворота автосамосвалов, коп/м³;

Z_d — стоимость строительства автодорог, руб/км;

$Z_{д.с}$ — стоимость содержания автодорог, руб/км;

A — расстояние переноса временных автодорог на отвале, м;

Z_k — стоимость машино-смены катка, руб.;

Q_k — производительность катка, м²/смену.

Таблица 76

Значения величин a_0 и n

| Автосамосвал | a_0 | n |
|-------------------------------------|-------|-----|
| МАЗ-525 (БелАЗ-540) | 1,1 | 3 |
| БелАЗ-548 (МАЗ-540) | 1,8 | 2 |
| Автосамосвал грузоподъемностью 60 т | 2,4 | 2 |

устройства на отвале улучшенных автодорог). При устройстве улучшенных автодорог на отвале учитываются затраты на их строительство и содержание, а также затраты по укатыванию полосы разворота автосамосвалов:

$$C_d = 0,1 \frac{k_p^2}{k_p} \frac{Z_d + Z_{д.с}}{A} \times \frac{1}{H}, \text{ коп/м}^3, \text{ (XIX,43)}$$

$$C_y = 100 \frac{k_p^2}{k_p} \cdot \frac{Z_k}{Q_k} \cdot \frac{1}{H}, \text{ коп/м}^3, \text{ (XIX,44)}$$

На рис. 199, б показана зависимость стоимости отвалообразования от высоты яруса отвала с учетом этих затрат.

Анализ графиков, показанных на рис. 199, показывает, что:

1) минимальные затраты на отвалообразование обеспечиваются при высоте яруса отвала 20 м для автосамосвала МАЗ-525 и в пределах 20—30 м для автосамосвала БелАЗ-548;

2) при высоте яруса отвала, не превышающей 20 м, на стоимость отвалообразования грузоподъемность автосамосвала не влияет (то же наблюдается при высоте яруса отвала 50 м и выше); при выборе типа автосамосвала учитываются затраты на транспорт, а также емкость ковша экскаватора на вскрыше;

3) при высоте яруса отвала до 20 м мощность бульдозера также не влияет на стоимость отвалообразования;

4) при высоте яруса отвала 20—50 м грузоподъемность автосамосвала и мощность бульдозера существенно влияют на стоимость отвалообразования. Так, при высоте отвала 35 м, применении бульдозера Д-271 (С-100) и использовании на вывозке породы автосамосвала МАЗ-525 стоимость отвалообразования составляет 3,6 коп/м³, а в случае применения бульдозера Д-385 и автосамосвала БелАЗ-548 — 1,6 коп/м³.

Положение области минимальных затрат на отвалообразование определяется физико-механическими свойствами пород. Из выражения $k_{зав} = f(\varphi_2 H)$ видно, что чем больше коэффициент φ_2 , тем быстрее растет коэффициент завала. Следовательно, область минимальных затрат при менее устойчивых породах перемещается влево. При крепких устойчивых породах рост происходит медленнее и область минимума сдвигается в сторону больших высот отвала. Таким образом, каждой группе пород соответствует своя область минимальных затрат.

Длина отвального фронта определяется по выражению

$$L_\phi = (2,5 - 3) L_p, \text{ м.} \text{ (XIX,45)}$$

В свою очередь,

$$L_p = N_{a.o} l_n, \text{ м,} \text{ (XIX,46)}$$

где L_p — длина разгрузочного участка, м;

$N_{a.o}$ — число одновременно разгружающихся автосамосвалов;

l_n — ширина полосы разгрузки, занимаемая одним автосамосвалом по фронту, м;

$$N_{a.o} = N_o \frac{t_{pr}}{60}; \text{ (XIX,47)}$$

$$N_o = \frac{W_p k_{нер}}{q t_{см} k_{исп}}, \text{ (XIX,48)}$$

где N_o — число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение 1 ч;

t_{pr} — продолжительность разгрузки одного автосамосвала, мин;

$k_{нер}$ — коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($k_{нер} = 1,25$);

$k_{исп}$ — коэффициент использования автосамосвалов во времени ($k_{исп} = 0,75$);

$W_{п}$ — полезный объем грунта, перевозимый автосамосвалом за один рейс (в целике), $м^3$;

$t_{см}$ — продолжительность смены ($t_{см} = 7 ч$).

Подставив выражения (XIX,41, 42, 43) в формулу (XIX,45), получим

$$L_{ф} = 0,01k_a W_{п}, \quad (XIX,49)$$

где $k_a = \frac{t_{пр} l_{п}}{g}$ — типовой коэффициент автосамосвала.

§ 7. Отвалообразование с применением гидромеханизации

Для механизации отвальных работ применяют иногда смыв разгружаемых пород под откос (рис. 200). Для этого перед началом работ производят срезку целика под углом 50° , а затем устраивают плотный настил.

Вдоль рельсового пути прокладывают водопровод диаметром 150—200 мм, от которого под прямым углом укладывают ответвления труб диаметром 100—150 мм, проходящих под рельсовыми путями. Для каждого вагона устраивают несколько ответвлений с расстоянием между ними 1,2—1,8 м и более; напор воды, вытекающей из отводов, достигает обычно 2—3 ат, а иногда и более.

Воду по основной магистрали подают центробежным насосом. Расход воды на 1 $м^3$ породы составляет 1—2 $м^3$ и изменяется в зависимости от состояния разгружаемых пород. Данный способ отвалообразования дает хорошие результаты при песчаных породах, которые легко смываются. Глинистые породы трудно размываются и плохо отдают воду, в связи с чем размокают, образуя у подножья отвала разжиженную массу, которая может вызвать оседание отвала.

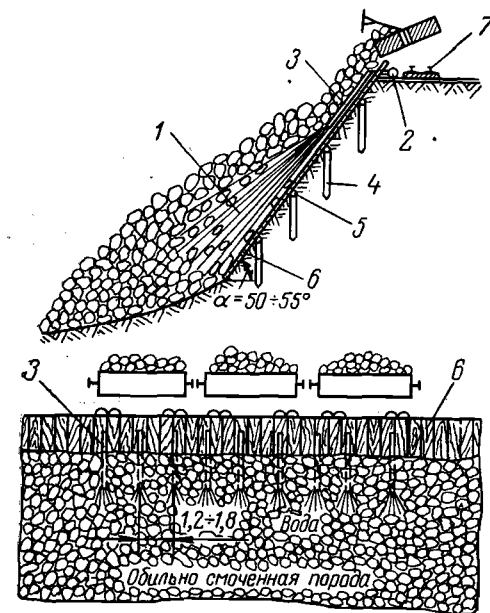


Рис. 200. Схема смыва породы на отвале:
1 — обильно смоченная порода; 2 — основной водопровод; 3 — отводящие патрубки; 4 — деревянные стойки; 5 — деревянные прогоны; 6 — деревянный настил; 7 — железнодорожный путь

Глинистые породы трудно размываются и плохо отдают воду, в связи с чем размокают, образуя у подножья отвала разжиженную массу, которая может вызвать оседание отвала.

При высоких отвалах рельсовый путь и трубопроводы укладывают на подпорных стенках, возведенных из породы следующим образом. При смыве породы откос уступа постепенно становится более пологим. Когда в верхней части он достигает наклона $25-35^\circ$, а в нижней $8-10^\circ$, то смыв прекращают и приступают к свалке породы без последующего смыва водой, пока насыпь не сравняется с отвальной площадкой и откос ее не займет положения естественного отвала. После этого рельсовый путь перемещают на новое место и вновь начинают размыв водой сваливаемой породы. Отвалообразование этим способом можно применять только в теплое время года.

При доставке вскрышных пород на отвалы колесным транспортом возможно применение гидравлического отвалообразования. При этом различают следующие способы отвалообразования: самотечное с размывом пород на приемном откосе отвала; с помощью специальных смесительных устройств; с водонасыщением пород из специальных трубок на приемном откосе.

Для размыва пород в пунктах их разгрузки на отвале из средств колесного транспорта в первом и втором случаях применяют гидромониторы и в третьем случае — специальные водонасыщающие трубы. Дальнейшее перемещение пород от пункта разгрузки осуществляется самотеком, а во втором случае может применяться также напорный гидротранспорт.

В третьем случае движение навала пород осуществляется в результате изменения угла внутреннего трения пород при их водонасыщении. Шаг передвижки гидроотвала определяется по формуле

$$L = h \operatorname{ctg} \alpha, \quad (XIX,50)$$

где h — предельная высота укладки породы, $м$;

α — предельный угол перемещения навала, $град$.

При втором способе отвалообразования в случае применения напорного гидротранспорта количество подаваемой одним железнодорожным составом породы составляет

$$W_{п} = qn, \quad (XIX,51)$$

где q — емкость думпкара, $м^3$;

n — число думпкаров в составе.

Для однопутевого отвального тупика количество породы $W_{п}$ поступает за время

$$t = \frac{2L}{v} + nt_p + 2\tau, \quad (XIX,52)$$

где L — расстояние от обменного пункта до пункта перегрузки;

v — средняя скорость движения состава;

τ — время на обмен составов;

t_p — время разгрузки одного думпкара.

При условии, что этот объем породы будет смыт за время t , необходимая производительность землесоса составит

$$Q_3 = \frac{qn}{\frac{2L}{v} + 2\tau + nt_p}, \text{ м}^3. \quad (\text{XIX},53)$$

При этом емкость приемного бункера будет

$$W = qnk_3, \text{ м}^3,$$

где k_3 — коэффициент резерва емкости ($k_3 = 1,3-1,35$).

В первом и втором способах отвалообразования предельная протяженность гидроотвала в направлении движения породы составит

$$L_n = \frac{h}{\text{tg } \alpha_2 - \text{tg } \alpha_1}, \quad (\text{XIX},54)$$

где h — высота приемного откоса, м;

α_2 — предельный минимальный наклон поверхности гидроотвала, град;

α_1 — наклон основания гидроотвала, град.

Объем породы, укладываемой с одного положения отвальных путей, равен

$$W_1 = \frac{L_\phi h^2 k}{2k_p (\text{tg } \alpha_2 - \text{tg } \alpha_1)}, \quad (\text{XIX},55)$$

где L_ϕ — длина фронта работ на гидроотвале, м;

h — высота откоса, м;

k — коэффициент разрыхления емкости гидроотвала;

k_p — коэффициент разрыхления породы.

Продолжительность разгрузки состава при смыве этого объема породы за время разгрузки и обмена составит

$$t_c = \frac{nt_p}{n_1}, \quad (\text{XIX},56)$$

где t_p — продолжительность разгрузки одного думпкара, мин;

n — число думпкаров в составе;

n_1 — число одновременно разгружающихся думпкаров.

Количество составов породы, которое может быть принято гидроотвалом при стационарном положении отвального тупика, составит

$$N = \frac{L_\phi h^2 k}{2k_p n q (\text{tg } \alpha_2 - \text{tg } \alpha_1)}. \quad (\text{XIX},57)$$

Преимущества отвалообразования смывом: простота устройства; высокая производительность труда рабочих; незначительный объем работ по передвижке путей; минимальная стоимость. При этом способе не требуется квалифицированной рабочей силы, а также сложного и дорогостоящего оборудования. Недостатки отвалообразования смывом породы: ограниченность условий применения; потребность в значительном объеме воды; сезонность работы.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ РАБОТЫ И ЭКОНОМИКА ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

§ 1. Осушение отвалов

Устойчивость откосов внутренних и внешних отвалов пустых пород является одним из основных условий нормальной работы карьера.

Осушение внутренних отвалов. При появлении оползней породы, размещенные во внутренних отвалах, частично перекрывают уступ полезного ископаемого и иногда засыпают железнодорожные пути, находящиеся на рабочей площадке. Все это приводит к потерям полезного ископаемого и к нарушению системы дренажных работ и ритмичной работы карьеров. Основной причиной оползневых явлений в откосах внутренних отвалов является обводненность тела отвала подземными водами.

Устойчивость отвала уменьшается с увеличением его высоты. Для каждого отвала существует предельная высота, при превышении которой теряется его устойчивость, зависящая в значительной степени от состава пород и степени их увлажнения. Если в отвал отсыпается песок, то он более устойчив, если глина — отвал более подвижен. Для предотвращения развития оползневых явлений и обеспечения устойчивости откосов рекомендуются следующие мероприятия:

осушение пород, удаляемых системой специальных дренажных выработок и устройств (забивными и сквозными фильтрами, водопоглощающими скважинами и т. д.);

отсыпка в основание отвала хорошо фильтрующих воду крупных фракций пород (щебня, гравия, песка), создание предотвала (передового уступа) и регулирование высоты отвала;

систематическое осушение основных отвалов.

Внутренние отвалы целесообразно осушать с помощью дренажных канав, которые проходят по почве пласта вдоль фронта угольных забоев. На участках наибольшего понижения почвы угольного пласта эти канавы соединяются поперечными канавами. Чтобы вся система канав продолжала работать и при засыпке их отвалами, они должны быть засыпаны фильтрующим материалом (щебнем, битым кирпичом и др.) и покрыты сверху хворостом или соломой. Дренаж внутренних отвалов значительно упрощается, если в канавы вместо щебня и кирпича укладывать специально изготовленные пористые бетонные трубы.

На рис. 201 показана схема выработок для систематического дренажа внутренних отвалов.

Уровень воды в отвалах систематически контролируют с помощью наблюдательных скважин.

Осушение внешних отвалов достигается: ограждением от притоков поверхностных вод посредством проведения нагорных канав; дренированием заболоченных участков с помощью закрытой дренажной системы. Для пропуска вод в долинах суходолов, балок

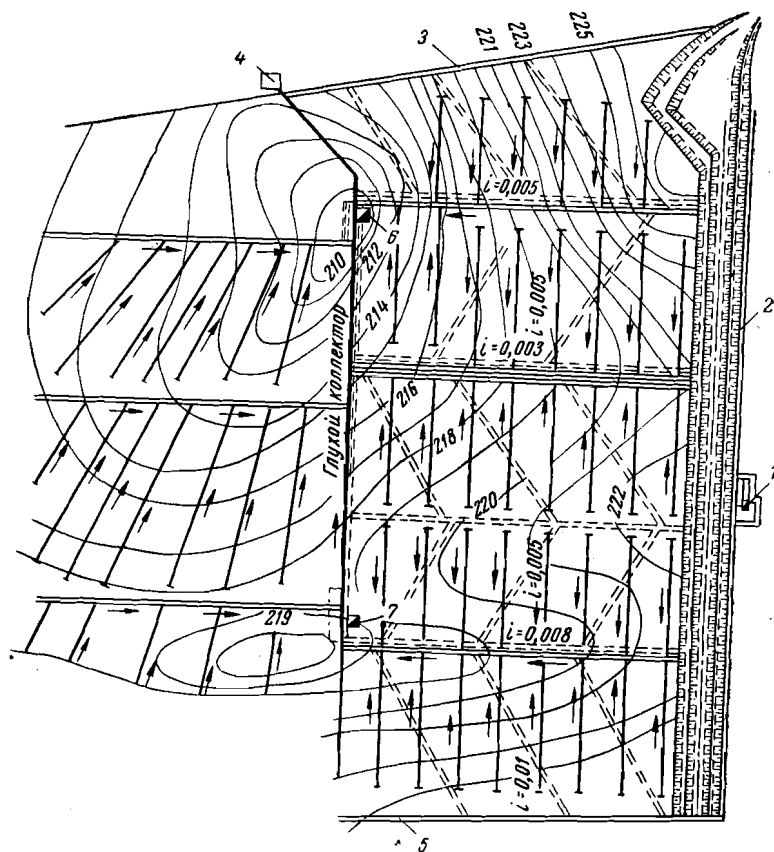


Рис. 201. Схема выработок для систематического дренажа внутренних отвалов: 1 — ствол № 1; 2 — бортовой штрек; 3 — северная бортовая дрена; 4 — водоподъемная установка; 5 — южная бортовая дрена; 6, 7 — стволы № 2 и 3

и оврагов, заполняемых вскрышными породами, должна предусматриваться укладка деревянных труб, сечение которых обеспечивает пропуск расчетного расхода воды.

При наличии прочного камня можно использовать каменный дренаж. Возможно применение комбинированных дренажей из камня и дренажных труб и т. п.

§ 2. Сравнительная оценка и область применения основных способов отвалообразования

Основные технико-экономические показатели отвалообразования зависят от способа производства отвальных работ, вида механизации, организации работ и параметров отвальных тупиков. Решающее значение при выборе способа отвалообразования имеет гранулометрический состав пород, их крепость, рельеф местности, мощность и угол падения пласта полезного ископаемого.

Основные технико-экономические показатели различных способов отвалообразования приведены в табл. 77.

Таблица 77

Технико-экономические показатели различных способов отвалообразования

| Оборудование для отвалообразования | Средняя высота отвального уступа, м | Средняя производительность труда одного рабочего, м ³ /смену | Приемная способность отвального участка, м ³ /сутки | Стоимость 1 м ³ , коп. |
|---|-------------------------------------|---|--|-----------------------------------|
| Отвальные плуги | 10—30 | 100—200 | 2000—3000 | 3—6 |
| Одноковшовые экскаваторы | 15—40 | 150—250 | 4000—6000 | 4—6 |
| Отвальные многоковшовые экскаваторы | 20—60 | 200—800 | 15 000—100 000 | 3—6 |
| Бульдозеры при автотранспорте | до 70 | 300—500 | 1000—2000 | 2—3 |

Сравнительные показатели экономической эффективности различных способов отвалообразования при разнообразных видах транспорта пород по данным Центрогипрошахта показаны на графиках, приведенных на рис. 202.

Ввиду больших объемов вскрышных пород на карьерах и при значительных сроках их отработки, для правильного выбора отвального оборудования и параметров отвала может оказаться, что оценки по критерию минимума себестоимости единицы вскрышных пород в отвал недостаточны. В. С. Хохряковым предложена методика экономической оценки способов отвалообразования, позволяющая учитывать текущие затраты, капиталовложения на строительство отвала и приобретение оборудования, а также время вложения затрат.

Если годовые объемы вскрышных работ, а следовательно, и годовые эксплуатационные затраты на отвалообразование в течение оцениваемого срока постоянны, то для определения наиболее выгодного варианта могут быть использованы формулы экономической эффективности капиталовложений

$$T_n = \frac{K_{c_1} - K_{c_2}}{C_2 - C_1}, \quad (XX, 1)$$

а при количестве вариантов больше двух сопоставление производят по минимальной величине расчетных затрат:

$$C_i + EK_{c_i} = Z_p \rightarrow \min, \quad (XX,2)$$

где $K_{c1}, K_{c2}, \dots, K_{cn}$ — приведенные капитальные вложения на строительство отвала по сравниваемым вариантам, тыс. руб.;

C_i — годовые текущие затраты по этим же вариантам, тыс. руб.;

Z_p — величина расчетных затрат;

T_n — нормативный срок окупаемости дополнительных капиталовложений, равный 5—7 лет;

E — нормативный коэффициент экономической эффективности капитальных вложений, равный 0,1—0,2.

