

Личная Библиотека

Сейтумов С. И.

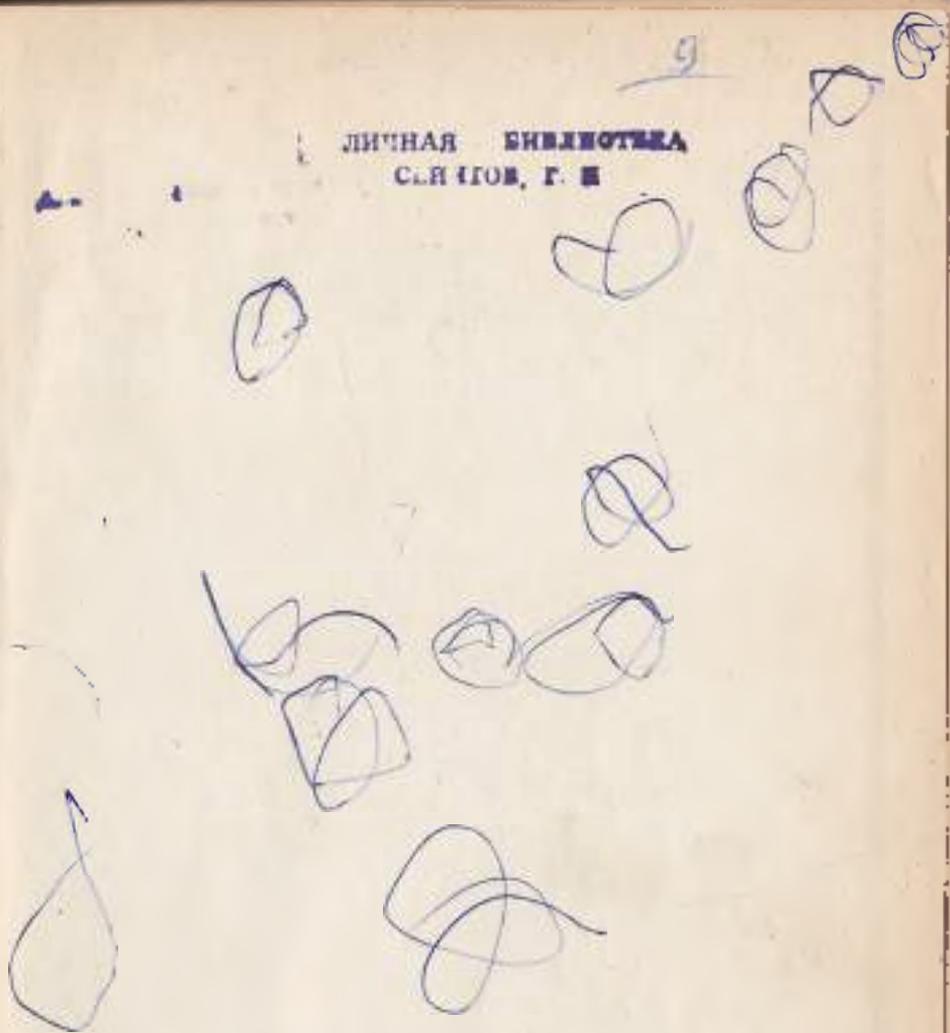
ЛИЧНАЯ БИБЛИОТЕКА
СЕЙТУМОВА С. И.

12.12.37г.

Сейтумов



ЛИЧНАЯ БИБЛИОТЕКА
С. П. ГОР, Г. И.



ГОРНОЕ ДЕЛО

ИЗДАНИЕ ВТОРОЕ, ПЕРЕРАБОТАННОЕ
И ДОПОЛНЕННОЕ

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебника для учащихся по специальности «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых»



МОСКВА НЕДРА 1986

22 94

УДК 622.14.013(076)

Горное дело. Учебник для техникумов Ю. П. Астафьев, В. Г. Балзиков, О. Г. Шекул и др. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1980, 367 с.