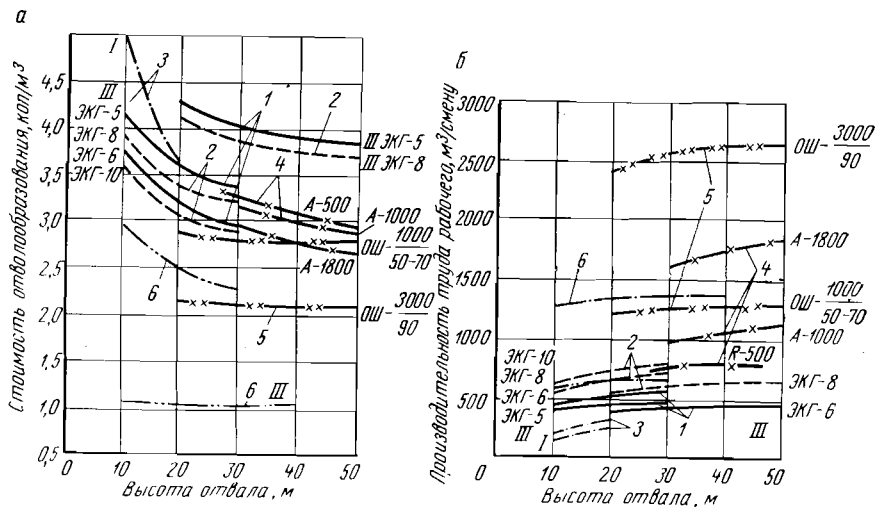


Рис. 202. Влияние высоты отвала и способа отвалообразования на: а — стоимость отвалообразования; б — производительность труда рабочего на отвалах; 1 — ЗКГ-4 с ковшем емкостью 5 и 6 м³; 2 — ЗКГ-8 с ковшем емкостью 8 и 10 м³; 3 — отвалный плуг МОР-1; 4 — абетчеры А-500, А-1000 и А-1800; 5 — ленточные отвалообразователи ОШ $\frac{1000}{50-70}$ и ОШ $\frac{3000}{90}$; 6 — бульдозеры; I и III — группы пород

При этом капиталовложения по сравниваемым вариантам приводят к концу срока строительства отвала

$$\sum K_c = K_1 k_n^{T_c} + K_2 k_n^{T_c} + K_{T_c}, \quad (XX,3)$$

где T_c — срок строительства, лет;

k_n — коэффициент приведения затрат прошлых лет,

$$k_n = (1 + E), \quad (XX,4)$$

где $K_1, 2, \dots, t_c$ — ежегодные капитальные вложения по годам, тыс. руб.

Оценка с использованием этого метода часто меняет представление об экономической эффективности способов отвалообразования. Однако экономическая оценка вариантов по формуле (XX,1) возможна только в том случае, когда годовые затраты в течение оцениваемого периода неизменны. На большинстве карьеров, где применяют транспортную систему разработки, годовые объемы вскрышных и, следовательно, отвальных работ обычно систематически возрастают, а в некоторых случаях в течение ряда лет снижаются. Из-за колебаний объемов работ годовые затраты на отвальные работы также изменяются. Кроме того, в отдельные периоды необходимо строительство дополнительных отвальных тупиков или оборудования, а следовательно, требуются дополнительные капитальные затраты. Если сравниваемые варианты будут отличаться не только разновременностью капитальных затрат в период строительства отвалов, но и разновременностью текущих и дополнительных затрат, связанных с наращиванием производственной мощности, то формула (XX,1) для оценки экономической эффективности вариантов непригодна.

В этом случае в качестве экономического критерия может быть принята величина полных приведенных затрат за весь оцениваемый период. Экономический критерий учитывает не только величину всех видов затрат, но и время их вложения:

$$\sum_{T_c+T} Z_{np} = \sum_{T_c} K_c + \sum_{T} K_d + \sum_{T} \Delta, \text{ тыс. руб.}, \quad (XX,5)$$

где $\sum_{T_c} K_c$ — суммарные приведенные затраты на строительство отвала;

$\sum_{T} K_d$ — сумма приведенных дополнительных затрат, вкладываемых в период эксплуатации;

$\sum_{T} \Delta$ — сумма эксплуатационных затрат (без учета амортизации капитальных затрат) за срок эксплуатации продолжительностью T лет.

Учет фактора времени, т. е. приведение разновременных затрат к одному моменту оценки, дает возможность сравнивать предлагаемые варианты не за отдельный год, а за длительный период, и сопоставлять совокупный экономический эффект за 10—20 лет. Принимая в качестве момента приведения затрат последний год строительства отвала и условно считая, что ежегодные затраты производятся в конце каждого года, получаем формулы для расчета приведенных затрат:

$$\sum_{T} K_d = K_{d1} k_0^T + \dots + K_{dn} k_0^n + \dots + K_{dT} k_0^T; \quad (XX,6)$$

$$\sum_{T} \Delta = \Delta_1 k_0^T + \Delta_2 k_0^2 + \dots + \Delta_n k_0^n + \Delta_T k_0^T, \quad (XX,7)$$

где $K_{д1}, K_{дn}, K_{дT}$ — дополнительные капиталовложения в 1-й, n -й и последний год;

$\mathcal{E}_1, \mathcal{E}_n, \mathcal{E}_T$ — эксплуатационные затраты без амортизации капиталовложений в 1-й, n -й и последний год срока T ;

$$k_0 = \frac{1}{1+E} \text{ — коэффициент приведения затрат будущих лет.}$$

При сравнении вариантов, различающихся между собой по срокам строительства, должен быть учтен экономический эффект от ускорения или замедления срока строительства, а формула (XX,2) этого не учитывает.

Только оценка по приведенным затратам дает возможность объективно определить целесообразность того или иного способа отвалообразования в конкретных условиях. Ежегодные затраты могут быть определены обычным методом калькуляции. Однако этот способ расчета трудоемок и не позволяет выразить аналитически зависимость приведенных затрат от основных параметров отвалов.

Для приближенного решения задачи величина приведенных затрат может быть выражена аналитически, исходя из того, что ежегодные затраты любого вида могут быть определены произведением объема работ на стоимость выполнения единицы объема.

Величина капитальных затрат на строительство определяется

$$\sum_{c=1}^T K_c = V_r d_0 (a_1 k_n^T c^{-1} + a_2 k_n^T c^{-2} + \dots + a_{T-c-1} k_n + a_T), \quad (XX,8)$$

где V_r — производственная мощность отвала, тыс. $m^3/год$;
 d_0 — удельные капиталовложения на строительство отвала (табл. 78);

a_1, a_2, a_{T-c} — доли капитальных затрат по годам строительства, которые по результатам анализа технических проектов и практических данных можно принимать согласно данным, приведенным в табл. 79;

k_n — коэффициент приведенных затрат прошлых лет, определяемый по формуле (XX,4).

Удельные капитальные затраты на строительство и реконструкцию отвалов приведены в табл. 78.

Распределение капитальных затрат по годам строительства приведено в табл. 79.

Величина дополнительных капитальных затрат, приведенная к началу эксплуатации, определяется по формуле

$$\sum K_d = \Delta V_r d_d k_0^t, \quad (XX,9)$$

где ΔV_r — приращение производственной мощности отвала, $m^3/год$;
 d_d — удельные капитальные затраты на развитие производственной мощности, коп/ m^3 ;

t — год вложения дополнительных капитальных затрат;

Удельные капитальные затраты на строительство и реконструкцию отвалов (коп/ m^3)

| Способ отвалообразования | Затраты | | | | | |
|--------------------------|------------------------------------|------------------|--------|--|------------------|--------|
| | на строительство отвала по породам | | | на развитие дополнительной производительности по породам | | |
| | крепким | средней крепости | рыхлым | крепким | средней крепости | рыхлым |
| Плужный | 11,2 | 9,0 | 7,96 | 6,58 | 4,34 | 3,76 |
| Экскаваторный | 27,6 | 20,3 | 17,3 | 10,5 | 7,85 | 5,96 |

Таблица 79

Распределение капитальных затрат по годам строительства (в долях единицы)

| Порядковый номер | Способ отвалообразования и продолжительность строительства, лет | | | | | | | |
|------------------|---|-----|-----|-----|---------------|-----|-----|-----|
| | плужный | | | | экскаваторный | | | |
| | 2 | 3 | 4 | 5 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| 1-й | 0,32 | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 0,2 | 0,2 | 0,1 | 0,1 |
| 2-й | 0,7 | 0,3 | 0,2 | 0,2 | 0,8 | 0,3 | 0,2 | 0,1 |
| 3-й | — | 0,5 | 0,3 | 0,2 | — | 0,5 | 0,3 | 0,2 |
| 4-й | — | — | 0,4 | 0,2 | — | — | 0,4 | 0,3 |
| 5-й | — | — | — | 0,3 | — | — | — | 0,3 |

k_0 — коэффициент приведения затрат будущих лет,

$$k_0 = \frac{1}{1+E}.$$

При длительном сроке оценки (10—15 лет) для повышения точности расчета рекомендуется учитывать влияние технического прогресса. В этом случае коэффициент приведения затрат будущих лет будет

$$k_0 = \frac{k_c}{1+E},$$

где k_c — коэффициент ежегодного снижения себестоимости отвалообразования вследствие технического прогресса ($k_c = 0,96—0,98$).

Сумму приведенных затрат

$$\sum_{t=t_n}^{t_k} Z_n = S_1 V_1 k_6^t + S_2 V_2 k_6^t + \dots + S_i V_i k_6^t + \dots + S_r V_r k_6^t \quad (XX,10)$$

можно представить в виде

$$\sum_{t=t_n}^{t_k} Z_n = S_0 \sum_{t=t_n}^{t_k} V_t \sum_{t=t_n}^{t_k} k_6^t. \quad (XX,11)$$

В развернутом виде формула (XX,10) имеет вид

$$\sum_{t=t_n}^{t_k} Z_n = S_0 \left\{ V_n \frac{k_6^{t_n+1} (1 - k_6^{t_k - t_n})}{1 - k_6} + \frac{V_k - V_n}{t_k - t_n} \times \right. \\ \left. \times \frac{k_6^{t_n+1} [1 - (t_k - t_n + 1) k_6^{t_k - t_n} + (t_k - t_n) k_6^{t_k - t_n + 1}]}{(1 - k_6)^2} \right\}, \quad (XX,12)$$

где S_0 — себестоимость укладки 1 м^3 (m) пустых пород в отвал в исходном году (без амортизации), руб.;

V_n, V_k — объемы пород, укладываемых в отвал в начале и конце расчетного периода, тыс. м^3 ;

t_n, t_k — начало и конец расчетного периода, лет.

По формулам (XX,8), (XX,9), (XX,12) можно определить величину полных приведенных затрат для каждого варианта.

Величина ежегодных объемов работ, себестоимость 1 м^3 отвалообразования и величина удельных капитальных затрат могут быть представлены функцией параметров отвала. Это позволит найти функциональную зависимость суммарных затрат процесса отвалообразования от параметров отвала, объемов укладываемых в отвал пород, производительности принятого оборудования, схемы развития отвала и других параметров и может быть представлено функцией

$$Z_{пр} = f(H, B, L_p, i_p V, Q_{г.э}, C_{хр}, P_m \dots), \quad (XX,13)$$

где H — проектная высота отвала;

B — шаг переукладки железнодорожных путей на отвале;

L_p — рабочая длина отвального тупика;

i_p — руководящий подъем на отвал;

V — объем укладываемых в отвал пород;

$Q_{г.э}$ — годовая производительность экскаватора;

$C_{хр}$ — схема развития отвала;

P_m — отводимая под отвал площадь.

Изменяя тот или иной параметр отвала, можно исследовать влияние каждого параметра (или же во взаимосвязи с другими) на величину приведенных затрат и таким путем произвести экономическую оценку не только способов отвалообразования, но и параметров отвала. Подводя итог рассмотрению сравнительной оценки и области

применения основных способов отвалообразования, необходимо отметить, что при доставке породы на отвалы железнодорожным транспортом можно применять: при скальных породах — плужный и экскаваторный способы отвалообразования; при мягких и сыпучих породах — плужный, экскаваторный и абзетцерный способы отвалообразования.

Сравнение плужных и экскаваторных отвалов по стоимости отвалообразования и капитальным затратам показывает, что в рыхлых и мягких (глинистых) породах наиболее эффективны экскаваторные отвалы. В полускальных и скальных породах несколько меньшая стоимость отвалообразования достигается при плужных отвалах, но производительность труда при этом значительно ниже, чем при экскаваторном.

Учитывая большие технические и организационные преимущества экскаваторных отвалов по сравнению с плужными, предпочтение обычно отдают экскаваторным. В дальнейшем будут применять специальный отвальный экскаватор с ковшем емкостью $12-15 \text{ м}^3$, что позволит улучшить технико-экономические показатели экскаваторных отвалов. Технико-экономические показатели абзетцерных отвалов значительно выше, чем плужных и экскаваторных, однако область их применения ограничена мягкими рыхлыми породами, а также климатическими условиями.

При конвейерном транспорте породы, работающем в сочетании с консольно-ленточными отвалообразователями, стоимость отвалообразования значительно ниже, чем при железнодорожном транспорте. Относительно низкая стоимость отвалообразования 1 м^3 породы при бульдозерных отвалах объясняется отсутствием при автомобильном транспорте передвижных железнодорожных путей, переноска которых требует обычно больших затрат. Бульдозерные отвалы применяют при автомобильном транспорте вскрышных пород любой крепости (от рыхлых и мягких до скальных) и кусковатости.

§ 3. Элементы автоматизации на отвалах

Технология и техника ведения отвальных работ на карьерах весьма разнообразны. Уровень автоматизации, который может быть достигнут на отвальных работах, зависит от вида машин, применяемых для механизации этих работ. Так, при использовании железнодорожного транспорта возможна автоматизация отдельных звеньев технологического процесса. Радиоуправлением стрелочными переводами с движущегося локомотива может быть в определенной степени автоматизирована работа путепередвижателей и т. д. Однако создание какой-либо системы комплексной автоматизации в данном случае затруднительно из-за непрерывного территориального развития процесса, так и вследствие его цикличности и трудности автоматизации некоторых звеньев. Это же относится к ведению отвальных работ с помощью автомобильного транспорта, хотя контроль за качеством процесса и оперативное его изменение (при необходимости)

могут быть облегчены использованием средств автоматического учета и контроля работы автотранспорта.

Гидромеханизация отвальных работ имеет ряд важных достоинств, и так как в будущем предполагается широкое развитие гидродобычи и гидротранспорта, то процессы отвалообразования должны быть достаточно полно автоматизированы вследствие сравнительной простоты устройств.

При применении на отвальных работах консольных отвалообразователей характер рабочих операций и их последовательность остаются обычно неизменными.

Основная задача автоматического управления работой отвалообразователя может быть сформулирована как обеспечение оптимального заполнения емкости отвалов.

На рис. 203 показана функциональная схема автоматического управления работой консольного отвалообразователя ОНР-5000/95. Основными критериями, определяющими способ задания программ и расчетных параметров, являются: надежность, объем вводимой информации, удобство введения и считывания. Среди параметров, определяющих работу отвалообразователя, следует выделить: угол разворота отвальной консоли относительно оси движения отвалообразователя; объемную производительность экскаватора; требуемое опережение фронтов вскрытия и отвалообразования; действительное опережение; требуемый уклон отвала; количество точек отсыпки в отвальной заходке, определяющее собой качество заполнения и объем последующих (в случае необходимости) планировочных работ; угол естественного откоса отсыпаемого в отвал грунта.

Сведения об объемной производительности вырабатываются измерительно-вычислительной системой определения текущей и интегральной производительности экскаватора. Значение угла поворота отвальной консоли может быть получено от преобразователя на приводе поворота и вводится в систему автоматически.

Задачей вычислительного устройства для определения шага поворота отвальной консоли является определение очередной координаты привода поворота отвальной консоли. Эта задача может быть решена при наличии: текущего значения угла поворота отвальной консоли; количества точек отсыпки в отвальной заходке; предельного угла разворота консоли (ширины заходки).

Определение координаты очередного положения отвальной консоли может быть упрощено выбором этих положений из условия равенства расчетных значений объемов отсыпки в каждом из них.

Расчетные значения высоты отвала в каждом из рабочих положений должны быть сопоставлены с действительными значениями высоты. Необходимый шаг передвижки задается устройством, работающим совместно с вычислительным устройством по определению нужной высоты отвала и датчиком положения, определяющим местонахождение отвалообразователя по фронту работ. Принимая во внимание, что коэффициент разрыхления не постоянная величина и зависит от свойств складываемых пород, то при определении

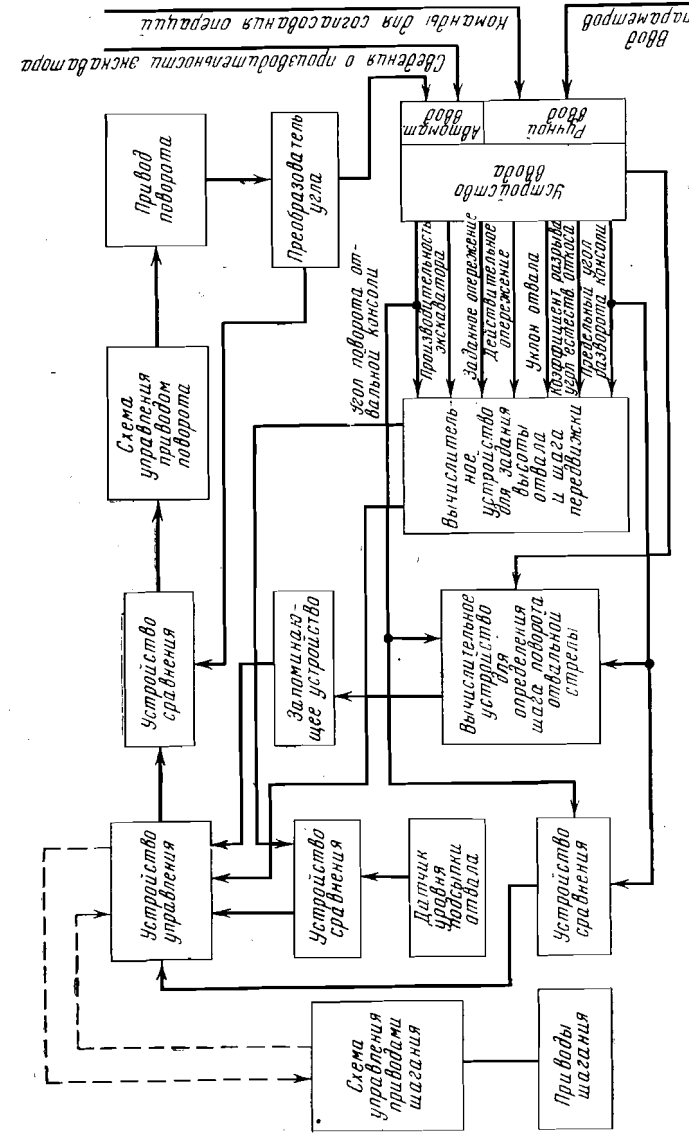


Рис. 203. Функциональная схема автоматического управления работой консольного отвалообразователя

необходимого шага передвижки применяется также корректирующее устройство. Задачей устройства управления является выработка команд на включение схем управления исполнительными механизмами отвалообразователя после выполнения необходимых вычислений в зависимости от требуемого порядка операций. Алгоритм управления работой отвалообразователя должен предусматривать такую увязку работы выемочной и отвальной машин, чтобы была обеспечена селективная отсыпка неустойчивых и легкоразмываемых пород или слабофильтрирующих пластичных глин.

Разработка угольных месторождений, при наличии в породах вскрыши пропластков полезных ископаемых непромышленной мощности, также выдвигает особые требования к отвалообразованию ввиду способности разрыхленных бурых углей к самовозгоранию. При этом аппаратура автоматизации отвалообразования должна обеспечить такую схему отсыпки, при которой углистая масса будет размещена внутри тела отвала.

§ 4. Восстановление поверхности и рекультивация

В процессе добычи полезных ископаемых открытым способом отдельные участки на поверхности временно исключаются из пользования и закрепляются в виде горного отвода за горным предприятием.

Вскрышными работами, предшествующими добыче полезного ископаемого, нарушается естественный первоначальный рельеф местности в пределах горного отвода. После окончания горных работ эти участки можно использовать для прежних нужд. Характер изменений рельефа местности, нарушенный открытыми горными работами, зависит от геологических условий залегания месторождения и принятой системы разработки.

Весьма значительны изменения земной поверхности в процессе разработки месторождений с крутыми и наклонными пластами в случае применения транспортной системы разработки с внешним отвалообразованием. После окончания горных работ на участке карьерного поля образуется значительная по объему впадина (выработанное пространство), а в пределах отвода карьера располагаются внешние отвалы пустых пород, которые являются неплодородными.

При отработке горизонтальных месторождений наибольшее распространение получили системы с внутренним отвалообразованием, когда вся или основная масса вскрышных пород укладывается в выработанном пространстве карьера. Это обеспечивает минимальное изменение первоначального рельефа поверхности. Независимо от степени изменения рельефа местности после окончания горных работ необходимо произвести большой объем земляных работ по восстановлению поверхности участка при внутреннем отвалообразовании и планировке внешних отвалов пустых пород, без чего невозможно последующее использование участка горного отвода для нужд промышленного или гражданского строительства, а также сельского хозяйства, лесного использования и т. д.

Так как в процессе открытых разработок на земную поверхность укладываются неплодородные отложения, непригодные для сельского и лесного хозяйства, после планировки участка горного отвода необходимо производить рекультивацию поверхности, заключающуюся в восстановлении плодородия почвы.

В настоящее время известны два основных способа рекультивации — механический и биологический. Механический способ рекультивации заключается в том, что до начала разработки верхний плодородный слой покрывающих пород удаляется и после окончания горных работ равномерно распределяется на отвалах вскрышных пород.

Биологический способ рекультивации заключается в создании плодородного поверхностного слоя грунта на общей массе вскрышных пород за счет посадок неприхотливой растительности и древовидных насаждений.

При рекультивации отвалов последние должны соответствовать следующим основным требованиям:

системы разработки, вид механизации транспортных и отвальных работ должны формировать поверхность отвала с минимальными планировочными работами;

откосы отвалов должны быть устойчивыми;

верхние отметки поверхности отвалов должны быть на 1—2 м выше уровня грунтовых вод в прилегающих к карьеру зонах;

при подготовке отвалов для земледелия все пониженные места поверхности отвала засыпают грунтом во избежание заболачивания, а затем покрывают почвенным слоем толщиной 0,4—0,8 м.

Сравнительно ровная поверхность отвалов образуется в случае применения автомобильного, железнодорожного и гидравлического транспорта. Во всех остальных случаях поверхность отвалов представлена в виде отдельных конусов, гребней и т. д. Поэтому во избежание смыва плодородного слоя грунта, а также для целей механизации работ по биологической рекультивации производят частичную или полную планировку поверхности отвала.

При подготовке внутренних отвалов для лесопосадок и садоводства поверхность отвала планируют полностью, частично или же на склонах гребней отвалов сооружают террасы. Полное выравнивание поверхности отвала имеет целью создание необходимых условий для работы лесопосадочных машин и механизмов. Максимальный уклон в направлении, перпендикулярном рядам лесопосадки, составляет 4°. Если поверхность отвала представлена рядом гребней, то при расчете объемов планировки бульдозерами необходимо учитывать и повторное перемещение пород. При частичном

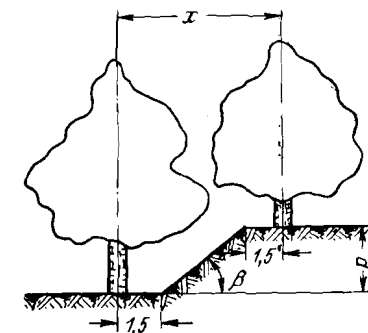


Рис. 204. Схема к установлению разности отметок между террасами

выравнивании поверхности отвалов срезают только верхушки гребней и создают площадки шириной 8—10 м. У границ отвалов площадки соединяют между собой, а также оборудуют съезд для обеспечения транспортной связи с не затронутой горными работами территорией.

При создании террас смежные гребни или группу гребней выравнивают до различной высоты и делают непрерывными склонами. Для предотвращения эрозии террасы должны иметь поперечный уклон, равный 1,5—2° в сторону вышележащей террасы. На рис. 204 показана схема к установлению разности отметок между террасами.

Максимальная разность отметок между террасами определяется из соотношения

$$p = (L - 2 \cdot 1,5) \operatorname{tg} \beta, \text{ м}, \quad (\text{XX}, 14)$$

где L — расстояние между деревьями, обеспечивающее сходимость их крон во взрослом состоянии и равное 10—12 м;

1,5 — расстояние саженцев от нижней и верхней бровок террасы, м;

β — угол устойчивости откоса, град.

У границ отвалов террасы соединяются съездами. По данным ПНИУИ, затраты на рекультивацию отвалов на Кимовском и Ушаковском разрезах составляют: при использовании отвалов под лесопосадки 3280—4420 руб/га, при сельскохозяйственном использовании 5900—7300 руб/га.

ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

ГЛАВА XXI

ВЫЕМКА ГОРНЫХ ПОРОД БЛОКАМИ¹

Годовые капиталовложения в промышленное и гражданское строительство в настоящее время составляют около 70 млрд. руб., что в 1,6 раза больше, чем в предшествующую пятилетку. Дальнейшая индустриализация строительства повышает требования к качеству строительных материалов. Годовая потребность в щебне в 1970 г. составила более 500 млн. м³. Средняя годовая производственная мощность вновь сооружаемых и реконструируемых предприятий в настоящее время составляет 600—700 тыс. м³, что более чем в 10 раз повышает производственную мощность карьеров в 1960 г.

Интенсивно происходит разработка естественных стеновых материалов, крупных блоков и штучного камня. Так, в СССР в 1965 г. объем производства крупных блоков и штучного камня составил 20,2 млн. м³, в 1970 г. добыча естественных стеновых материалов возрастет до 30—32 млн. м³. Совершенствование открытой добычи стеновых блоков идет по пути строительства новых крупных карьеров производственной мощностью 200—300 тыс. м³ в год, а также реконструкции действующих предприятий.

В соответствии с ГОСТ 4001—58 к категории пильных относятся горные породы с объемным весом от 900 до 2200 кг/м³, с пределом прочности на сжатие до 1800 кг/см², которые обладают определенными физико-механическими и теплоакустическими свойствами. В последние годы номенклатурный перечень стеновых материалов расширился за счет вовлечения в разработку залежей опоковидных и трепеловидных кремнистых пород, пористых разновидностей базальтов, андезито-базальтов и других, которые раньше при сооружении объектов жилищно-промышленного строительства почти не применялись. В зависимости от прочности разрабатываемых пород получаемый из известняков штучный камень делят на 14 марок, а из туфов — на девять. Стандартом предусмотрены три основных типоразмера камней: 490 × 240 × 188 мм, 390 × 190 × 188 мм

¹ В составлении главы XXI принимал участие Е. В. Рудченко.

и $390 \times 190 \times 288$ мм; допускается также изготовление камней по длине в $\frac{3}{4}$ и в $\frac{1}{2}$ нормального размера.

Изделия из крепких разновидностей природного камня по степени прочности подразделяются на три основные категории: особо прочные, работающие на сжатие (несущие конструкции, перемычки, колонны, мостовые опоры и т. п.); прочные, рассчитанные на многолетнюю эксплуатацию в условиях истирающих нагрузок (плитки для полов, ступени и т. д.); облегченные, которые не несут нагрузок и применяются для декоративно-облицовочных работ. По долговечности естественные стеновые материалы дифференцируются на следующие основные категории: особо долговечные — монументальные сооружения и облицовочные материалы; водостойчивые — портовые сооружения, опоры и пролеты мостов, облицовка каналов, набережных; долговечные — валы, бегуны, жернова; рядовые, предназначенные для внутренней кладки.

В зависимости от линейных размеров стеновые материалы классифицируются на монолиты, объем которых достигает нескольких сотен кубометров, крупные блоки объемом до 2 м^3 и мелкоштучные камни, имеющие объем менее $0,3 \text{ м}^3$. По способу обработки или фактуре различают блоки с естественной поверхностью, с ударной обработкой, абразивной шлифовкой и специальными методами обработки.

Запасы естественных стеновых материалов исчисляются миллиардами кубометров и практически неисчерпаемы. Детально разведано 280 крупных месторождений природного камня, из них около 80% приходится на долю пильных известняков. Горногеологические условия залегания месторождений благоприятны для разработки их открытым способом. Мощность вскрышных пород в Азербайджане не превышает 1 м, в Крыму колеблется в пределах 0,4—15 м, составляя в среднем 1,4 м, в Молдавии возрастает от 5 до 60—70 м, в среднем 27 м. В других районах СССР мощность наносов, перекрывающих продуктивный пласт, составляет не более 1—5 м.

§ 1. Выемка горных пород блоками

В современных конструкциях камнедобывающего оборудования критические разрушающие усилия создаются следующими способами:

1) буровым — грани блока обуривают серией расположенных в непосредственной близости друг от друга шпуров с помощью перфораторов, ударно-врубковых машин (чаннелеров) и другого оборудования;

2) клиновым — по контуру блока проводят борозду и пробуривают шпур на расстоянии 15—40 см, после чего в них вводят клинья длиной 130—160 мм и производят отделение заготовки от массива;

3) комбинированным буро-клиновым;

4) взрывным, применяющимся при разработке весьма крепких гранитов, диабазов, габбро, базальтов и т. п. с незначительной трещиноватостью;

5) термическим, когда местные раскалывающие напряжения возникают за счет резкого температурного перепада при сгорании в кислородной среде жидких или газообразных легко воспламеняющихся смесей — керосина, бензина и др.

Буровой способ обеспечивает наиболее полное сохранение качества разрабатываемых пород, так как сжимающие и тангенциальные напряжения захватывают только узкие полосы шириной 40—50 мм и дальнейшего раскалывания массива не вызывают. Однако ввиду высокой трудоемкости и сравнительно малой производительности этот способ не получил широкого распространения.

Удельная работа по выкалыванию блоков зависит от числа плоскостей обнажения в забое. При наличии одной плоскости обнажения величина раскола будет максимальной, так как приходится преодолевать силы сцепления с пяти сторон. В общем случае возможно образование пяти плоскостей обнажения, однако при этом значительно возрастает объем подготовительных работ. Оптимальные технико-экономические показатели добычи блоков достигаются при наличии трех плоскостей обнажения. На рис. 205 показано соотношение производительности труда при n плоскостях обнажения.

Клиновой способ более экономичен и производительен. Преодоление сил сцепления между частицами породы осуществляется через стенки клиновых гнезд ударами молота, вызывающими напряжения раскола. Эффективность способа возрастает при увеличении твердости и хрупкости массива. За пределами линии раскола разрушающих нагрузок не возникает, что способствует полному сохранению качества блоков.

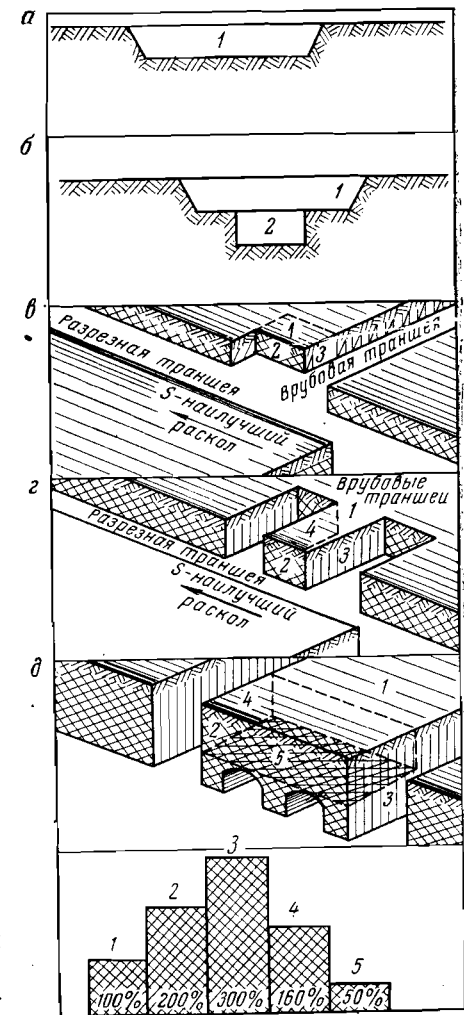


Рис. 205. Соотношение производительности труда:

a—д — соответственно при одной, двух, трех, четырех и пяти плоскостях обнажения; 1—5 — плоскости обнажения

Технологический процесс добычи блоков заключается в следующем. С помощью легкого перфоратора, оборудованного широкой скарпелью, заготовка оконтуривается. Затем более узкой скарпелью делается насечка клиновых гнезд на глубину 3—5 см. Далее скарпель заменяется спицей, которой придается колебательное движение, что позволяет получить отверстия клинообразной формы, обрабатываемые затем комплектом долотообразных пазовок. В заключительной стадии осуществляется отделение блока от массива набором клиньев.

Клиновые отверстия заготавливают пневматическим инструментом при бурении шпуров диаметром 19—25 мм на глубину 10—12 см.

Для обеспечения добычи блоков правильной геометрической формы в массиве по плоскостям отделения насакаются борозды глубиной 1—2 см. Клиновые отверстия целесообразно пробуривать с горизонтальной площадки уступа. При этом имеется возможность размещения максимального числа перфораторов и ведения буровых работ в направлении сверху вниз. Если месторождение характеризуется отсутствием или слабым развитием горизонтальных трещин, то рекомендуется обуривать массив с забоя в горизонтальном или вертикальном направлении. Наиболее широкое распространение клиновой способ добычи блоков имеет в ГДР, США, Канаде. В Советском Союзе этот способ применяется в ограниченных масштабах при разработке весьма крепких и ценных изверженных пород.

Использование взрывного способа для направленного разрушения горных пород основано на постоянном нарастании разрушающего усилия при взрывании ВВ, в результате чего происходит откалывание блока по ЛНС. Взрывной импульс обеспечивает возникновение в породе метательных, сотрясательных и дробящих напряжений. Последние проявляются в виде удара силой более 100 000 кг/см² и не только вызывают локальные деформации массива, но и способствуют интенсивному развитию процесса трещинообразования. Поэтому заряды дробящих ВВ на карьерах штучного камня применяются в качестве вспомогательных при планировке уступов, а также при проходке разрезных и врубовых траншей.

Наиболее эффективны метательные ВВ и в первую очередь дымный порох, разлагающийся при взрыве со средней скоростью 400 м/сек. Разрушающие усилия, возникающие от давления газов в объеме зарядной камеры, возрастают постепенно от нуля до критической величины, при которой происходит откалывание блока.

В большинстве случаев заряды ВВ размещают в шпурах диаметром 50—60 мм параллельно вертикальным трещинам в массиве. При наличии развитой системы естественных трещин шпуры могут пробуриваться и в горизонтальной плоскости. Сущность сотрясательного способа добычи блоков состоит в том, что под действием взрыва камерных или скважинных зарядов участки массива смещаются по естественным трещинам отдельности, а падение монолитов на подошву уступа вызывает дробление горной массы на небольшие блоки. Для реализации этого способа необходимо наличие в массиве

развитой системы трещин, пересекающихся под прямым или близким к нему углом.

Сотрясательное взрывание применяется на базальтовых карьерах Мариенбурга (ФРГ). Монолиты отбивают камерными зарядами весом до 1—2 т; при падении монолиты раскалываются на блоки со средним объемом 0,25 м³, поверхность которых почти не требует обработки. В последние годы проведен ряд экспериментальных работ по применению скважинных зарядов ВВ на Лезниковском, Янцевском и других гранитных карьерах Украины, которые дали положительные результаты.

Использование взрывного способа при отбойке крепких пород позволяет повысить производительность труда рабочих и в 2—2,5 раза снизить себестоимость добычи штучного камня. Дальнейшее развитие камнедобывающей промышленности без применения взрывных работ на современном этапе вообще не представляется возможным.

Термический способ, осуществляемый в основном с помощью реактивных бензино-воздушных горелок, несмотря на ряд преимуществ, не решает полностью проблему механизированной добычи блоков, так как термической обработке поддаются только отдельные разновидности гранитов и некоторых других крепких пород. Недостаток этого способа состоит в перегреве поверхности заготовки, что приводит к интенсивному развитию трещин. Поэтому окончательное доведение поверхности изделий в большинстве случаев производится механическим способом.

В последние годы разработан ряд конструкций для добычи и обработки крепких блоков, работающих по принципу: резания, ударного резания, силового скола и ударной обработки. Первый способ осуществляется с помощью метода фрезерования, при котором в качестве режущего инструмента применяются резцы, армированные твердыми сплавами. Созданные на базе резца исполнительные органы протисты, устойчивы в эксплуатации и используются для разработки пород средней крепости.

Ударным режущим инструментом является инерционная фреза, имеющая в отличие от обычных резцы, которые свободно перемещаются только при значительной кинетической энергии. Поэтому инерционные фрезы эксплуатируются при небольшой величине подачи и окружной скорости, равной 15—35 м/сек, для разработки пород средней крепости.

К исполнительным органам, в основу работы которых положен принцип силового скола, относятся катучие планетарные фрезы и продольные катучие одиночные или спаренные резцы. Планетарная фреза состоит из обоймы, на которой свободно вращаются шарошки, армированные твердым сплавом. Обойме сообщают принудительное вращение и подачу на массив, при соприкосновении с которым шарошки производят разрушение камня. Производительность станка зависит от прочности камня, глубины внедрения режущего инструмента и числа оборотов шпинделя.

Катучий резец предназначен для обработки пород строганием. Высокая износостойкость, простота конструкции, бесшумность в работе и экономичность обусловили его широкое применение для разработки крепких пород (гранита, лабрадорита, габбро и др.).

При ударной обработке нормально к поверхности камня наносятся серии беспорядочных ударов. При внедрении режущих зубков в массив образуются углубления, угол откола которых значительно больше угла заострения рабочего инструмента. В результате создаются условия, при которых резец работает в наиболее выгодных условиях (сжатие). Недостатки ударной обработки: высокая энергоемкость, обусловленная излишним измельчением штыба; низкий к. п. д. привода; значительная вибрация и пылеобразование.

§ 2. Добыча стеновых блоков камнерезными машинами

Технология вырезки камня из массива заключается в отделении его по трем взаимно перпендикулярным направлениям. На рис. 206 показаны схемы вырезки камня из массива. Для повышения производительности камнерезных машин необходимо совмещение этих операций. В настоящее время определились три основные группы

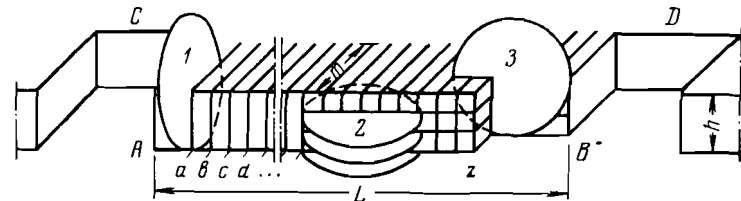


Рис. 206. Схема вырезки камня из массива: 1 — выполнение поперечных вертикальных пропилов; 2 — подработка пласта в горизонтальной плоскости; 3 — производство отрезных (затыловочных) пропилов

машин: несколько машин, выполняющих определенные нарезные операции, объединяются в одном комплексе; отдельные операции по вырезке камня совмещаются в одной машине с помощью различных комбинаций установки режущего органа; специализированные исполнительные органы, последовательно и совмещенно во времени выполняющие операции по отделению блоков от массива, оформлению забоя и погрузо-разгрузочные работы, соединены в одной машине. Первую группу представляют камнерезные агрегаты, вторую — универсальные машины для добычи крупных блоков и мелкоштучного камня; третью — крупноблочные камнерезные комбайны.

Групповая эксплуатация камнерезных машин в комплексе улучшает использование их во времени, однако недостаток заключается в необходимости удлинения фланговых траншей, что оказывает неблагоприятное влияние на общую технологию и стоимость добычи стеновых блоков.

В настоящее время камнерезный парк насчитывает семь типов камнерезных машин с общим числом их около 1500. При модернизации существующих и конструировании новых образцов камнерезного оборудования обязательна комплексная механизация и автоматизация погрузочно-разгрузочных работ и вспомогательных процессов.

Камнерезные машины делят на высокоуступные и низкоуступные. Высокоуступные применяют для разработки мягких известняков-ракушечников с целью получения штучного камня; низкоуступные используют для добычи крупных блоков из пород средней крепости, а также для разработки маломощных пластов или селективной выемки пильных прослоев.

Специфические особенности открытой разработки месторождений природного камня обусловили необходимость составления специальной классификации способов добычи стеновых блоков, имеющей важное практическое значение при выборе технологии очистных работ. В предлагаемой ниже классификации в качестве аргумента представлены максимально отличающиеся друг от друга высокоуступный и низкоуступный способы вырезки блоков из массива, а в качестве функций — рациональные условия их применения. Основным критерием деления систем разработки в первичных группировках является число одновременно вырезаемых по высоте уступов блоков. Область применения низкоуступного способа регламентируется зависимостью $n \leq 2$, так как по высоте отрезной заходки низкоуступных камнерезных машин укладывается не более двух рядов крепких блоков или мелкоштучного камня, а необходимым условием реализации высокоуступного способа является соблюдение неравенства $n > 2$.