Книга содержит сведения о технике и технологии горных работ. В ней изложены основные принципы элементов и параметров открытой и подземной разработки месторождений, рассмотрены производственные процессы, способы вскрытия и системы разработки, вопросы планирования горных работ и проектирования главных параметров карьеров. Приведены технико-экономические показатели деятельности крупнейших горных предприятий СССР.

Книга написана в соответствии с учебной программой курсов «Горное дело» и предназначена в качестве учебника для учащихся горных техникумов специальности «Открытая разработка месторождений полезных горных ископаемых».

Табл. 49, ил. 192, список лит. — 52 назв.

Авторы: Ю. П. Астафьев, В. Г. Балзиков, О. Г. Шекул, Г. С. Сулима, В. С. Полянский

Рецензент — проф. д-р техн. наук Ю. И. АНИСТРАТОВ.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Дальнейшее развитие народного хозяйства связано с вовлечением в производство минерального сырья во все возрастающих масштабах. Особое значение приобретают задачи рационального использования минеральных ресурсов, улучшения их эксплуатации, повышения эффективности капитальных вложений и труда. Решение этих задач по силам только образованным, высококвалифицированным, преданным партии и народу работникам.

Курс «Горное дело» является ведущим при подготовке горных техникумов по специальности «Открытая разработка месторождений полезных ископаемых» и требует постоянного совершенствования. Это вызывает необходимость периодического переиздания учебной литературы, в том числе и настоящего учебника.

В переработанном и дополненном издании настоящего учебника большое внимание уделено вопросам повышения качества проектирования горных предприятий, передовым методам труда, повышению производительности внутранспортного оборудования и другим, требующим решения в соответствии с основными направлениями дальнейшего развития горнодобывающей промышленности.

Авторы старались изложить программный материал на основе опыта работы передовых горных предприятий СССР и последних достижений науки.

Раздел I написал Ю. П. Астафьев, В. Г. Балзиковым, О. Г. Шекулом. Разделы II и III, а также главы VI, XI, XII написаны Г. С. Сулихой и В. С. Полянским.

РАЗДЕЛ I

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

Глава I

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ ОБ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

§ 1. Сущность открытых горных работ и условия их применения

Открытыми и горными работами называется комплекс работ, при котором все производственные процессы, необходимые для извлечения полезного ископаемого из недр земли, совершаются на поверхности.

В результате производства открытых горных работ в земной коре образуются открытые горные выработки, которые, в отличие от подземных, примыкают непосредственно к земной поверхности и поэтому имеют незамкнутую контур поперечного сечения. Совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения полезного ископаемого, называют карьером. Также карьером называют горные предприятия, осуществляющие разработку месторождения открытым способом. Таким образом, понятие «карьер» имеет два значения — техническое и административно-хозяйственное. В угольной промышленности карьеры обычно называют разрезами, а на россыпных месторождениях — припосами.

Месторождение или его часть, разрабатываемые одним карьером, называют карьерным полем. В процессе открытых горных работ поверхность карьерного поля полностью нарушается и в толще земной коры образуется поверхность выработанного пространства. Глубина выработанного пространства при разработке мощных месторождений может достигать нескольких сотен метров.

Участок земной поверхности, занимаемый горным предприятием, называют земельным отводом. Площадь земельного отвода обычно во много раз превышает площадь карьерного поля и на крупных карьерах достигает нескольких тысяч гектаров.

При производстве открытых горных работ различают вскрышные и добычные работы.

Под вскрышными работами понимают совокупность производственных процессов по вземке и удалению пустых пород, покрывающих и вмещающих полезное ископаемое.

Добычными работами называют совокупность производственных процессов по извлечению полезного ископаемого из недр земли. Объем вскрышных работ на современных карьерах

обычно значительно превышает объем добычных. Удельные объемы удаляемой на карьерах пустой породы иногда превосходят объемы добычи в 10—20 раз и более. Удаление значительных масс вмещающих и покрывающих пород является основной технологической и экономической особенностью открытых разработок.