Выделенные в классификации (табл. 80) системы разработки отражают технологические параметры способа добычи стеновых материалов и конструктивные особенности камнерезного оборудования.

Таблица 80

Классификация систем открытой разработки месторождений естественных стеновых материалов

| Способ добычи природных блоков | Система разработки | Область применения |
|--------------------------------|--|---|
| Высокоуступный | Агрегатная заходками (полосами) по горизонтали. Заходками по вертикали | Разработка однородных пильных залежей с пределом прочности камня до 200 кг/см^2 |
| Низкоуступный | Почвенноуступная. Уступная. Надуступная. Комбинированная | Добыча крупных блоков и штучного камня из пород прочностью до 1800 кг/см^2 , селективная разработка неоднородных залежей и маломощных пластов |

По конструкции режущего органа камнерезные машины делят на дисковые, с кольцевыми фрезами, баровые с цепными фрезами.

Дисковая пила (рис. 207) используется для разработки пород прочностью до 200 кг/см^2 и представляет собой стальной диск 1 толщиной 10—20 мм из высококачественной углеродистой или легированной стали. На ободе диска закрепляют сменные режущие зубки 2, армированные пластинками твердого сплава. Режущие зубки могут располагаться на дисках в одну, две, три и более линий

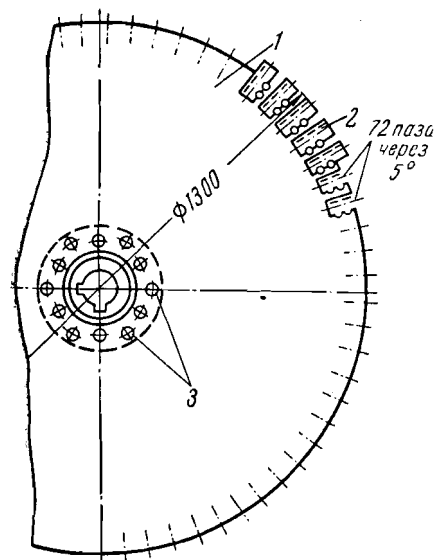


Рис. 207. Дисковая пила с режущими зубками

(позиций) резания в зависимости от крепости и структуры пильных пород. Для крепления дисковой пилы используются отверстия 3. Максимальная глубина внедрения пилы в массив составляет $0,4D$ (D — диаметр диска, мм). На практике эта величина колеблется в пределах 300—500 мм, что является недостатком дисковых пил и ограничивает область их применения. Дисковые пилы конструктивно просты, надежны в эксплуатации, достаточно износоустойчивы и дают наименьшую толщину пропилов по сравнению с другими конструкциями режущих органов.

Кольцевая фреза (рис. 208) представляет конструкцию, состоящую из жестко прикрепленного к раме машины диска 1, вокруг которого вращается зубчатое колесо 2 на роликах 3, предназначенных для уменьшения трения между дисками и кольцом. По наружной окружности кольца нарезаны зубья, осуществляющие зацепление кольца с ведущей шестерней 4. В выступах зубьев закреплены резцы 5, армированные пластинками твердого сплава и располагающиеся в середине толщины кольца и по двум его наружным плоскостям. Кольцо представляет собой одновременно и зубчатое колесо, и фрезу. Кольцевые фрезы внедряются в массив примерно на 70% своего диаметра и обеспечивают глубину пропила от 800 до 1050 мм. В настоящее время проектируются фрезы, которые позволят добывать блоки размерами 1500 мм и более.

Кольцевые фрезы имеют более высокую стоимость изготовления, чем дисковые пилы, вследствие сложности их конструкции, но они позволяют разрабатывать породы с пределом прочности до $1200—1800 \text{ кг/см}^2$. Продолжительность работы фрез по породам средней крепости составляет 5000—6000 ч, а по абразивным породам — 800—1000 ч.

Цепная фреза (рис. 209) представляет плоский бар, состоящий из консольной металлической рамы коробчатой формы, в продольных пазах которой перемещается бесконечная режущая цепь 1, изготовленная из штампованных пластин или из обычной втулочно-роликовой цепи. На звеньях цепи закреплены сменные режущие зубки 2 с пластинками твердого сплава. Достоинство цепных фрез: высокое использование их длины (80—85%) и возможность получения сравнительно глубоких пропилов (до 2000 мм). Однако с увеличением размеров фрез возрастает сложность их конструкций и стоимость изготовления. К недостаткам одноопорных режущих баров следует отнести их интенсивный износ вследствие большого числа шарнирных звеньев и значительных динамических нагрузок. Поэтому камнерезные машины с цепным режущим органом применяются для разработки известняков прочностью до 50 кг/см^2 .

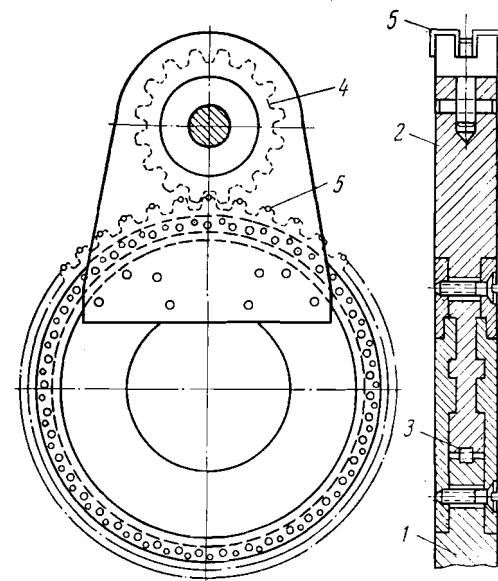


Рис. 208. Кольцевая фреза

В последние годы создан и апробирован в производственных условиях новый тип цепной фрезы — двухопорный бар со съёмными режущими зубками, работающий по принципу «крупного скола». Новая конструкция обеспечивает повышение производительности на 25—30%, снижение энергоёмкости резания на 35% и увеличение

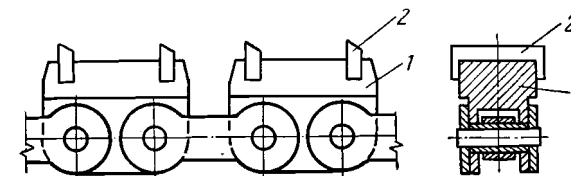


Рис. 209. Режущая цепь камнерезных машин

износоустойчивости в 3—4 раза. Кроме того, она позволяет эффективно производить разработку пильных пород прочностью до 200 кг/см^2 и получать блоки длиной 3—3,5 м, хотя при этом возрастают потери полезного ископаемого от уширения пропилов.

Канатная пила состоит из стального каната, перемещающегося по вертикальным направляющим, которые устанавливаются во

фланговых траншеях. Массив разрушается твердосплавными резами. Канатные пилы дают в 2—3 раза меньшую ширину пропилов и при резании потребляют на 30—60% меньше энергии по сравнению с другими конструкциями исполнительных органов. Однако существенным их недостатком при эксплуатации является наличие рифленой (рельефной) фактуры блоков. Наибольшее распространение канатные пилы получили на мраморных и известняковых карьерах Франции, Канады и Италии.

Врубные машины на гусеничном или колесном ходу применяют для вырезки блоков — заготовок из мшанковых известняков-ракушечников прочностью 60—100 кг/см². Промышленностью Франции освоен серийный выпуск специализированных врубовых и штанговых машин с автоматическим регулированием скоростей подачи для механизированной вырезки крупных блоков и монолитов.

В настоящее время в стадии разработки и промышленного освоения находятся новые прогрессивные способы направленного разрушения массива. К их числу относится виброрезание. Вибробар представляет пустотелую конструкцию, состоящую из двух стальных щек, которые заклепками крепятся к несущей балке. В основание щек впаяны клиновидные резцы, имеющие угол заточки 60°. Разрушение породы протекает с отрицательными углами резания, равными 120°. В настоящее время разрабатывается конструкция вибробара, в основу работы которого положен принцип «крупного скола».

Сущность абразивного резания состоит в разрушении породы на больших скоростях (80—100 м/сек). В качестве режущего инструмента применяют металлические каркасы в виде диска. На поверхность диска наносится карборундовое или электрокорундовое шлифовальное зерно (или порошок), скрепленное бакелитовым цементом. Абразивные исполнительные органы (штрипсы) развивают в 2—3 раза большую производительность, чем твердосплавные инструменты, при меньшей энергоемкости резания.

Таблица 81

Технико-экономические показатели эксплуатации различных видов фрез

| Показатели | Фреза | | |
|--|----------|-----------|--------|
| | дисковая | кольцевая | цепная |
| Предел прочности разрабатываемых пород, кг/см ² | 250 | 1800 | 200 |
| Сложность изготовления, % | 100 | 480 | 320 |
| Коэффициент использования рабочего органа, % | 40 | 70 | 85 |
| Ширина пропила, мм | 15—25 | 40—55 | 20—40 |
| Максимальная скорость рабочей подачи, м/мин | 10 | 1,7 | 2,5 |
| Относительный расход электроэнергии на 1 м пропила, % | 100 | 200—250 | 125 |
| Износостойчивость, % | 100 | 300—700 | 10—60 |

Алмазное резание позволяет разрабатывать породы практически любой прочности.

Производительность армированных синтетическими алмазами дисковых пил увеличивается в 1,5—2 раза при распиловке пород средней крепости типа мраморов и в 5—7 раз при добыче гранитных блоков.

В табл. 81 приведены технико-экономические показатели эксплуатации различных видов фрез.

§ 3. Условия применения камнерезных машин

Камнерезные агрегаты ПТ-38 (рис. 210) конструкции А. П. Петрика — наиболее производительные высокоуступные дисковые машины. Они предназначены для добычи штучного камня из массива известняков-ракушечников прочностью до 25 кг/см² при высоте уступов до 3 м. Агрегат состоит из трех отдельных машин и штыбоуборщика, передвигающихся по рельсовому пути, уложенному

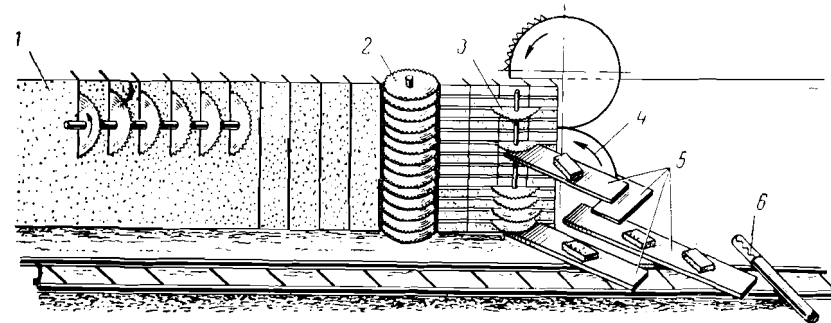


рис. 210. Технологическая схема работы камнерезного агрегата ПТ-38: 1 — вертикальные пилы; 2 — горизонтальные пилы; 3 — диски для уборки камня; 4 — отрезные пилы; 5 — ленточные конвейеры для уборки камня; 6 — шнековый транспортер для уборки отходов при пилении камня

на подошве забоя. Первая машина с помощью шести пил диаметром 1100 мм осуществляет вертикальные поперечные пропилы, расстояние между которыми соответствует стандартной длине камня. Вторая машина двадцатью пилами диаметром 860 мм, расстояние между которыми равно ширине камня, производит подработку пыльного пласта в горизонтальной плоскости. Третья машина двумя отрезными пилами диаметром 1700 мм выполняет вертикальные продольные пропилы, отделяет горную массу от массива и транспортирует готовую продукцию с отходами камнепиления с помощью ленточного транспортера в выработанное пространство, где производится выборка и штабелирование годного камня.

Штыбоуборщик состоит из комбинации шнекового и ленточного транспортеров, укрепленных на ходовой тележке и имеющих общий привод. Шнековый транспортер производит зачистку почвы забоя

от песка и осколков, образующихся в результате пропилов, передает их на ленточный конвейер, по которому отходы направляются через рельсовый путь в выработанное пространство.

Когда агрегат достигает выходной траншеи, машины на ускоренном ходу переводятся в исходное положение (заходную траншею), после чего цикл работы повторяется. Призабойный рельсовый путь передвигается после двух рабочих заходов агрегата. Производительность агрегата ПТ-38 при разработке известняков прочностью 10—15 $\kappa\Gamma/\text{см}^2$ колеблется от 90 до 135 $\text{м}^3/\text{смену}$.

Модернизированная модель агрегата ПТ-38 — камнерезный агрегат СМ-824 развивает сменную производительность до 200 $\text{м}^3/\text{смену}$ штучного камня.

Машину СМ-89А конструкции С. М. Зильберглита применяют для добычи камня из известняков прочностью до 100 $\kappa\Gamma/\text{см}^2$. Режущий орган машины — четыре дисковые пилы, выполняющие попеременно горизонтальные и вертикальные пропилы. Подготовка забоя к добыче камня заключается в проходке разрезной траншеи шириной 2 м и глубиной 0,41 м и фланговых поперечных траншей для ввода режущего инструмента шириной не менее 3 м.

Добыча камня производится следующим образом: 1) горизонтальная пила поднимается, и верхняя тележка, передвигаясь по нижней, производит вертикальные поперечные пропилы по всей длине очистного забоя; 2) после окончания вертикальной нарезки уступа машину переводят в заходную траншею, опускают горизонтальную пилу, а вертикальные пилы с помощью поворотного круга устанавливают параллельно рельсам; при перемещении вдоль забоя машина отделяет камень от массива; 3) при достижении машиной выходной траншеи ее возвращают в исходное положение, верхнюю тележку перемещают относительно нижней и закрепляют, а затем вновь вырезают камень по всей длине забоя; 4) после двух рабочих заходов машины рельсы передвигают в новое положение, и цикл работы повторяется.

Машина СМ-89А обслуживается машинистом и помощником. Производительность машины 60—70 $\text{м}^3/\text{смену}$ при добыче штучного камня прочностью 4—10 $\kappa\Gamma/\text{см}^2$.

Камнедобывающий агрегат ПКБ-121 (рис. 211) предназначен для механизированной вырезки камня из известняков прочностью до 50 $\kappa\Gamma/\text{см}^2$, сортировки горной массы на стандартный камень и отходы, формирования пакетов из камня и укладки их в штабель в выработанном пространстве или в транспортные средства, а также транспортирования отходов камнепиления в выработанное пространство.

При передвижении агрегата вдоль забоя на величину, равную длине камня, производят горизонтальную подрезку массива 12 дисковыми пилами. Затем агрегат останавливают и включают вертикальные поперечные и отрезные пилы, которые при перемещении в вертикальном направлении производят поперечные и продольные пропилы, отделяя от массива стопу из 11 камней. Вырезанные блоки

поступают в кассету и направляются на стенд сортировки, где с помощью склизов производится выборка годного камня, который передается цепным транспортером на накопительную платформу. Когда вертикальные пилы возвращаются в верхнее исходное положение, включается ходовой механизм агрегата, и цикл работы повторяется. После образования на накопительной платформе пакета из трех ярусов по два ряда камня в каждом производят укладку пакета в штабель или в транспортные средства.

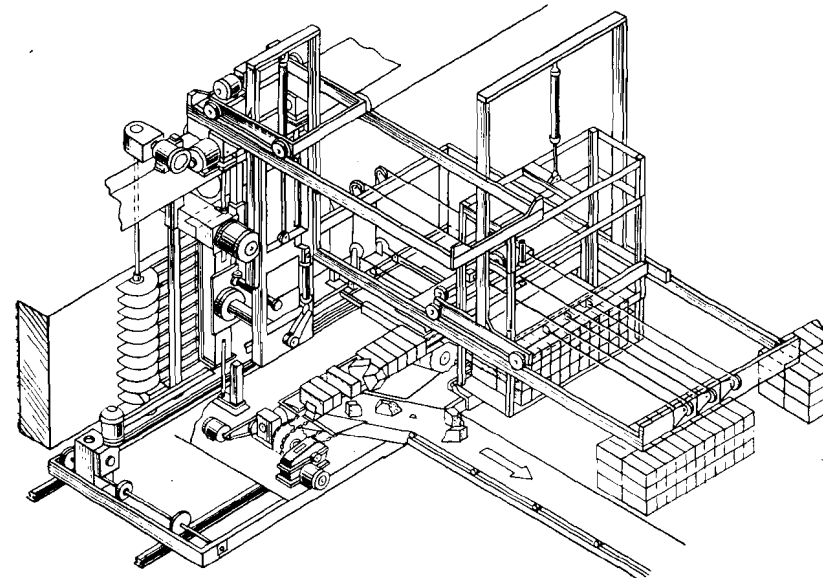


Рис. 211. Схема камнерезного агрегата ПКБ-121

Агрегат обслуживается двумя рабочими; производительность его составляет 100 $\text{м}^3/\text{смену}$.

Высокоуступную машину СМ-826 применяют для отработки уступов высотой до 2,7 м из пыльных известняков прочностью до 50 $\kappa\Gamma/\text{см}^2$. На ходовой тележке установлена подвижная рама, оборудованная режущими головками и уборочным механизмом. Вначале осуществляется автоматическая вертикальная нарезка массива по всей длине уступа двумя вертикальными режущими головками с четырьмя дисковыми пилами диаметром 800 мм. Затем на суппорте устанавливают горизонтальную и отрезную головки с пилой диаметром 1100 мм. За один проход машины от массива одновременно отделяется два ряда блоков, после чего машина возвращается в исходное положение, исполнительный орган опускается и цикл повторяется до вырезки камня на полную высоту уступа. Отделенная от массива горная масса с помощью клинового механизма передается на уборочный транспорт. Уборку отходов камнепиления производят роторным штыбуборщиком, буксируемым камнерезной машиной.

Машину КМГ-2 конструкции К. П. Галанина на открытых разработках применяют для проходки разрезных и фланговых траншей. Вертикальная поперечная и горизонтальная подрезка массива выполняется двумя дисковыми пилами, после чего для отделения камня устанавливается новая режущая головка с одной пилой меньшего диаметра, которую вводят в пройденную вручную нишу.

В табл. 82 приведена характеристика дисковых камнерезных машин.

Таблица 82:

Характеристика дисковых камнерезных машин

| Показатели | Машина | | | | | | |
|--|-----------------|-----------------|-----------|-----------|------------|------|------------|
| | ПТ-38 | СМ-824 | СМ-89А | СМ-543 | КМГ-2 | КМ-6 | СМ-518 |
| Предел прочности камня, $\kappa\Gamma/\text{см}^2$ | 15 | 25 | 100 | 200 | 400 | 15 | 250 |
| Число дисковых пил | 20 | 23 | 3 | 3 и бар | 3 | 3 | 3 |
| Диаметр пил, мм | 1100; 860; 1700 | 1100; 860; 1750 | 1100; 800 | 804; 1889 | 1060; 1330 | 800 | 1200; 1300 |
| Скорость резания, м/сек | 9—10,7 | 9,8—12,4 | 5,9—15,6 | 3,65—15,0 | 7,8—8,1 | 16 | 3,85—11,6 |
| Скорость подачи, м/мин | 1,1; 1,26 | 0,52—3,0 | 0,6—6,7 | 0,49—9,15 | 0,47—1,63 | — | 0,35—9,0 |
| Высота уступа, м | 3,0 | 3,0 | 0,41 | 1,23 | 2,35 | 2,00 | 0,41 |
| Ширина захвата, м | 0,54 | 0,81 | 2,9 | 0,24 | 0,53 | 0,72 | 3,2 |
| Вес машины, т | 21 | 42 | 10,13 | 8,6 | 3,4 | 3,5 | 14,0 |
| Длина машины, м | — | — | 3,95 | 2,95 | 2,14 | 2,35 | 4,16 |
| Ширина машины, м | — | — | 4,75 | 3,25 | 2,85 | 3,45 | 5,05 |
| Высота, м | — | — | 3,1 | 3,65 | 2,00 | 3,65 | 3,4 |
| Установленная мощность электродвигателей, квт | 86,7 | 127 | 35,3 | 37,3 | 19,50 | 17,8 | 66,7 |
| Ширина колеи, мм | 1524 | 2200 | 4240 | 1524 | 1790 | 2200 | 5000 |

Машину СМ-177А конструкции А. М. Столярова применяют для добычи блоков сечением 1000×1000 мм произвольной длины по известнякам прочностью до $1800 \kappa\Gamma/\text{см}^2$. Машина представляет собой две тележки; нижняя тележка передвигается на катках по рельсам, уложенным на почве и кровле уступа, а верхняя тележка установлена на нижней и перемещается перпендикулярно направлению ее движения.

Для разработки месторождения проходят разрезную траншею на всю длину уступа, фланговые поперечные траншеи и производят планировку кровли рабочего пласта. Затем настраивают машину для выполнения первой операции — вертикальных поперечных пропилов по всей длине очистного забоя. После этого машину перестра-

ивают для подрезки пласта в горизонтальной плоскости и отделения блоков от массива, для чего одну фрезу устанавливают на консоли для производства нижнего вруба, а вторая монтируется вертикально для отрезки блоков. Вырезанные блоки убирают из забоя автокранами, а штыб и отходы от пиления камня — автопогрузчиками с ковшами или бульдозерами.

Конструктивная простота основных узлов и деталей, наличие устойчивого режущего органа и несложность управления обусловили надежность работы машины СМ-177А.

Машина СМ-580 конструкции А. М. Столярова выпускается для разработки пород прочностью до $400 \kappa\Gamma/\text{см}^2$. Машина смонтирована на двух тележках; нижняя является основной и перемещается вдоль забоя на катках по рельсовому пути, а верхняя тележка передвигается по нижней в перпендикулярном к ней направлении. Режущий орган машины состоит из кольцевых фрез диаметром 1380 мм, установленных на верхней тележке. После выполнения вертикальных поперечных пропилов по всей длине очистного забоя машину перестраивают таким образом, чтобы две фрезы производили подрезку в горизонтальной плоскости, а другие две отделяли блоки от массива. При этом нижняя тележка перемещается, а верхняя остается неподвижной. Производительность машины достигает $80 \text{ м}^3/\text{смену}$. Применение машины СМ-580А в сочетании с автопогрузчиками позволяет осуществлять комплексную механизацию добычи крупных блоков.

Высокоуступный агрегат СМ-950 состоит из шести машин. Машина ПКБ-40 снабжена двумя цепными фрезами и выполняет вертикальные поперечные пропилы. Машина ПКБ-41 имеет три горизонтальные дисковые пилы для горизонтальной подрезки массива и торцовую фрезу, предназначенную для предотвращения затирания нижней горизонтальной пилы о подолу забоя. Машина ПКБ-42 кольцевой фрезой осуществляет отделение верхнего ряда блоков от массива и одновременно производит кольцевой фрезой калибровку наружной грани блока. Машина ПКБ-43А представляет портал с монорельсом, по которому перемещается тельфер с клещевым захватом. Она предназначена для уборки из забоя и складирования в выработанном пространстве вырезанных блоков верхнего ряда или погрузки их в транспортные средства.

Машина ПКБ-44, оборудованная кольцевой и торцовой фрезами, производит вырезку и калибровку блоков нижнего ряда, которые убираются из забоя шестой машиной ПКБ-43. На этой машине смонтирован также уборщик штыба в виде роторного колеса в сочетании с ленточным конвейером.

Обслуживающий персонал — 9—10 рабочих; производительность агрегата достигает $220 \text{ м}^3/\text{смену}$ горной массы.

В табл. 83 приведена характеристика камнерезных машин с кольцевыми фрезами.

Крупноблочный комбайн КМ-1 конструкции Л. М. Финкельштейна (рис. 212) предназначен для вырезки блоков из массива,

Характеристика машин с кольцевыми фрезами

| Показатели | Машины | | | |
|---|----------|------------|--------------|-----------|
| | СМ-950 | СМ-177А | СМ-428 | СМ-580А |
| Число фрез | 5 | 4 | 1 | 6 |
| Диаметр фрез, мм | 1380 | 1380 | 1380 | 1380 |
| Скорость резания, м/сек | — | 0,4—0,82 | 0,58—1,80 | 1,28—2,32 |
| Скорость подачи, м/мин | 0,29—1,5 | 0,013—0,39 | 0,0071—0,115 | 0—2,00 |
| Высота уступа, м | 1,9 | 0,86—1,04 | 0,86—1,04 | 0,86—1,04 |
| Ширина заходки, м | 1,96 | 1,77 | 1,77 | 1,77 |
| Вес машины, т | 3,13 | 9,38 | 4,6 | 16,2 |
| Габариты машины, м: | | | | |
| длина | — | 3,14 | 3,00 | 5,40 |
| ширина | — | 4,52 | 2,23 | 4,90 |
| высота | — | 2,82 | 1,23 | 3,74 |
| Установленная мощность электродвигателей, кВт | 163 | 21,7 | 11,7 | 51,1 |
| Ширина колеи, мм | 2200 | 4082 | 1000 | 4200 |

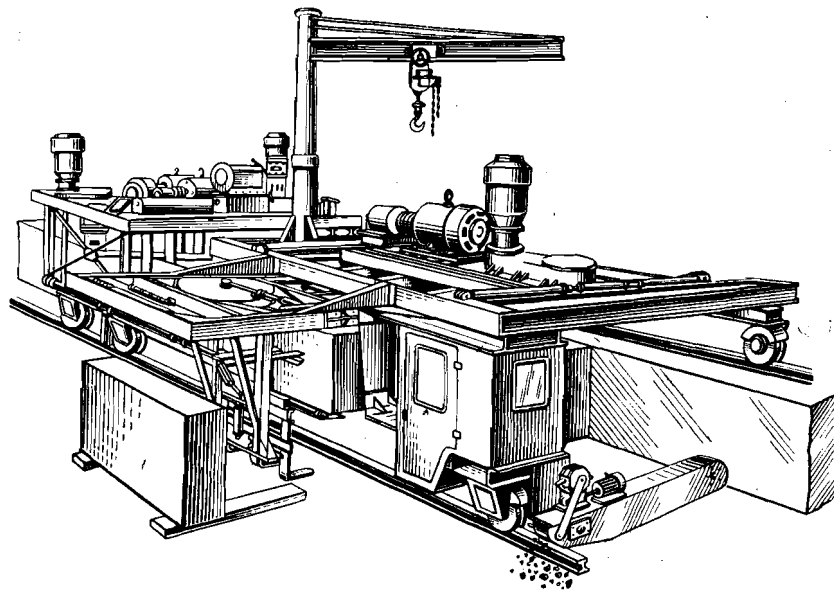


Рис. 212. Камнерезный комбайн КМ-1

сфалдирования их в выработанном пространстве, уборки из забоя отходов и выполнения вспомогательных операций при проходке фланговых траншей. Режущий инструмент комбайна выполнен в виде цепных фрез типа облегченных баров врубных машин, что позволяет разрабатывать породы прочностью до 200 кг/см². Для

обеспечения вырезки блоков заданных размеров горизонтальные бары выполнены двухопорными, что полностью исключает их увод в сторону во время работы. Производительность комбайна КМ-1 достигает 160 м³/смену при полной механизации всех производственных операций.

Машина КМАЗ-188 конструкции А. Ф. Заступайло оборудована одним баром и предназначена для добычи штучного камня и крупных блоков из известняков прочностью до 100 кг/см². Достоинство машины заключается в отсутствии холостого хода и возможности работы в выработках небольшого сечения. Производительность машины при добыче штучного камня прочностью до 15 кг/см² составляет 12—15 м³/смену.

В табл. 84 приведена характеристика цепных камнерезных машин.

Таблица 84

Характеристика цепных камнерезных машин

| Показатели | Машины | | |
|--|-----------|----------|-----------|
| | КВЯ-35 | СП-200 | КМАЗ-188 |
| Число баров | 5 | 1 | 1 |
| Длина бара, мм | 1200—2300 | 1200 | 875 |
| Скорость резания, м/сек | 8,5 | 9,2 | 9,7 |
| Рабочая скорость подачи, м/мин | 0,08—6,15 | 0,11—2,2 | 0,79—2,08 |
| Вес машины, т | 5,5 | 5,5 | 1,38 |
| Установленная мощность двигателей, кВт | 122,4 | 17,5 | 10,5 |
| Высота уступа, м | 2,2 | — | 2,85 |
| Ширина захвата, м | 0,95—1,95 | — | 0,6 |
| Ширина пропила, мм | 30 | 30 | 27 |

Баровые машины имеют широкое распространение в камнедобывающей промышленности зарубежных стран. Фирма «Фернанд Перье» (Франция) выпускает более 40 типоразмеров оборудования, применяющегося для разработки пильных известняков, мраморов и травертинов на карьерах. Характерная особенность этих машин заключается в наличии индивидуальных приводов на каждый режущий орган и дистанционное управление.

§ 4. Выбор камнерезной машины

К числу основных факторов, обуславливающих область целесообразного применения различных видов камнерезных машин, относятся физико-механические свойства пильных пород, горногеологические условия их залегания и производственная мощность карьера.

При отработке мягких однородных пыльных пород более эффективны высокоуступные системы. Выбор камерезного оборудования производят исходя из условия, что

$$S = \sum_{i=1}^n (Cv_i h_i l_i A + C_i p_i) + \sum_{j=1}^m p_j (C_q + C_t) \rightarrow \min, \quad (\text{XXI}, 1)$$

где n — число действующих камерезных машин на карьере;
 Cv_i — удельные расходы на разработку вскрыши, руб/м³;
 h_i — мощность наносов, м;
 l_i — средневзвешенная длина очистных блоков, м;
 A — годовое подвигание фронта работ, м;
 C_i — себестоимость добычи блоков, руб/м³;
 p_i — производительность камерезной машины, м³/год;
 m — число потребителей продукции карьера;
 p_j — потребность j -го строительного объекта, м³/год;
 C_q — расходы на погрузочно-разгрузочные работы, руб/м³;
 C_t — транспортные расходы, руб/м³.

Таблица 85

Технико-экономические показатели работы камерезных машин

| Марка машины | Рабочее оборудование | Прочность камня, кг/см ² | Производительность труда рабочего, м ³ /смену | Себестоимость 1 м ³ камня, руб. |
|--------------|----------------------|-------------------------------------|--|--|
| СМ-89А | Дисковые пилы | 100 | 8,5 | 4,60 |
| ПТ-38 | То же | 25 | 11,0 | 3,60 |
| СМ-824 | » | 35 | 14,5 | 3,27 |
| КГМ-2 | » | 100 | 7,0 | 4,68 |
| СМ-177А | Кольцевая фреза | 1800 | 8,0 | 7,90 |
| СМ-580А | То же | 400 | 12,0 | 7,31 |
| КБЯ-35 | Режущие цепи | 50 | 4,8 | 7,80 |
| СП-200 | То же | 50 | 1,7 | 8,63 |
| КМАЗ-188 | » | 100 | 4,0 | 5,13 |
| КБЦ-3А | » | 50 | 3,0 | 6,34 |
| и КШЦ-2 | | | | |

Если мощность наносов превышает 3 м, то высота добычного уступа составляет не менее 1,7 м, минимальная ширина карьерного поля равна 650—700 м, а добычные участки располагаются не далее 20 км от стационарного склада готовой продукции, то предпочтение отдается камерезным агрегатам. При других условиях лучшие технико-экономические показатели работы карьера имеют место при эксплуатации универсальных камерезных машин.

Производительность камерезной машины составляет

$$Q_{см} = 60 T a h_y v_p \eta_m, \quad \text{м}^3/\text{смену}, \quad (\text{XXI}, 2)$$

где T — продолжительность смены, ч;
 a — ширина заходки машины, м;

h_y — высота уступа, м;

v_p — рабочая скорость подачи машины, м/мин;

η_m — коэффициент использования оборудования во времени.

Технико-экономические показатели работы камерезных машин приводятся в табл. 85.

Число камерезных машин определяется в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемого массива, производственной мощности карьера и других факторов.

§ 5. Основные параметры карьеров по добыче штучного камня

На карьерах с небольшой мощностью вскрыши широкое распространение имеют бульдозеры и колесные скреперы. Авторами предложена новая комбинированная система разработки с параллельно-

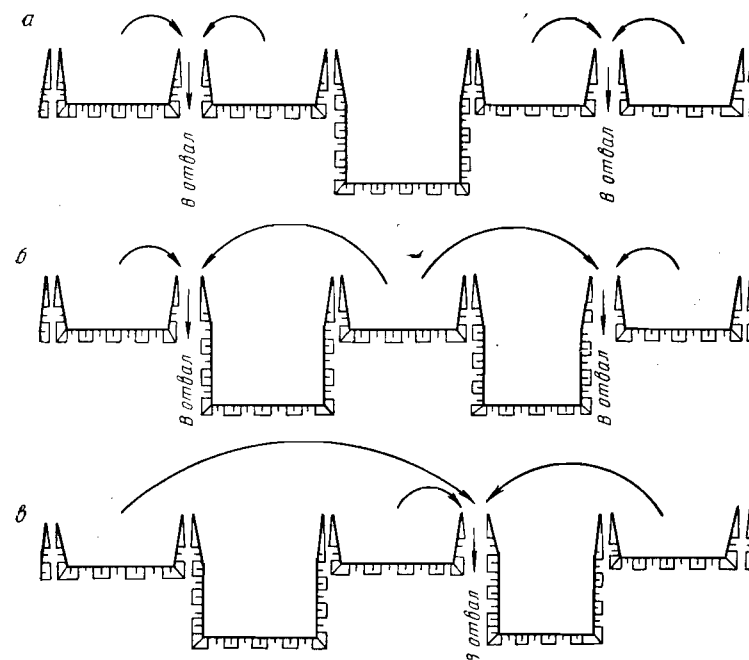


Рис. 213. Варианты системы разработки с параллельно-опережающим подвиганием забоев:

а — с зависимым; б, в — с независимым группированием передовых уступов

опережающим подвиганием забоев. Вначале карьерное поле разбивают на отдельные блоки и проходят разрезную траншею по всему участку. Затем производят вскрытие передовых (опережающих) уступов скреперами, которые транспортируют вскрышные породы на внешние или внутренние отвалы.

После подвигания передовых забоев на определенное расстояние приступают к вскрытию и отработке отстающих уступов. Вскрышные

породы бульдозерами размещаются в выработанном пространстве передовых блоков, причем расстояние их пробега составляет половину длины добычных уступов, что позволяет повысить производительность землеройно-транспортного оборудования на 25—30%.

Величина минимального опережения передовых уступов определяется по формуле

$$A = A_p + T + z + A_y, \text{ м}, \quad (\text{XXI},3)$$

где A_p — ширина рабочей зоны, занимаемой камнерезной машиной, м;

T — размеры транспортной полосы, м;

z — ширина бермы безопасности, м;

A_y — минимальная ширина рабочей площадки отстающего уступа, м.

Варианты системы с зависимым и независимым группированием передовых уступов (рис. 213) позволяют сохранить основные преимущества внутреннего отвалообразования и значительно уменьшить число подъездных дорог к отвалам.

Оптимальная длина очистных забоев для камнерезных агрегатов, исходя из технически возможной производительности машин, может быть определена по формулам:

$$L_a = \frac{60n(T_{см} - T_p - T_{пз})}{\rho \left(\frac{1}{v_p} + \frac{1}{v_m} \right)}, \text{ м}, \quad (\text{XXI},4)$$

для камнерезных машин

$$L_m = \frac{60 v_p v_m n [T_{см} - \rho(2T_{пер} + T_p + T_{пз})]}{\rho [(v_p + v_m)(lb + h_y) + v_p l]}, \text{ м}, \quad (\text{XXI},5)$$

где n — число добычных смен в сутки;

$T_{см}$ — продолжительность смены, ч;

T_p — время, необходимое для осмотра, смазки и мелкого ремонта машин, ч;

$T_{пз}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, ч;

$T_{пер}$ — время, необходимое для перестройки режущего инструмента машин, ч;

ρ — количество рабочих заходов машины за одну установку призабойных рельсовых путей;

v_p — рабочая скорость подачи машины, м/мин;

v_m — маневровая скорость подачи машин, м/мин;

l — ширина заходки машины при выполнении вертикальных поперечных пропилов, м;

b — количество отрезных заходов машины;

h_y — высота уступа, м;

$$b = \frac{h_y}{c(H_k + \Delta)},$$

где c — количество рядов камня, снимаемых за одну отрезную заходку машины;

Δ — величина распила, м;

H_k — стандартная высота штучного камня или блока, м.

Рациональная высота уступов h_y для камнерезных машин при условии минимальной себестоимости продукции составляет 1,8—3,5 м. Поэтому высокоуступные системы разработки экономичнее

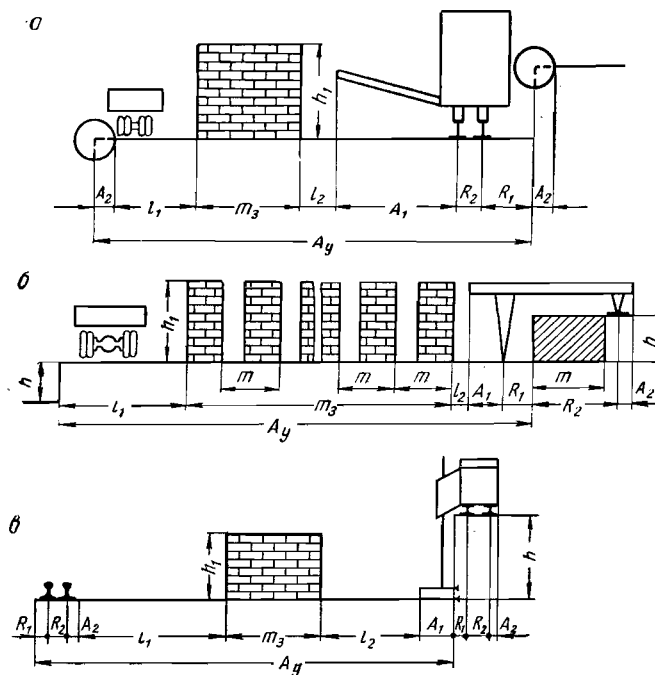


Рис. 214. Схемы к определению ширины рабочей площадки добычного уступа

низкоуступных и им (при прочих равных условиях) отдается предпочтение.

Ширина рабочей площадки уступа зависит от принятого типа камнерезной машины, вида добываемой продукции и способа погрузочно-разгрузочных работ.

По расположению относительно уступа камнерезные машины делят на три группы: предуступные (рис. 214, а), когда машина полностью расположена на подошве рабочего уступа; уступные (рис. 214, б), когда одна опора машины установлена на почве, а вторая — на кровле уступа; надуступные (рис. 214, в), когда машина целиком расположена на кровле уступа.

Минимальная ширина рабочей площадки определяется по формуле

$$A_n = A_1 + A_2 + R_1 + R_2 + l_1 + l_2 + m_3, \text{ м}, \quad (\text{XXI},6)$$

где A_1 — расстояние от наружной опоры машины до зоны складирования готовой продукции, м;

A_2 — глубина пропила, м;

R_1 — расстояние от забоя до внутренней опоры машины, м;

R_2 — ширина колеи, м;

l_1 — ширина транспортной полосы, м;

l_2 — ширина зоны складирования готовой продукции, м;

m_3 — ширина площадки под склад готовой продукции, м.

Размеры площадки под склад готовой продукции устанавливаются из условия размещения добываемой в течение 8—15 дней продукции для уменьшения ее влажности.

Суммарная длина фронта очистных работ подсчитывается по формуле

$$L = \frac{Q_r k_p}{A_r \eta c B}, \text{ м}, \quad (\text{XXI},7)$$

где Q_r — годовая производительность каменного карьера, м³;

k_p — коэффициент, учитывающий наличие резервных уступов;

A_r — величина подвигания уступов, м/год;

η — коэффициент выхода готовой продукции из массива;

c — коэффициент, учитывающий потери полезного ископаемого при проходке фланговых траншей;

B — производительность 1 м² разрабатываемой залежи, м³.

Подвигание уступов определяется по формуле

$$A_r = N a p n k, \text{ м/год}, \quad (\text{XXI},8)$$

где N — число рабочих дней в году;

a — ширина заходки камнерезного оборудования, м;

p — количество заходов в течение выемочного цикла;

n — число циклов в сутки;

k — коэффициент, учитывающий горногеологические условия залегания месторождения.