При современной технике открытых способом можно разрабатывать месторождения твердых полезных ископаемых любой формы, расположенные ниже или выше господствующего уровня земной поверхности, при любой крепости горных пород. Основным условием при выборе открытого способа разработки является возможность получения лучших технико-экономических показателей, чем при подземных работах.

§ 2. Достоинства и недостатки открытых горных работ

Основные достоинства открытых горных работ по сравнению с подземными следующие:

1. Применение более мощной и производительной техники, в результате чего достигаются более высокие технико-экономические показатели: производительность труда на карьерах значительно выше, а себестоимость добываемых полезных ископаемых ниже, чем при подземной разработке.

2. Более высокие темпы роста производительности труда и снижения себестоимости добычи.

3. Меньшие потери и разубоживание полезных ископаемых, лучшие условия для разведочной выемки.

4. Сроки строительства карьеров и удельные капитальные затраты на строительство значительно меньше, чем при строительстве шахт равной производительной мощности.

5. Легче увеличить при необходимости производственную мощность карьера, чем шахты.

6. Лучшие условия для комплексной механизации и автоматизации производственных процессов.

7. Более высокая безопасность труда и лучшие производственные условия.

Недостатки открытых горных работ:

1. Необходимость выемки, перемещения и складирования в отвалах больших объемов пустых пород.

2. Требуется большие площади для размещения отвалов пустых пород.

3. Некоторая зависимость от климатических условий и времени года.

Достоинства открытых горных работ в большинстве случаев преобладают над недостатками и поэтому открытый способ разработки месторождений в настоящее время наиболее эффективен и перспективен, вследствие чего он находит все более широкое применение при добыче различных видов полезных ископаемых (табл. 11).

Динамика развития открытого способа разработки важнейших полезных ископаемых в СССР

Полезные ископаемые	Доля открытого способа разработки в общей добыче (%) по годам		
	1960	1970	1980
Уголь	20	27	39
Железные руды	57	79	88
Руды цветных металлов	53	67	75
Марганцевая руда	30	61	67
Фосфориты	79	56	75
Строительные материалы	100	100	100

§ 3. Основные понятия, элементы и параметры карьера

При разработке месторождений открытым способом горные породы в пределах контуров карьера разделяют на отдельные горизонтальные слои. Каждый верхний слой разрабатывают с опережением по отношению к нижнему, в результате чего карьер приобретает уступную форму (рис. 1.1)

Часть глыбы горных пород в карьере, имеющую рабочую поверхность в форме ступени и разрабатываемую самостоятельными средствами выемки и транспорта, называют уступом (рис. 1.2, а). Часть уступа по его высоте, разрабатываемую самостоятельными средствами выемки, но обслуживаемую транспортом, общим для всего уступа, называют подуступом (рис. 1.2, б).

Уступ имеет площадки, откос и бровки (рис. 1.3). Площадь дной уступа называют горизонтальной поверхностью, ограничивающую уступ по высоте: различают нижнюю и верхнюю площадки уступа. Откосом уступа называют наклонную поверхность, ограничивающую уступ со стороны выработанного пространства. Угол между откосом уступа и горизонтальной плоскостью называют углом откоса уступа. Линии пересечения откоса

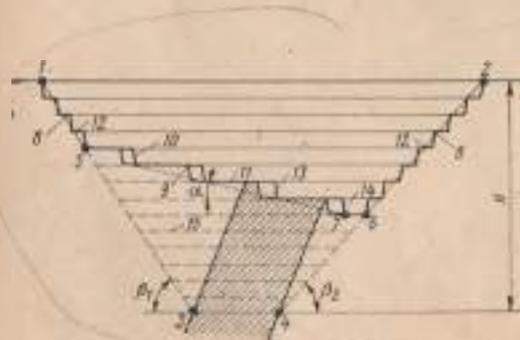
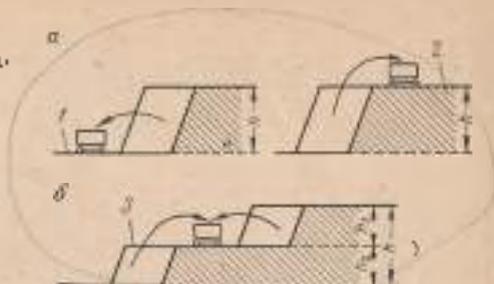