Потребное количество одновременно разрабатываемых уступов определяется по формуле

$$n_n = \frac{L}{l_i} = \frac{Q_r k_p l_i}{N a p n k \eta c B}, \quad (\text{XXI},9)$$

где l_i — длина одного добычного уступа, м.

При разработке месторождений природного камня коэффициент выхода готовой продукции в зависимости от физико-механических свойств камня, условий его залегания и принятого типа камнерезных машин составляет 0,3—0,75. Количество отходов от пиления камня определяется из выражения

$$W_o = W_r - W_n = q_6 + q_o + q_m + q_{ш}, \text{ м}^3, \quad (\text{XXI},10)$$

где W_r — объем добываемой горной массы, м³;

W_n — объем готовой продукции, м³;

q_6 — бутовый камень размером 300—100 мм;

q_o — осколки размером 100—300 мм;

q_m — мелочь размером 30—6 мм;

$q_{ш}$ — штыб от пропилов размерами 6—0 мм.

Выход бутового камня — в пределах 20—40% общего количества отходов камнепиления, осколка — 15—35%, штыба — 10—35% и мелочи — 10—25%.

Экономическая целесообразность открытой разработки естественных стеновых материалов определяется соотношением между мощностью пласта полезного ископаемого и покрывающих пород.

Промышленный коэффициент вскрыши может быть определен по формуле

$$k_{пр} = \frac{V_{вскр}}{Q_{пр} \eta}, \quad (\text{XXI},11)$$

где $V_{вскр}$ — объем вскрышных пород, м³;

$Q_{пр}$ — извлекаемые запасы горной массы, м³;

η — коэффициент выхода готовой продукции из массива полезного ископаемого.

В настоящее время для крупных высокомеханизированных карьеров значение $k_{пр}$ принимается равным 6—10, а для карьеров небольшой производственной мощности — 1—4 м³/м³.

§ 6. Организация работ при добыче пильного камня

В настоящее время на каменных карьерах распространены режимы работ со скользящим, жестким и комбинированным исполнительными графиками. При скользящем режиме работы каждый процесс начинается сразу после окончания предыдущего (рис. 215). Разделение труда при скользящем режиме работы проявляется слабо. Все операции выемочного цикла последовательно выполняются машинистом и рабочими очистного забоя.

В практике встречаются различные варианты организации работы по скользящему графику, что отражает, с одной стороны, конструктивные особенности камнерезного оборудования, а с другой — поиски более совершенной технологии добычи стеновых блоков.

Преимущества скользящего режима: простота организации производства и исключение простоев при досрочном выполнении работ.

Для организации производства по жесткому графику характерно выделение резервов времени для окончания затянувшихся процессов в начале или в конце смены, однако при опережении исполнительного графика обслуживающий персонал бездействует. В последнее время практикуют выделение резервов в конце отрезной заходки или выемочного цикла, что позволяет использовать оставшееся после очистных работ время для осмотра, смазки и мелкого ремонта камнерезных машин.

При работе по жесткому графику проявляется тенденция максимального совмещения процессов во времени для повышения коэффициента использования оборудования.

Время, необходимое для выполнения выемочного цикла, определяется по формуле

$$T_{\text{ц}} = \frac{\sum_{i=1}^n (T_o + T_b)}{k_c}, \text{ ч.}, \quad (\text{XXI}, 12)$$

где T_o — продолжительность основных процессов;
 T_b — длительность вспомогательных работ;
 k_c — коэффициент совмещения процессов во времени;
 n — число процессов в объеме цикла.

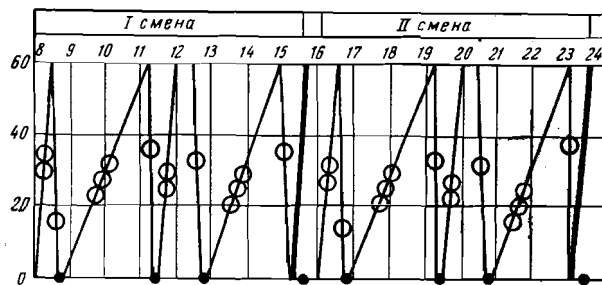


График выходов рабочих

| Наименование профессий | Смены | | Всего | I смена | | | | | | | | | | II смена | | | | | | | | | |
|------------------------|-------|----|-------|---------|---|----|----|----|----|----|----|----|----|----------|----|----|----|----|----|----|--|--|--|
| | I | II | | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | 23 | 24 | | | |
| Машинист | 1 | 1 | 2 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Помощники машинистов | 2 | 2 | 4 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Всего | 3 | 3 | 6 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

○—○ 1 ○—○ 2 ○—○—○ 3 ——— 4 —●— 5

Продолжительность основных процессов, в свою очередь, описывается уравнением

$$T_o = \frac{\Theta q}{n_p k_n}, \text{ ч.}, \quad (\text{XXI}, 13)$$

а вспомогательных

$$\sum_{i=1}^n T_b = c \sum_{i=1}^n T_o (q^{-1} - 1), \text{ ч.}, \quad (\text{XXI}, 14)$$

где Θ — нормативная трудоемкость процессов, чел-ч;
 q — коэффициент дифференциации, применяющийся, когда вспомогательные работы входят в процессные нормы и отдельно не выделяются;
 n_p — число рабочих, занятых выполнением процесса;
 k_n — коэффициент перевыполнения норм выработок;
 c — коэффициент, характеризующий выполнение исполнительного графика.

Коэффициент совмещения процессов во времени определяет степень интенсификации добычи стеновых блоков за счет параллельного выполнения работ

$$k_c = \frac{T_n}{T_{\text{ф}}} = \frac{T_n}{t_1 + t_2 + \dots + t_n}, \quad (\text{XXI}, 15)$$

где T_n — расчетная продолжительность цикла при последовательном выполнении процессов;
 $T_{\text{ф}}$ — фактические затраты времени на выполнение цикла;
 t — длительность отдельных процессов с учетом ведения в данный момент других работ.

При вырезке блоков из массива агрегатами продолжительность цикла обычно исчисляется длительностью нарезки массива и перегона машин в исходное положение; выполнение остальных работ укладывается в этот промежуток времени.

Разделение труда при жестком режиме проявляется значительно шире. Совмещение процессов вызвало необходимость дробления работ между большим числом работников и обусловило появление ряда новых профессий.

Организация производства по комбинированному исполнительному графику занимает промежуточное положение между скользящим и жестким режимами. Планограмма работ может строиться двояким путем. В первом случае добычной смене устанавливают жесткий объем работ, но без выделения резервов времени. Колебания в продолжительности процессов компенсируются за счет частичного их совмещения. Во втором случае за основу принимается скользящий график, но с обязательным включением элементов жесткого режима, проявляющихся в полном или частичном совмещении процессов. Разделение труда зависит от удельного веса жесткой составляющей в исполнительном графике.

Комбинированный и скользящий режимы эффективны при эксплуатации дисковых и цепных камнерезных машин с высокими скоростями подачи. Жесткий режим рационален в забоях крупноблочных машин, оснащенных кольцевыми фрезами, и высокоуступных камнерезных агрегатов. Погрузочные механизмы при этом могут обслуживать несколько добычных уступов. Кроме того, значительно упрощается организация работы карьерного транспорта.

В последние годы в практике камнедобывающей промышленности накоплен опыт в области проектирования и применения систем СПУ.

Преимущества применения СПУ: целенаправленность планирования, возможность составления сети с заданным критическим путем и форсирования критических работ, оптимизации производственного процесса по основным технико-экономическим показателям.

§ 7. Механизация горнотранспортных работ на каменных карьерах

Камнедобывающая промышленность — одна из наиболее трудоемких отраслей горной промышленности. В настоящее время полностью механизированы только процессы вырезки естественных

Значение коэффициентов k_m и k_y

| Процессы | k_m , % | k_y , % |
|---|-----------|-----------|
| Основные | 45,13 | 34,15 |
| в том числе: | | |
| очистные работы | 42,78 | 32,16 |
| погрузочно-разгрузочные работы | 13,36 | 7,04 |
| вскрышные работы | 89,62 | 83,71 |
| транспорт | 82,67 | 59,38 |
| отвалообразование и рекультивация | 78,42 | 55,19 |
| Вспомогательные | 26,61 | 15,65 |
| в том числе: | | |
| энергоснабжение | 16,35 | 11,43 |
| путевые работы | 10,72 | 8,35 |
| сигнализация и связь | 87,21 | 42,06 |
| Подсобные | 13,58 | 10,66 |
| в том числе: | | |
| ремонт оборудования | 12,63 | 10,02 |
| складские и хозяйственные работы | 9,50 | 6,14 |
| общекарьерные работы | 18,34 | 15,27 |
| Всего | 36,34 | 27,15 |

стенных материалов из массива. Погрузочно-разгрузочные, вспомогательные и складские работы в забоях камнерезных машин производятся преимущественно немеханизированным способом, в результате чего уровень механизации добычи стеновых блоков существенно снижается.

В общей численности обслуживающего персонала рабочие основных профессий составляют около 70%, причем почти половина из них занята на трудоемких погрузочно-разгрузочных работах. Основным показателем, характеризующим степень механизации производства, является коэффициент механизации, численное значение которого служит основным критерием для оценки прогрессивности и целесообразности при проектировании нового оборудования и технологических схем. Коэффициент механизации определяется по формуле

$$k_m = 100 \sum_{i=1}^n \frac{N_m}{N_m + N_p}, \quad \% \quad (\text{XXI,16})$$

где N_m — численность рабочих, занятых обслуживанием механизмов;
 N_p — численность рабочих, выполняющих работу вручную;
 n — количество процессов в объеме производственного цикла.

Качественная характеристика механизации, отражающая специфику механизированного труда, различия в профессиональном и квалификационном составе обслуживающего персонала, выражается коэффициентом уровня механизации, описываемого уравнением

$$k_y = 100 \sum_{i=1}^n \frac{k \eta_o N_m}{k \eta_o N_m + (N_m + N_p) \left(1 - \frac{k_m}{100}\right)}, \quad \% \quad (\text{XXI,17})$$

где k — коэффициент, выражающий отношение времени механизированного труда к общим затратам времени по процессу;
 η_o — коэффициент, учитывающий возможность одновременного обслуживания рабочими нескольких рабочих мест.

В табл. 86 приведены численные значения коэффициентов k_m и k_y для различных процессов добычи блоков.

На гранитных карьерах для механизации погрузочно-разгрузочных работ применяется следующее оборудование: подъемные краны к числу которых относятся кабельные, мостовые, самоходные, стреловые, дерриж-краны и др.; наклонные подъемники, оборудованные скипами, клетями и платформами; автопогрузчики, лебедки, домкраты, тали, блоки, полиспасты и т. п.

В ряде случаев доставка блоков и монолитов из карьера на поверхность осуществляется по капитальным наклонным траншеям с помощью локомотивного и автомобильного транспорта, а также канатной тягой. При выборе погрузочного и подъемно-транспортного оборудования необходимо учитывать, что кроме блоков и архитектурно-строительных изделий получают отходы, объем которых достигает 70—80% всего объема горной массы.

Добыча блоков производится с верхней и нижней погрузкой. В первом случае готовая продукция из карьера выдается непосредственно на поверхность (рис. 216); при этом транспортная связь

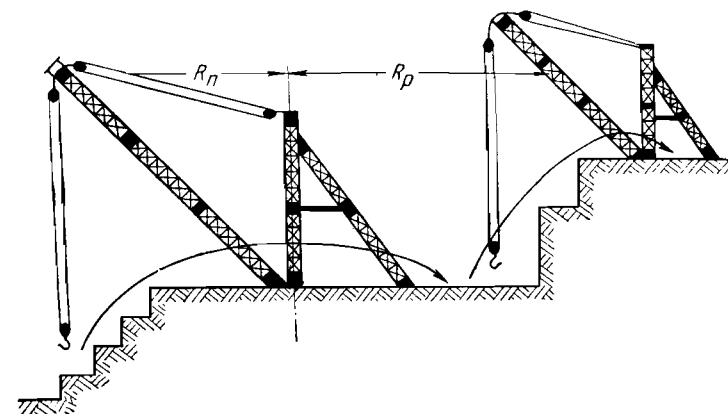


Рис. 216. Верхняя погрузка блоков с последовательной перегрузкой кранами на уступах

добычных уступов с наземными коммуникациями устанавливается с помощью кранов, установленных на бортах карьера. Основные преимущества верхней погрузки: устранение внутрикарьерного

транспорта и отсутствие вскрывающих выработок для транспортирования готовой продукции. К недостаткам относятся ограниченность радиуса действия стационарных кранов (30—40 м), невысокая производительность кранов при уборке отходов производства и сравнительно небольшая грузоподъемность, не превышающая обычно 15—20 т. Применение различных вариантов верхней погрузки эффективно, если приемные площадки располагаются выше уровня

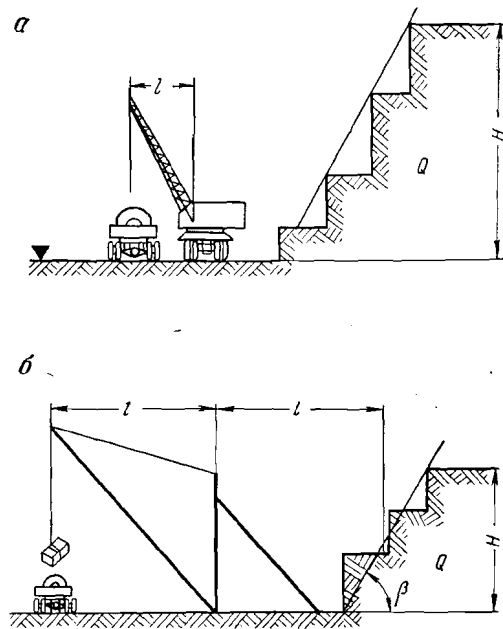


Рис. 217. Схемы нижней погрузки:
а — самоходным краном; б — дerrickкраном в автотранспорт

заложения добычных горизонтов, что дает экономию по сравнению с другими способами погрузочно-транспортных работ в 2—2,5 раза. Подъемно-транспортное оборудование на карьерах располагается в зависимости от горногеологических условий залегания месторождения. Так, на предприятиях «Саксонгранит» (ГДР) несущие канаты кабельных кранов ориентируются перпендикулярно направлению линии облегченного раскола, что дает значительное уменьшение трудоемкости погрузочно-разгрузочных работ и обеспечивает снижение их себестоимости на 25—30%.

При нижней погрузке продукция опускается на подошву карьера, перегружается там в средства карьерного транспорта и направляется затем на поверхность (рис. 217). Рациональная область применения ограничивается разработкой месторождений нагорного типа, когда приемные площадки поверхностного комплекса расположены ниже отметки дна карьера. В качестве погрузочного оборудования применяются автокраны, самоходные краны в сочетании с автомобильным транспортом, а также автопогрузчики.

Преимущества нижней погрузки состоят в возможности транспортирования из карьера монолитов практически любых размеров. Недостаток — необходимость проходки капитальных траншей. В процессе добычи крупных блоков камнерезными машинами механизация погрузочно-разгрузочных работ осуществляется с помощью автокранов, тельферов, автопогрузчиков. На карьерах мелкоштучного камня погрузка готовой продукции производится вручную.

В. Н. Юрьевым смонтирована камнеуборочная машина, предназначенная для уборки из забоя камня, добываемого машинами СМ-89А, СМ-815 и др. Рабочий орган машины выполнен в виде электротельфера с пакетным клещевым захватом на восемь камней. Чтобы осуществить поднятие пакета камней, на нижней тележке камнерезной машины устанавливается клиновидный плужок — отталкиватель, отодвигающий вырезанные камни от забоя на расстояние до 250 мм. После укладки пакета машина передвигается на расстояние 2 м и вновь повторяет рабочий цикл. Сменная производительность машины 50—60 м³ при двух обслуживающих рабочих.

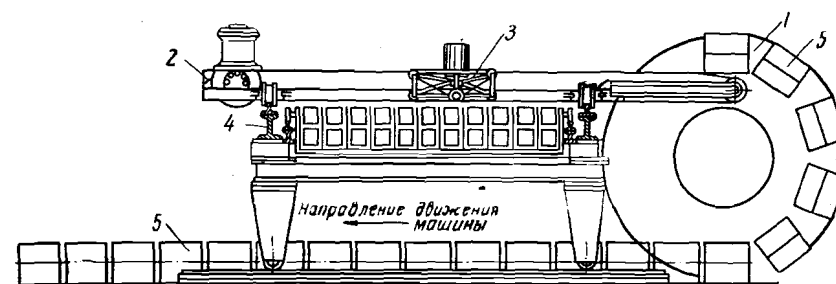


Рис. 218. Схема камнеуборочной машины

Камнеуборочная машина конструкции Г. Н. Криворучченко предназначена для уборки камня и штыба из забоя высокоуступных машин КМ-3А, КМ-6 и др. Машина представляет сварную раму, на которой смонтировано уборочное устройство в виде лопатки, закрепленной на кривошипе, который совершает возвратно-поступательное движение. Для отодвигания вырезанного камня от забоя к раме камнерезной машины прикрепляется металлический отталкиватель непрерывного действия. Уборочное устройство передает горную массу на ленточный конвейер, укрепленный на раме машины, на котором камень вручную выбирается и укладывается в штабель в выработанном пространстве. Для уборки штыба и мелочи за пределы рельсового пути на ходовой тележке машины монтируется шнековый уборщик отходов камнепильения. Производительность камнеуборочной машины составляет 25—30 м³/смену.

Азербайджанский научно-исследовательский институт строительных материалов и сооружений им. Дадашева разработал проект новой камнеуборочной машины (рис. 218), которая позволяет механизировать процессы уборки из забоя добычного камня, укладки его в пакет и разгрузки пакетов в транспортные средства. Отделенные от массива камни 5 убирают захватывающим барабаном 1, после чего они поступают на передвижной транспортер 2, представляющий собой сварную раму из швеллеров, по которой перемещаются тяговые цепи. Транспортер доставляет камни до поворотного диска 3, откуда они направляются в желоб и далее в кассету 4. Кассета представляет металлическую платформу, в которую вмещается 132 камня

общим весом около 4 т; после заполнения кассеты процесс уборки камня приостанавливается и камень разгружается на поддон, установленный в кузове грузового автомобиля.

Уборка из забоя крупных блоков и погрузка их в транспортные средства производится автокранами АК-32 и АК-51 или автопогрузчиками, оборудованными клещевыми захватами.

В настоящее время разработаны следующие механизированные способы транспортирования стеновых материалов; в контейнерах; пакетами на поддонах; пакетами без поддонов и контейнеров.

При контейнерной доставке камни укладываются на сплошные или составные поддоны и закрепляются с боков ограждающими стенками. Погрузочно-разгрузочные работы производятся с помощью автокранов. Доставка стеновых материалов пакетами на поддонах отличается от контейнерной тем, что в качестве боковых ограждений используются борта автомашин или специальные щиты, обеспечивающие сохранность нескольких пакетов. Однако широкого практического распространения эти способы не получили вследствие значительного расхода металла для изготовления поддонов и контейнеров, а также сложности их возврата на карьеры.

Наиболее экономично пакетное транспортирование штучного камня. При этом способе пакеты весом от 500 до 1000 кг автопогрузчиком, оборудованным клещевым захватом, укладывают на автомашину. Для предохранения камня от повреждений во время транспортирования пакеты в кузове автомашины прижимаются сверху специальными пружинными устройствами. Разгрузка пакетов на прирельсовом складе готовой продукции в штабели или в железнодорожные вагоны производится на механизированных погрузочных площадках, которые оборудуют мостовыми кранами грузоподъемностью до 5 т и с вылетом консоли до 23 м (карьер Арктикуф в Армянской ССР).

В результате многолетнего опыта транспортирования естественных стеновых материалов на большие расстояния установлено, что экономически целесообразный радиус перевозок штучного камня составляет 1000 км, а крупных блоков — 1500 км. Особенно эффективна перевозка облицовочных плит из декоративных туфов, успешно конкурирующих с искусственными плитами во всех районах Советского Союза.