Рис. 1.1. Элементы и параметры карьера:

1-3 и 4-6 — верхний и нижний контуры карьера; 1-2 и 3-4 — элементы контуры бортов карьера; 1-3 и 2-6 — верхние борта карьера; 5-7 — рабочий борт карьера; 8-7 — откос карьера; 9 — рабочее место; 10 — откос уступа; 11 — рабочее место; 12 — борт; 13 — откос; 14 — траншея; 15 — бортами карьера; 16 — концы карьера; 17 — концы карьера; 18 — угол откоса карьера; 19 — угол откоса карьера; 20 — угол откоса карьера; 21 — угол откоса карьера; 22 — угол откоса карьера; 23 — угол откоса карьера; 24 — угол откоса карьера; 25 — угол откоса карьера; 26 — угол откоса карьера; 27 — угол откоса карьера; 28 — угол откоса карьера; 29 — угол откоса карьера; 30 — угол откоса карьера; 31 — угол откоса карьера; 32 — угол откоса карьера; 33 — угол откоса карьера; 34 — угол откоса карьера; 35 — угол откоса карьера; 36 — угол откоса карьера; 37 — угол откоса карьера; 38 — угол откоса карьера; 39 — угол откоса карьера; 40 — угол откоса карьера; 41 — угол откоса карьера; 42 — угол откоса карьера; 43 — угол откоса карьера; 44 — угол откоса карьера; 45 — угол откоса карьера; 46 — угол откоса карьера; 47 — угол откоса карьера; 48 — угол откоса карьера; 49 — угол откоса карьера; 50 — угол откоса карьера; 51 — угол откоса карьера; 52 — угол откоса карьера; 53 — угол откоса карьера; 54 — угол откоса карьера; 55 — угол откоса карьера; 56 — угол откоса карьера; 57 — угол откоса карьера; 58 — угол откоса карьера; 59 — угол откоса карьера; 60 — угол откоса карьера; 61 — угол откоса карьера; 62 — угол откоса карьера; 63 — угол откоса карьера; 64 — угол откоса карьера; 65 — угол откоса карьера; 66 — угол откоса карьера; 67 — угол откоса карьера; 68 — угол откоса карьера; 69 — угол откоса карьера; 70 — угол откоса карьера; 71 — угол откоса карьера; 72 — угол откоса карьера; 73 — угол откоса карьера; 74 — угол откоса карьера; 75 — угол откоса карьера; 76 — угол откоса карьера; 77 — угол откоса карьера; 78 — угол откоса карьера; 79 — угол откоса карьера; 80 — угол откоса карьера; 81 — угол откоса карьера; 82 — угол откоса карьера; 83 — угол откоса карьера; 84 — угол откоса карьера; 85 — угол откоса карьера; 86 — угол откоса карьера; 87 — угол откоса карьера; 88 — угол откоса карьера; 89 — угол откоса карьера; 90 — угол откоса карьера; 91 — угол откоса карьера; 92 — угол откоса карьера; 93 — угол откоса карьера; 94 — угол откоса карьера; 95 — угол откоса карьера; 96 — угол откоса карьера; 97 — угол откоса карьера; 98 — угол откоса карьера; 99 — угол откоса карьера; 100 — угол откоса карьера.

Рис. 12. Уступы и подступы.

б — высота уступа; А, А₁ — высота за-
щитки; 1, 2, 3 — транспортные горизонты



уступа с его верхней и нижней площадками называют соответственно верхней и нижней бровками уступа.