ГЛАВА XXII

ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ И ГРАВИЯ

§ 1. Разработка месторождений для производства щебня

В технических условиях на разработку щебеночных месторождений регламентируются прочность исходной породы, которая обычно должна быть не менее чем в 1,5 раза больше бетона марок ниже 300 и не менее чем в 2 раза выше для бетона марок 300 и более, зерновой

состав, морозостойкость, а также наличие в некоторых случаях отдельных примесей. Прочностной состав пород месторождения определяется: средневзвешенным значением прочности пород; содержанием слабых пород; характером распределения неоднородности пород по их прочности. В зависимости от средневзвешенной прочности пород при сжатии в водонасыщенном состоянии различают пять типов месторождений: I — высокопрочных пород с $R_{сж} > 800 \text{ кг/см}^2$; II — прочных пород с $R_{сж} = 600-800 \text{ кг/см}^2$; III — пород средней прочности с $R_{сж} = 400-600 \text{ кг/см}^2$; IV — пород ниже средней прочности с $R_{сж} = 300-400 \text{ кг/см}^2$; V — пород пониженной прочности и слабых с $R_{сж} = 300 \text{ кг/см}^2$. Распределение неоднородности пород оценивается показателем контрастности, который определяется по формуле

$$k = \frac{\sum |(M - \alpha)| p}{100 \alpha}, \quad (\text{XXII}, 1)$$

где M — среднее значение прочности каждой группы пород, кг/см^2 ;
 α — значение прочности отдельной породы, кг/см^2 ;
 p — удельный выход группы, %.

При проектировании щебеночных карьеров соотношение запасов отдельных категорий по отношению к суммарным запасам не должно быть меньше значений, приведенных в табл. 87.

Таблица 87

Характеристика потребных запасов в зависимости от строения месторождений

| Строение месторождения | В % от суммарных запасов по категориям | | |
|--------------------------|--|---------------|----------------|
| | A+B | в том числе A | C ₁ |
| Простое | 30 | 10 | 70 |
| Сложное | 20 | — | 80 |
| Весьма сложное | — | — | 100 |

Основные этапы разработки щебеночных месторождений почти не имеют специфических особенностей по сравнению с эксплуатацией залежей других полезных ископаемых. Число добычных уступов обычно не превышает четырех, хотя наиболее часто продуктивная толща обрабатывается двумя уступами высотой 12—15 м, реже до 20 м. Вскрытие в большинстве случаев производится групповыми или общими траншеями простой формы внешнего заложения. Встречается также смешанное вскрытие, когда первые два уступа вскрываются групповыми траншеями, а остальные — общей траншеей. Для обеспечения поточного движения на отдельных карьерах (Пятовском, Полотнянозаводском и др.) применяется схема вскрытия парными траншеями. В практике строительства щебеночных карьеров ГДР (Гонштенд, Любтиц, Людерсдорф и др.) высота добычного уступа достигает 30—50 м и имеет тенденцию дальнейшего возрастания.

Производство щебня из горной массы, доставляемой из карьера, осуществляется в дробильно-сортировочных цехах при заводах. Последовательность переработки сырья и следование полуфабрикатов до конечной стадии отражаются с помощью схемы технологического цикла в виде сети разветвляющихся и соединяющихся между собой линий. На рис. 219 показаны основные технологические схемы производства щебня с двух- и трехстадийным дроблением.

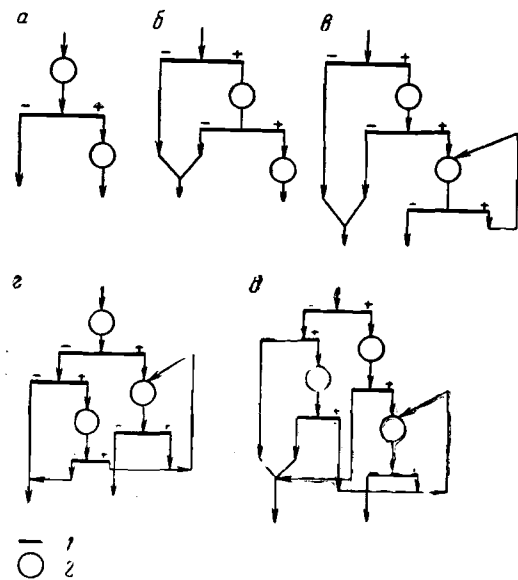


Рис. 219. Основные технологические схемы производства щебня:

а — с двухстадийным дроблением без предварительного грохочения; б — с двухстадийным дроблением и предварительным грохочением; в — с двухстадийным дроблением и предварительным грохочением по замкнутому циклу на второй стадии дробления; г — с трехстадийным дроблением без предварительного грохочения по замкнутому циклу на третьей стадии дробления; д — с трехстадийным дроблением и предварительным грохочением по замкнутому циклу на третьей стадии дробления; 1—2 — соответственно операции грохочения и дробления

водства цементного камня, извести, асфальтового заполнителя и т. д.

Наиболее важным параметром технологической схемы является стадийность дробления, под которой понимается совместный процесс дробления и грохочения горной массы. Общая потребная степень дробления представляет частное от деления максимального размера куска до и после дробления:

$$i = \frac{D}{d} = 30 - 120.$$

Обеспечение высшей предельной степени дробления, соответствующей щебню мелких фракций, потребность в котором в настоящее время резко возрастает, достигается за счет применения трех или

производства щебня с двух- и трехстадийным дроблением.

Технологические схемы дифференцируются на качественно-количественные, отражающие все изменения в продуктах переработки горной массы, и схемы цепи аппаратов, на которые наносят пути следования горной массы, продуктов переработки и воды в случае ее использования. Схема цепи аппаратов крупного дробильно-сортировочного завода с годовой производственной мощностью 600 тыс. м³ щебня из слабых и средней прочности пород показана на рис. 220.

Готовые фракции щебня в большинстве случаев подвергаются дополнительной обработке — промывке и обеспыливанию, что улучшает его качество. Побочная продукция используется для произ-

четырёх стадий дробления. В табл. 88 приведены технические характеристики основного технологического оборудования дробильно-сортировочных заводов.

Кроме стадийности, определяющими признаками технологической схемы являются предварительное грохочение, система и характер потоков переработки горной массы, порядок вывода из процесса продуктов переработки, наличие специальных процессов обогащения, число линий дробления и характеристика цикла дробления.

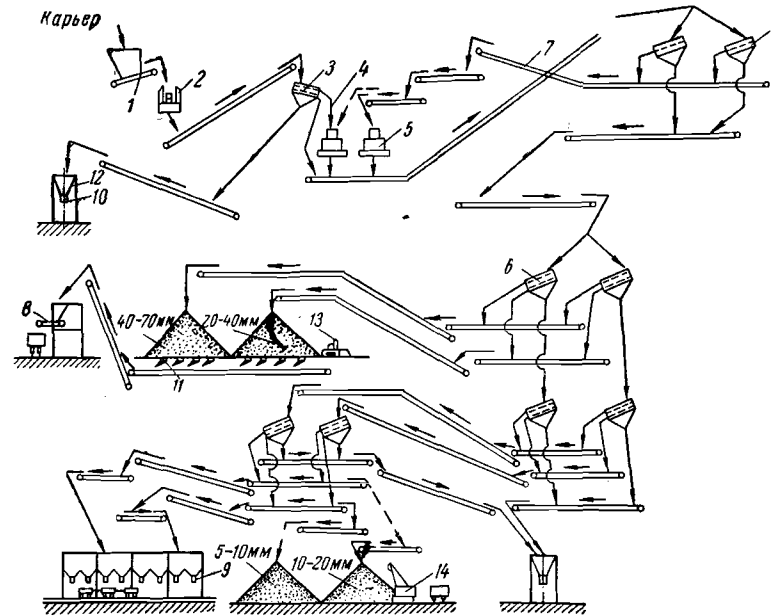


Рис. 220. Схема цепи аппаратов дробильно-сортировочной фабрики:

1 — пластинчатый питатель 1800×12 000 мм; 2 — щековая дробилка 1200×1500; 3 — грохот СМ-572; 4 — среднеконусная дробилка КСД-2200Б; 5 — короткоконусная дробилка КМД-2200; 6 — вибрационный грохот СМ-653; 7 — ленточный конвейер; 8 — телескопический погрузочный конвейер; 9 — секторный затвор с электроприводом; 10 — секторный затвор 500×500; 11 — лотковый вибратор-питатель; 12 — электромагнитный вибратор; 13 — бульдозер Д-259; 14 — экскаватор

Однопоточная переработка горной массы имеет место при отсутствии предварительного грохочения, а также когда подрешетный продукт предварительного грохочения полностью смешивается с потоком дробленого продукта. Двухпоточные линии применяются при самостоятельной обработке подрешетного продукта первого грохота. Если подрешетный продукт предварительного грохочения смешивается с дробленным продуктом первичной дробилки, пройдя частично самостоятельную обработку, или если однопоточная схема разветвляется либо после первой стадии дробления для получения бутового камня, цементного сырья, флюсов или щебня пониженного сорта, либо после второй стадии дробления с выделением продуктов

Таблица 88

Техническая характеристика дробилок

| Показатели | Дробилка | | | | | |
|---|------------|-------------|-------------|-----------|-----------|----------|
| | ЩД-7 | ЩД-8 | ЩД-9 | СМ-204А | СМ-16Б | КМД-1200 |
| Размеры загрузочного отверстия, мм | 900 × 1200 | 1200 × 1500 | 1500 × 2100 | 600 × 900 | 600 × 900 | 56 |
| Размеры загружаемых кусков, мм | 700 | 1000 | 1200 | 500 | 500 | 40 |
| Ширина загрузочной щели, мм | 130 | 150 | 180 | 75—200 | 75—200 | 3—15 |
| Производительность для пород средней крепости с насыпным весом 1,6 т/м ³ , т/ч | 180 | 280 | 500 | 67—175 | 56—192 | 18—90 |
| Мощность электродвигателя, квт | 100 | 160 | 250 | 75 | 75 | 75 |
| Вес дробилки без электродвигателя, т | 72,9 | 140,5 | 255,7 | 21,9 | 23 | 24,7 |

Продолжение табл. 88.

| Показатели | Дробилка | | | | |
|---|----------|--------------|--------------|----------|---------|
| | КМД-1750 | КМД-2200-400 | КМД-2200-600 | КСД-2200 | |
| | | | | А | Б |
| Размеры загрузочного отверстия, мм | 100 | 130 | 130 | 275 | 350 |
| Размеры загрузочных кусков, мм | 85 | 100 | 100 | 250 | 300 |
| Ширина загрузочной щели, мм | 5—15 | 5—15 | 5—15 | 10—30 | 30—60 |
| Производительность для пород средней крепости с насыпным весом 1,6 т/м ³ , т/ч | 64—200 | 115—350 | 124—370 | 198—540 | 566—935 |
| Мощность электродвигателя, квт | 160 | 250 | 280—300 | 250 | 250 |
| Вес дробилки без электродвигателя, т | 47 | 79,9 | 106,4 | 79,3 | 78,9 |

для производства извести и флюсов, либо после третьей стадии для обогащения продукта по прочности, то используются технологические схемы с комбинированными потоками. Улучшение качества щебня достигается за счет промывки, сушки, гравитационных и специальных методов обогащения, а также применения замкнутого цикла дробления.

Весьма важное значение имеет назначение схемы, выражающееся заданным ассортиментом продукции, так как процесс дробления протекает преимущественно избирательно, с концентрацией более

прочных пород в крупных классах, в то время как предельное содержание слабых разностей для щебня различных классов обычно предусматривается постоянным.

Выбор целесообразной технологической схемы дробильно-сортировочного завода производится на основе комплексного сопоставления различных вариантов добычи и переработки горной массы. В задании на проектирование указываются годовой объем производства щебня, ассортимент продукции с указанием выхода отдельных фракций и требуемой марочности, направление использования побочных продуктов, образующихся в процессе переработки породы на щебень. При обосновании технологических схем учитываются также гранулометрические и прочностные характеристики исходной горной массы с указанием вероятного распределения загрязняющих примесей по фракциям, для чего строятся на базе экспериментальных данных кривые гранулометрических составов взорванного массива. Исследования показывают, что на гранулометрический и прочностной составы раздробленной горной массы большое влияние оказывают параметры взрыва, поэтому проектированию оптимального паспорта буровзрывных работ уделяется первостепенное значение.

Технологические взаимосвязи между карьером и дробильно-сортировочным заводом обуславливаются соответствием максимальных по крупности кусков горной массы и приемных отверстий дробилки первичного дробления, а также усредненным качеством исходного сырья по содержанию глинистых примесей, некондиционных по крепости разностей и их пофракционному распределению. Тип головной дробилки, стадийность дробления и необходимость предварительного грохочения устанавливаются с учетом заданного объема производства и ассортимента готовой продукции. Наличие предварительного грохочения оказывает положительное влияние на удаление слабых разностей из потока, идущего на дробление, так как малопрочные породы концентрируются в основном в мелких классах.

Обогащение щебня на базе избирательного дробления не позволяет получить высокопрочную продукцию, поэтому в последние годы разработаны и получили распространение следующие специальные методы обогащения: с использованием различия в упругости и трении слабых и прочных разностей; методом отсадки; в тяжелой суспензии.

Проектные производственные мощности щебеночных заводов в настоящее время стандартизированы и определяются в количестве 400, 600, 1200 и 2400 тыс. м³ фракционированного щебня в год для стационарных и полустационарных предприятий и 200 тыс. м³ для передвижных предприятий. Фактическая годовая производственная мощность колеблется от 3355 тыс. м³ (Сакское карьероуправление) до 245—366 тыс. м³ (Турдейский, Калужский карьеры). На долю крупных и средней мощности предприятий с годовым планом свыше 400 тыс. м³ приходится более 45% выпускаемого товарного щебня.

Техническая характеристика грохотов

| Показатели | Марка грохота | | | | | |
|---|---------------|-------|-------|-------|------|-------|
| | С-212 | С-13 | С-96 | СМ-60 | С-37 | С-213 |
| Габариты, м.л: | | | | | | |
| длина | 965 | 3153 | 2387 | 3303 | 4150 | 5850 |
| ширина | 800 | 1920 | 1360 | 2025 | 1380 | 1250 |
| высота | 975 | 1226 | 1480 | 1703 | 1300 | 1170 |
| Вес, кг | 101 | 1800 | — | 2434 | 764 | 1740 |
| Число ярусов и сит | 2/2 | 2/3 | 3 | 2 | 3 | — |
| Размеры отверстий сит, м.л: | | | | | | |
| верхнего | 40×40 | 35×35 | 60×60 | 25×25 | — | 50 |
| нижнего | 5×5 | 15×15 | 8×8 | 12×12 | — | 25 |
| среднего | — | — | 22×22 | — | — | — |
| Угол наклона, град | до 25 | 0 | 17—22 | 22—28 | — | 0—36 |
| Число оборотов в минуту | 1400 | 740 | 1200 | 1100 | 18 | 19 |
| Мощность двигателя, квт | 1 | 5,2 | 3,2 | 7,2 | 1,1 | 2,7 |
| Производительность, м ³ /ч | 6—8 | 30—40 | 13—16 | 40—60 | 8—10 | 9—11 |

Годовую выработку продукции на одного работника промышленно-производственного персонала и на одного рабочего составляют соответственно для предприятий производственной мощности до 100 тыс. м³ — 552 и 652 м³; от 101 до 250 тыс. м³ — 876 и 1092 м³; от 251 до 500 тыс. м³ — 947 и 1195 м³; от 500 до 1000 тыс. м³ — 1310 и 1560 м³; более 1000 тыс. м³ — 1880 и 2260 м³.

§ 2. Разработка гравийных и песчаных месторождений

Гравий и песок относятся к числу полезных ископаемых, образовавшихся под влиянием различных факторов выветривания горных пород. Гравий широко применяют для производства бетона и железобетона, покрытия автомобильных дорог и в качестве балласта для верхнего строения железнодорожных путей. Пески используются во многих отраслях промышленности и в зависимости от granulометрического, прочностного и качественного состава подразделяются на строительные, дорожные, балластные, стекольные, формовочные, абразивные и т. д.

Для промышленной разработки гравийных и песчаных месторождений необходимо, чтобы обеспеченность запасами составляла не менее 50 тыс. м³ для карьеров районного значения и 2—5 тыс. м³ — для местных предприятий. Предельная мощность насосов определяется по формуле

$$H_{\max} = h \left[\frac{BS}{100} - (b + C) \right], \text{ м}, \quad (\text{XXII}, 2)$$

где h — полезная мощность продуктивного слоя, м;

B — максимально допустимая себестоимость готовой продукции, руб/м³;

S — промышленное содержание полезных компонентов в горной массе, %;

b — стоимость добычи песчано-гравийной смеси, руб/м³;

C — затраты на обогащение гравия и песка, руб/м³.

Горногеологические особенности залегания гравийно-песчаных месторождений позволяют использовать средства гидромеханизации в процессе их разработки. Большое распространение имеют различные варианты транспортной системы с применением автомобильного и реже железнодорожного транспорта с внешним отвалообразованием, а также специальные системы с применением бульдозеров и скреперов. В последние годы на ряде карьеров внедряются прогрессивные бестранспортные и транспортно-отвальные системы разработки. Буровзрывные работы применяют, если залеганию полезной толщи сопутствуют прослойки песчаников или массивы валунов (Люберецкие карьеры), а также для рыхления песчано-гравийной смеси в земный период.

Добываемую горную массу обычно обогащают. Мокрое обогащение гравия предусматривает грохочение, дробление и промывку; при сухом обогащении последняя операция отсутствует.

В процессе грохочения отделяют валуны и булыжники, подлежащие дроблению, а остальной материал разделяют по крупности на фракции. На гравийных карьерах применяются различные конструкции грохотов — неподвижный плоский колосниковый, инерционный, эксцентриковый, барабанный и др. Техническая характеристика грохотов приведена в табл. 89.

В большинстве случаев загрязненность гравия так велика, что грохочение не может обеспечить необходимую чистоту продукции, вследствие чего необходимо произвести мокрое обогащение или промывку с помощью гравиемоек — цилиндрических шнеками, в которых вода подается принудительно навстречу движению гравия.

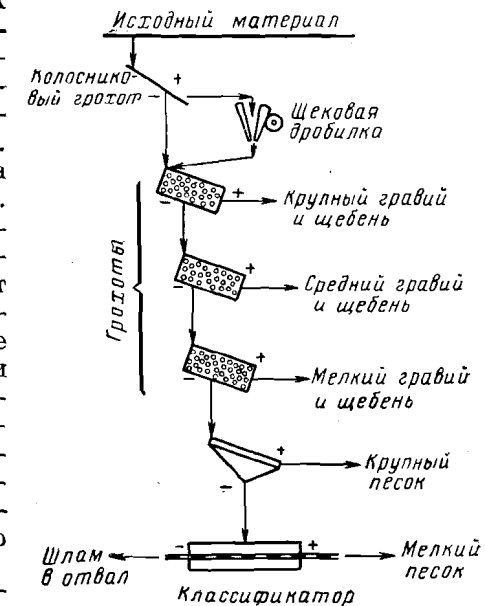


Рис. 221. Схема обогащения гравия

На обогатительных фабриках гравийных карьеров дробление, грохочение и мойка объединяются в единый технологический процесс, который увязывается с выемочно-погрузочными и транспортными работами. На рис. 221 показана типовая схема обогащения гравия.