Поверхность уступа, являющаяся непосредственным объектом горных работ и переходящая в результате ведения этих работ, называется забоем уступа. Забой служит торец уступа, а иногда его откос или верхняя площадка.

Уступ разрабатывают последовательными параллельными полостями, называемыми заходками. Часть заходки по ее длине, разрабатываемую самостоятельными средствами выемки, называют блоком (рис. 14). Разделение заходки на блоки позволяет отработку уступа вести одновременно несколькими забоями.

Площадка уступа, на которой располагают выемочное оборудование, предназначенное для разработки этого уступа, называется рабочей площадкой уступа.

Часть уступа по его длине, подготовленная для разработки, называется фронтом работ уступа. Подготовка фронта работ заключается главным образом в подводе транспортных путей и линий электроснабжения. Суммарная протяженность фронтов работ уступов составляет фронт работ карьера.

Каждому уступу присваивается высотная отметка, обычно соответствующая горизонту расположения транспортных путей уступа. Отметки применяют абсолютные, относительные уровни моря, или условные, относительно принятого пункта на поверхности. Площадку уступа, характеризуемую высотой отметкой, называют сиривантом.

Боковые поверхности, ограничивающие карьер, называют бортами карьера. Они являются совокупностью откосов и до-

Рис. 13. Элементы уступа:

1, 2 — нижняя и верхняя площадки уступа; 3 — откос уступа; 4, 5 — нижняя и верхняя бровки уступа; 6 — забой; 7 и 8 — газрастворная подпирка забоя и фронта работ; а — угол откоса уступа

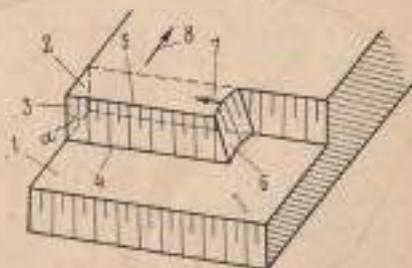




Рис. 14. Деление уступа на заложки и блоки
1, 2, 3 — заложки; 1, II — блоки

шадов отдельных уступов. Борт карьера, на котором производят горные работы, называют рабочим бортом, на котором горные работы уже не производят — нерабочим. Соответственно уступы, составляющие рабочий борт карьера, называют рабочими, уступы на нерабочем борту карьера — нерабочими.

Нижнюю, обычно горизонтальную поверхность называют подошвой карьера.

Линию пересечения бортов карьера с поверхностью называют верхним контуром, а с подошвой карьера — нижним контуром карьера. Положение верхнего и нижнего контуров карьера при производстве горных работ меняется. Контур, достигнутый к моменту окончания открытых горных работ, называют конечными контурами карьера. Им соответствуют конечные размеры карьера.

Условную поверхность, проходящую через верхний и нижний контуры карьера, называют общим откосом борта карьера. Условную поверхность, проходящую через нижние бровки верхнего и нижнего рабочих уступов, называют откосом рабочего борта карьера. Угол откоса борта карьера называют углом между откосом борта и горизонтальной плоскостью.

Горизонтальные площадки на нерабочем борту карьера называют бермами. Различают транспортные и предохранительные бермы. Транспортные бермы служат для размещения транспортных путей, по которым осуществляется грузотранспортная связь между рабочими площадками в карьере и поверхностью. Предохранительные бермы предназначены для повышения устойчивости борта карьера и для задержания осыпавшихся кусков породы.

Доступ с поверхности к рабочим уступам карьера и подготовку отдельных уступов к разработке осуществляют путем проведения взрывных и разрезных траншей — открытых горных выработок обычно трапециевидного сечения и значительной длины (рис. 15). Наклонная траншея, служащая для транспортной связи поверхности с рабочими уступами карьера, называется капитальной, ее называют также въездной. Горизонтальная траншея, предназначенная для создания первоначального фронта работ на уступе, называется разрезной. Разрезные траншеи являются продолжением капитальных. При расположении капитальной траншеи внутри карьера один из бортов ее обрабатывается и траншея приобретает форму следа.