Комплексные обогатительные установки подразделяются на стационарные и передвижные; первые устанавливаются на карьерах с большой производственной мощностью и значительным сроком существования. При добыче гравия со дна водоемов обогатительные

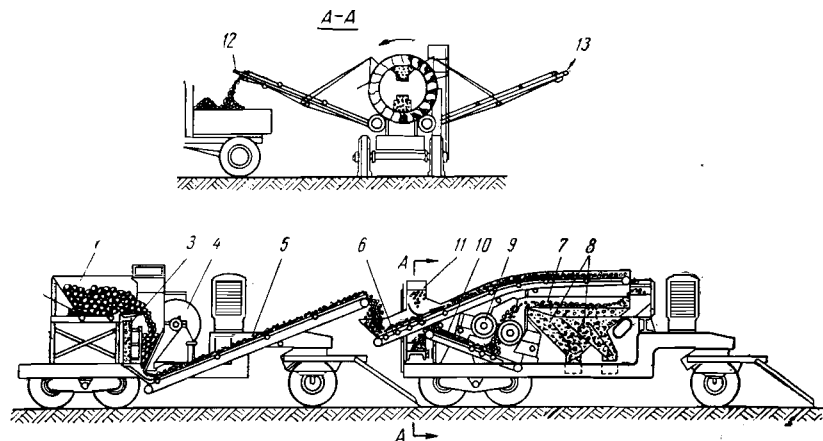


Рис. 222. Передвижная дробильно-сортировочная установка СМ-9:

1 — загрузочный бункер; 2 — питатель; 3 — отводной желоб; 4 — щековая дробилка; 5 — ленточный транспортер; 6 — верхний питатель; 7 — вибрационный грохот; 8 — бункера готовой продукции; 9 — валковая дробилка; 10 — нижний воздушный питатель; 11 — ротационный элеватор; 12 — транспортер для крупных фракций; 13 — транспортер для мелких фракций

установки монтируются совместно с очистными агрегатами. Передвижные дробильно-сортировочные установки выпускаются на колесном или железнодорожном ходу; их производительность достигает 30 т/ч. На рис. 222 показана схема передвижного агрегата СМ-9.

Природные пески, содержащие щебень, глину, корни растений, окислы металлов и другие примеси, почти всегда не удовлетворяют требованиям ГОСТа. В зависимости от характера включений и запросов потребителей обогащение песков производится механическим или химическим способами. В свою очередь, механическое обогащение дифференцируется на мокрое обогащение, заключающееся в отмучивании и промывке, и сухое, подразделяющееся на отсеивание, отвеивание и электроочистку; электроочистка может быть магнитной и электростатической (коронной).

В последние годы разработаны комбинированные методы обогащения, наиболее перспективным из которых является флотация.

В результате флотации удается получить продукцию с содержанием чистого песка до 99%.

Из методов химического обогащения, которые характеризуются гораздо большей сложностью и стоимостью по сравнению с механическими, наибольшее распространение получила обработка песка слабым раствором щавелекислого натрия или калия с добавлением кристаллического сернокислого железа, вследствие чего окись железа переводится в растворимые соли, которые удаляются промывкой. Техническая характеристика пескомоек приведена в табл. 90.

Таблица 90

Техническая характеристика пескомоек

| Показатели | Пескомойка | | |
|---|------------|---------|----------|
| | винтовая | | драговая |
| | ССМ-536 | ССМ-036 | С-216 |
| Производительность, м ³ /ч | 15—20 | 4—6 | 20 |
| Наибольшее зерно, мм | 15 | 15 | — |
| Уклон, град | 18—20 | 18—20 | — |
| Диаметр шнека, мм | 500 | 500 | — |
| Число оборотов в минуту | 40 | 40 | — |
| Потребная мощность, л. с. | 11 | 3 | 1,8 |
| Габариты корыта, мм: | | | |
| длина | 4630 | 3700 | — |
| ширина | 700 | 600 | — |
| высота | 700 | 686 | — |
| Вес машины без арматуры, кг | 1879 | 930 | — |
| Габариты машины, мм: | | | |
| длина | 5405 | 4568 | 5750 |
| ширина | 1085 | 915 | 960 |
| высота | 1170 | 1316 | 2320 |

ЛИТЕРАТУРА

1. Аваркович А. С., Давыдов С. А. Основные положения для проектирования взрывных работ методом скважинных зарядов. Сб. «Взрывное дело», № 47/4. М., Госгортехиздат, 1961.
2. Багдасаров А. Г. и др. Технические правила ведения взрывных работ в энергетическом строительстве. М., изд-во «Энергия», 1967.
3. Барон Л. И., Личели Г. П. Трециноватость горных пород при взрывной отбойке. М., изд-во «Недра», 1967.
4. Баум Ф. А. и др. Физика взрыва. М., Физматгиз, 1959.
5. Беляев А. Ф., Андреев В. К. Теория взрывчатых веществ. М., Оборонгиз, 1960.
6. Васильев М. В. Комбинированный карьерный транспорт. М., изд-во «Недра», 1965.
7. Васильев М. В. Эстакадная перегрузка руд на карьерах. ЦНИИТЭИ Цветной металлургии. М., 1966.
8. Власов О. Е., Смирнов С. А. Основы теории расчета горных пород взрывом. М., изд-во АН СССР, 1962.
9. Горное дело. Энциклопедический справочник, т. 10. Разработка месторождений открытым способом. М., Госгортехиздат, 1960.
10. Давыдов С. А., Рубцов В. К. Многорядное взрывание. М., изд-во «Недра», 1965.
11. Докучаев М. М. Применение массовых взрывов в народном хозяйстве СССР. Сб. «Применение массовых взрывов в горной промышленности и строительстве». ГОСИНТИ, 1960.
12. Домбровский Н. И., Гальперин М. И. Землеройно-транспортные машины. М., изд-во «Машиностроение», 1965.
13. Кучерявый Ф. И. и др. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах. М., изд-во «Недра», 1966.
14. Мельников Н. В., Чесноков М. М. Техника безопасности на открытых горных работах. М., Углетехиздат, 1959.
15. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М., изд-во «Наука», 1964.
16. Новожилов М. Г., Селянин В. Г. Совершенствование техники и технологии открытой разработки железорудных месторождений. М., изд-во «Высшая школа», 1961.
17. Новожилов М. Г. и др. Глубокие карьеры. М., Госгортехиздат, 1962.
18. Новожилов М. Г., Фиделев А. С. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. Гостехиздат УССР, Киев, 1963.
19. Новожилов М. Г. и др. Вываливание высоких уступов на карьерах. М., Госгортехиздат, 1963.
20. Новожилов М. Г. и др. Поточная технология открытой разработки месторождений. «Наукова думка», Киев, 1965.

21. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., изд-во «Недра», 1965.
22. Овчинников В. А. Восстановление поверхности при бестранспортных системах (пособие для проектирования и эксплуатации карьеров). Приокское книжное изд-во, Тула, 1966.
23. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., Госстройиздат, 1958.
24. Ржевский В. В. и др. Использование электронных вычислительных машин для планирования и управления технологическими процессами на карьерах. М., изд-во «Недра», 1965.
25. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов открытых горных разработок. М., изд-во «Недра», 1966.
26. Светлов Б. Я., Еременко Н. Е. Теория и свойства промышленных взрывчатых веществ. М., изд-во «Недра», 1966.
27. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. М., изд-во «Недра», 1967.
28. Остроушко И. А. Бурение твердых горных пород. М., изд-во «Недра», 1966.
29. Спиваковский А. О. и др. Транспорт на открытых разработках. М., Госгортехиздат, 1962.
30. Спиваковский А. О. и др. Карьерный конвейерный транспорт. М., изд-во «Недра», 1965.
31. Хохряков В. С. Проектирование и организация работы карьерного автотранспорта. М., Госгортехиздат, 1963.
32. Юматов Б. П. Горные машины для разработки россыпей. М., изд-во «Недра», 1964.

О Г Л А В Л Е Н И Е

| | Стр. |
|---|------|
| <i>Предисловие</i> | 3 |
| РАЗДЕЛ ПЕРВЫЙ | |
| ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ | |
| <i>Глава I.</i> Объекты и условия открытых горных работ | 9 |
| § 1. Сущность и назначение горных разработок | 9 |
| § 2. Сравнительные достоинства и недостатки открытых и подземных горных работ и условия их применения | 11 |
| § 3. Геологические, климатические и гидрогеологические условия открытых разработок | 13 |
| <i>Глава II.</i> Виды и качество полезных ископаемых и свойства вскрышных пород | 18 |
| § 1. Виды полезных ископаемых | 18 |
| § 2. Качество полезных ископаемых | 18 |
| § 3. Руды и требования к их качеству | 20 |
| § 4. Каменный уголь, нерудные ископаемые, строительные материалы и требования к их качеству | 22 |
| § 5. Свойства вскрышных пород | 26 |
| <i>Глава III.</i> Основные положения открытых горных разработок | 28 |
| § 1. Элементы карьера и основные горнотехнические понятия | 28 |
| § 2. Схемы и средства механизации открытых горных работ | 32 |
| § 3. Общие сведения о вскрытии и системах открытой разработки | 37 |
| § 4. Основные этапы открытой разработки месторождений | 39 |
| § 5. Основы экономики открытых горных работ | 42 |
| РАЗДЕЛ ВТОРОЙ | |
| ТЕХНОЛОГИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ | |
| <i>Глава IV.</i> Технологические требования к буровзрывным работам | 46 |
| § 1. Общие сведения | 46 |
| § 2. Влияние качества дробления горной массы на производительность и стоимость добычных работ | 50 |
| <i>Глава V.</i> Технология, механизация и организация бурения взрывных скважин | 52 |
| § 1. Вращательное бурение скважин | 52 |
| § 2. Ударное бурение скважин | 60 |
| § 3. Шарошечное бурение скважин | 64 |
| § 4. Ударно-вращательное бурение скважин | 70 |
| § 5. Огневое (термическое) бурение скважин | 73 |
| § 6. Автоматизация процессов бурения | 76 |

| | Стр. |
|---|------|
| <i>Глава VI.</i> Технология и механизация производства взрывных работ скважинными зарядами | 81 |
| § 1. Принципы расположения и расчета скважинных зарядов при взрывной отбойке | 81 |
| § 2. Взрывание на выброс в случае применения скважинных зарядов | 87 |
| § 3. Взрывчатые материалы для открытых работ и условия рационального их применения | 90 |
| § 4. Степень дробления массива и ее оценка | 100 |
| § 5. Допустимый размер негабаритного куска и рациональная интенсивность взрывного дробления массива | 103 |
| § 6. Регулирование кусковатости взорванной горной массы | 105 |
| § 7. Регулирование кусковатости горной массы увеличением энергии ВВ и повышением эффективности ее использования | 108 |
| § 8. Повышение интенсивности взрывного дробления массивов применением эффективных схем и параметров короткозамедленного взрывания | 111 |
| § 9. Технология и организация работ при зарядании скважин | 115 |
| § 10. Технология и организация работ при взрывании скважин электрическим способом | 117 |
| § 11. Технология и организация работ при взрывании скважин детонирующим шнуром | 120 |
| § 12. Механизация зарядочных и забоечных работ на карьерах | 121 |
| § 13. Составление проекта массового взрыва | 126 |
| <i>Глава VII.</i> Технология работ при взрывании камерными зарядами | 128 |
| § 1. Условия применения отбойки камерными зарядами | 128 |
| § 2. Параметры расположения камерных зарядов при взрыве на рыхление | 128 |
| § 3. Параметры расположения камерных зарядов при взрывании на выброс | 129 |
| § 4. Технология взрывания на выброс и сброс камерными зарядами | 133 |
| § 5. Механизация зарядочных и забоечных работ при взрывании камерными зарядами | 135 |
| § 6. Охрана труда при массовых взрывах камерными зарядами | 138 |
| <i>Глава VIII.</i> Дробление негабарита в карьере | 139 |
| 1. Дробление негабарита механическими средствами | 139 |
| 2. Дробление негабарита зарядами в шпурах | 142 |
| 3. Дробление негабарита накладными зарядами | 145 |
| 4. Электрофизические методы разрушения негабарита | 148 |

РАЗДЕЛ ТРЕТИЙ

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

| | |
|---|-----|
| <i>Глава IX.</i> Выемка горных пород колесными скреперами и бульдозерами | 151 |
| § 1. Горные работы с применением колесных скреперов | 151 |
| § 2. Горные работы с применением бульдозеров | 157 |
| § 3. Автоматизация работы планировочных машин | 160 |
| <i>Глава X.</i> Выемочно-погрузочные работы с применением одноковшовых экскаваторов | 169 |
| § 1. Технологические параметры механических лопат | 169 |
| § 2. Схемы работы и параметры забоя прямой механической лопаты в мягких забоях | 173 |
| § 3. Схемы работы и параметры забоя прямой механической лопаты в скальных породах | 177 |
| § 4. Схемы работы и параметры забоя вскрышной механической лопаты | 180 |
| § 5. Особенности работы одноковшовых экскаваторов в сложных забоях | 186 |

| | | |
|-----------|---|-----|
| § 6. | Технологические параметры драглайнов | 190 |
| § 7. | Схемы работы и параметры забоя драглайнов | 192 |
| § 8. | Распределение сменного, суточного и годового времени экскаваторов | 196 |
| § 9. | Производительность одноковшовых экскаваторов | 198 |
| § 10. | Факторы, влияющие на производительность экскаваторов | 202 |
| § 11. | Экономика выемки и погрузки пород | 205 |
| § 12. | Вспомогательные работы и безопасность работ при выемке и погрузке пород | 206 |
| § 13. | Автоматизация одноковшовых экскаваторов | 208 |
| Глава XI. | Выемочно-погрузочные работы с применением многоковшовых экскаваторов | 217 |
| § 1. | Технологические параметры цепных многоковшовых экскаваторов | 220 |
| § 2. | Схемы работы и параметры забоев цепных многоковшовых экскаваторов | 225 |
| § 3. | Технологические параметры роторных экскаваторов | 232 |
| § 4. | Схемы работы и параметры забоев роторных экскаваторов | 240 |
| § 5. | Производительность многоковшовых экскаваторов | 248 |
| § 6. | Автоматизация многоковшовых экскаваторов | 253 |
| § 7. | Буровые машины | 270 |

РАЗДЕЛ ЧЕТВЕРТЫЙ

ТРАНСПОРТИРОВАНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ НА КАРЬЕРАХ

| | | |
|-------------|---|-----|
| Глава XII. | Общие сведения о транспортировании горной массы | 273 |
| § 1. | Значение и основные особенности карьерного транспорта | 273 |
| § 2. | Участки транспортирования и их характеристика | 274 |
| § 3. | Виды транспорта для перемещения карьерных грузов | 277 |
| § 4. | Грузопотоки, грузооборот и транспортная работа на карьерах | 279 |
| Глава XIII. | Технология перевозок горной массы железнодорожным транспортом | 281 |
| § 1. | Технологическая характеристика тягового и подвижного состава при железнодорожном транспорте | 281 |
| § 2. | Основные требования к схемам железнодорожных путей на уступах | 288 |
| § 3. | Схемы путевого развития на уступе при фронтальных забоях | 290 |
| § 4. | Схемы путевого развития на уступе при тупиковых забоях | 295 |
| § 5. | Пропускная и провозная способность железнодорожных путей | 297 |
| § 6. | Основные элементы рейса и эксплуатационная производительность локомотивосоставов | 301 |
| § 7. | Автоматизация карьерного железнодорожного транспорта | 303 |
| § 8. | Управление движением транспорта с применением вычислительной техники | 305 |
| Глава XIV. | Технология и механизация передвижки железнодорожных путей на карьерах | 310 |
| § 1. | Эксплуатационная характеристика железнодорожных путей | 310 |
| § 2. | Применение путепередвижателей циклического действия | 311 |
| § 3. | Передвижка железнодорожных путей кранами | 313 |
| § 4. | Передвижка и переукладка путей тракторами | 315 |
| § 5. | Передвижка путей путепередвижателями непрерывного действия | 317 |
| § 6. | Передвижка путей путевыми комбайнами. Вспомогательные работы при эксплуатации передвижных путей | 319 |
| § 7. | Область применения различных способов механизации передвижных работ | 322 |

| | | |
|--------------|---|-----|
| Глава XV. | Перемещение грузов автомобильным транспортом | 323 |
| § 1. | Технологическая характеристика карьерного автотранспорта | 323 |
| § 2. | Подвижной состав автотранспорта | 325 |
| § 3. | Технологический цикл перевозки и расчет его продолжительности | 329 |
| § 4. | Схемы движения и маневров машин при работе | 334 |
| § 5. | Выбор моделей автомашин | 343 |
| § 6. | Расчет скоростей движения и продольного уклона автодорог | 345 |
| § 7. | Организация работы автотранспорта. Расчет его производительности и парка | 351 |
| § 8. | Карьерные автодороги | 353 |
| § 9. | Технико-экономические показатели работы автотранспорта | 358 |
| Глава XVI. | Технология и механизация доставки горной массы конвейерным транспортом | 360 |
| § 1. | Технологическая характеристика ленточных конвейеров и их параметры | 360 |
| § 2. | Технологические схемы конвейерной доставки на карьерах | 363 |
| § 3. | Технико-экономическая оценка работы конвейерного транспорта | 367 |
| Глава XVII. | Технология и механизация доставки горной массы комбинированным транспортом | 370 |
| § 1. | Схемы комбинированного транспорта | 370 |
| § 2. | Особенности и основные виды комбинированного транспорта | 371 |
| § 3. | Комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт | 372 |
| § 4. | Комбинированный транспорт с наклонными скиповыми подъемниками | 375 |
| § 5. | Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт | 385 |
| § 6. | Механизация передрузочных работ при комбинированном транспорте | 389 |
| Глава XVIII. | Технология доставки горной массы специальными видами транспорта | 397 |
| § 1. | Общие сведения | 397 |
| § 2. | Применение рудоспусков и рудоскатов на карьерах | 398 |
| § 3. | Использование дирижаблей и вертолетов | 404 |
| § 4. | Транспортирование горной массы реактивными метателями | 407 |
| § 5. | Транспортирование грузов канатными подвесными дорогами | 409 |
| § 6. | Доставка людей на карьерах | 412 |

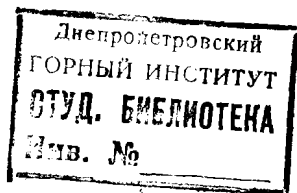
РАЗДЕЛ ПЯТЫЙ

ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ

| | | |
|------------|--|-----|
| Глава XIX. | Технология отвальных работ | 415 |
| § 1. | Устройство отвалов | 415 |
| § 2. | Плужные отвалы | 422 |
| § 3. | Экскаваторные отвалы | 427 |
| § 4. | Отвалообразование многоковшовыми отвальными экскаваторами (абзетцерные отвалы) | 432 |
| § 5. | Отвалообразование конвейерными (ленточными) отвалообразователями | 436 |
| § 6. | Бульдозерные отвалы | 441 |
| § 7. | Отвалообразование с применением гидромеханизации | 450 |
| Глава XX. | Специальные работы и экономика отвалообразования | 453 |
| § 1. | Осушение отвалов | 453 |
| § 2. | Сравнительная оценка и область применения основных способов отвалообразования | 455 |
| § 3. | Элементы автоматизации на отвалах | 461 |
| § 4. | Восстановление поверхности и рекультивация | 464 |

РАЗДЕЛ ШЕСТОЙ
ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

| | |
|---|-----|
| Глава XXI. Выемка горных пород блоками | 467 |
| § 1. Выемка горных пород блоками | 468 |
| § 2. Добыча стеновых блоков камнерезными машинами | 472 |
| § 3. Условия применения камнерезных машин | 477 |
| § 4. Выбор камнерезной машины | 483 |
| § 5. Основные параметры карьеров по добыче штучного камня | 485 |
| § 6. Организация работ при добыче пильного камня | 489 |
| § 7. Механизация горнотранспортных работ на каменных карьерах | 491 |
| Глава XXII. Особенности производства щебня и гравия | 496 |
| § 1. Разработка месторождений для производства щебня | 496 |
| § 2. Разработка гравийных и песчаных месторождений | 502 |
| Литература | 506 |



Новожилов Михаил Галактионович, Кучерявый Феодосий Иванович,
Хохряков Владимир Степанович, Тартаковский Борис Нусимович,
Эскин Владимир Самуилович, Селянин Виталий Георгиевич

ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Редактор издательства Г. М. Ерохин
Переплет художника Г. А. Петрова

Техн. редактор В. В. Максимова
Корректор П. А. Денисова

Сдано в набор 28/X 1970 г. Подписано в печать 12/III 1971 г. Т-05328.
Формат 60 × 90^{1/16}. Печ. л. 32,0. Уч.-изд. л. 34,18. Бумага № 1. Индекс 1—1—1.
Заказ 1997/3141-10. Тираж 9600 экз. Цена 1 р. 44 к.

Издательство «Недра». Москва, К-12, Третьяковский проезд, д. 1/19.
Ленинградская типография № 14 «Красный Печатник» Главполиграфпрома Комитета по
печати при Совете Министров СССР. Московский проспект, 91.