Основными параметрами карьера являются: конечная глубина карьера, размеры карьера по пространству и вкrest простираения

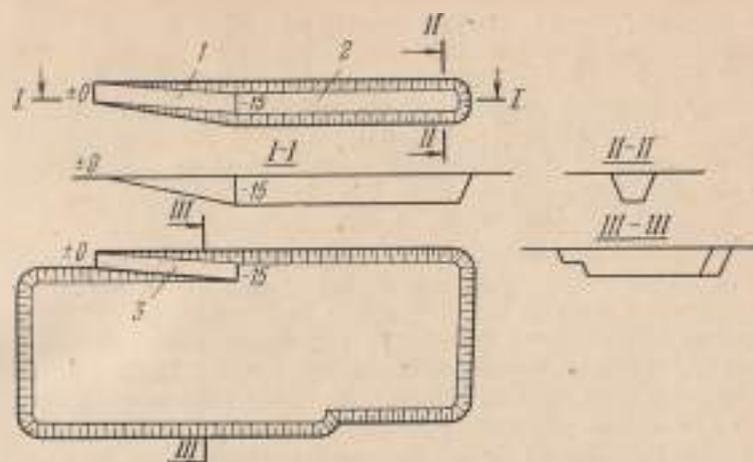


Рис. 15. Развитие горных работ на уступе:

1 — капитальная траншея; 2 — разрезная траншея; 3 — след

на уровне поверхности и по подошве, углы откосов нерабочих бортов, запасы полезного ископаемого и общий объем горной породы в контурах карьера.

Конечная глубина для горизонтальных и пологопадающих залежей определяется природными условиями — глубиной залегания пласта полезного ископаемого. Для наклонных и крутопадающих залежей конечную глубину обычно устанавливают при проектировании карьера на основе технико-экономических расчетов. Глубина современных карьеров достигает 300—400 м, проектируются карьеры глубиной до 700—900 м.

Размеры карьера по подошве устанавливают при очертывании залежи на отчетке, соответствующей конечной глубине карьера. Минимальные размеры карьера по подошве принимают из условий безопасной выемки пород с нижнего уступа: по ширине — не менее 20 м, по длине — не менее 50—100 м. Размеры карьера на уровне поверхности зависят от размеров по подошве, конечной глубины карьера и угла откосов его бортов. Длина карьеров поверху достигает 3—5 км, ширина 2—4 км и более.

Углы откосов нерабочих бортов карьера устанавливают из условий устойчивости пород, слагающих борт, и возможности размещения на борту карьера транспортных и предохранительных берм. При уменьшении угла откосов нерабочих бортов увеличивается объем вскрышных работ. Поэтому их стремятся принимать более крутыми.

Запасы полезного ископаемого и общий объем горной породы в контурах карьера определяют производственную мощность карьера, срок его существования и основные технико-экономические показатели открытой разработки.

Насыль пустых пород, удаленных при разработке месторождения, называется отвалами. Отвалы могут располагаться в тироботанном пространстве карьера или на поверхности за контурами карьерного поля. В первом случае отвалы называют внутренними, во втором — внешними. Горные работы всегда стремятся производить так, чтобы внешние отвалы занимали минимальные площади.

§ 4. Условия залегания месторождений и схемы открытых разработок

Природные условия залегания месторождений — мощность залежи, угол падения, мощность покрывающих пород, физико-механические свойства горных пород, топографические, гидрогеологические и климатические факторы весьма разнообразны и оказывают решающее влияние на выбор техники и технологии горных работ.

По геометрическим признакам можно выделить следующие основные типы месторождений, разрабатываемых открытым способом (рис. 16).

1. Горизонтальные залежи с небольшой сравнительно выдержанной мощностью покрывающих пород (рис. 16, а). Такие условия залегания характерны для месторождений угля, марганца

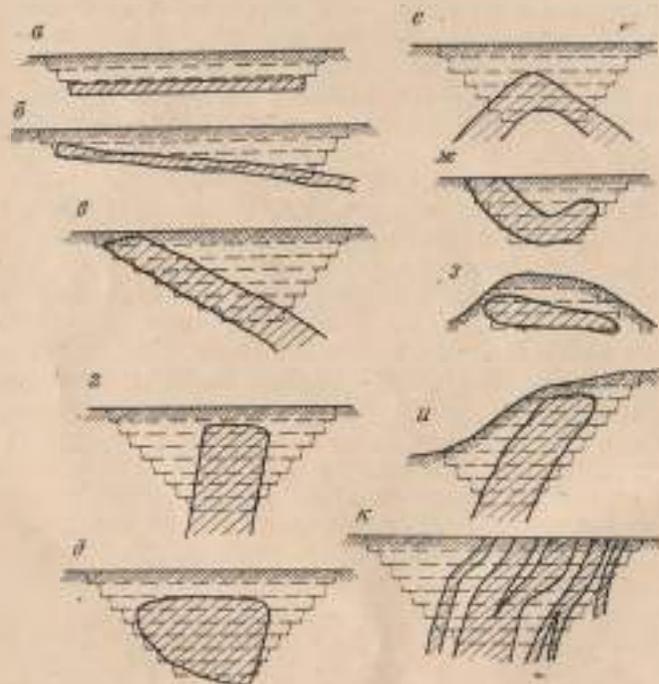


Рис. 16. Основные типы месторождений и возможные схемы карьера

в других железных ископаемых осадочного происхождения (бурозольные месторождения Украины, месторождения Никопольского магнетитового бассейна, Керченское железорудное месторождение и др.). Подобные месторождения обычно полностью разрабатываются открытым способом.

2. Подолгие залежи с углом падения не более 10° (рис. 1б, б). При разработке таких залежей мощность покрывающих пород увеличивается в направлении падения залежи, что усложняет обработку глубоких горизонтов. Такие месторождения полностью или частично разрабатываются открытым способом. Примером могут служить Богославские и Волчанские угольные месторождения на Северном Урале.

3. Наклонные (с углом падения $10-30^\circ$) и крутопадающие (с углом падения более 30°) залежи (рис. 1б, в, г) широко распространены среди железорудных месторождений, месторождений руд цветных металлов, углей и других железных ископаемых. При разработке наклонных залежей вскрышные породы удаляют только со стороны высячего бока (рис. 1б, в); при разработке крутопадающих залежей вскрышные породы удаляют как со стороны высячего, так и со стороны лежащего бока залежи (рис. 1б, г).

Особенностью наклонных и крутопадающих залежей является значительное увеличение объема вскрышных пород при увеличении глубины карьера. Поэтому разработку таких месторождений иногда производят комбинированным способом — верхняя часть месторождения разрабатывается открытым способом, нижняя — подземным.

4. Штохообразные залежи в виде массивных рудных тел неправильной формы (рис. 1б, д) часто встречаются среди месторождений руд черных и цветных металлов и неметаллических полезных ископаемых. К таким месторождениям можно отнести Высокогорское, Гороблагодатское, Коунрадское, месторождения КМА и др.

5. Залежи в виде аплонциальных (рис. 1б, е) и синклиналильных (рис. 1б, ж) складок нередко встречаются среди рудных и угольных месторождений.

6. Залежи на возвышенности (рис. 1б, з) или залежи восточно-глубинного типа (рис. 1б, и), верхняя часть которых находится на возвышенности, а нижняя — ниже земной поверхности, встречаются в гористой местности. В качестве примера таких залежей можно привести Магнитогорское и Бакальские железорудные месторождения, Хибинское месторождение апатитов и др.

7. Весьма сложными залежи, состоящие из большого числа гнезд или свиты пластов, иногда сильно нарушенной тектоническими нарушениями (рис. 1б, к). Такие залежи распространены среди рудных и угольных месторождений.

При разработке горизонтальных и пологих залежей полезных ископаемых горные работы до достижения рабочей глубины

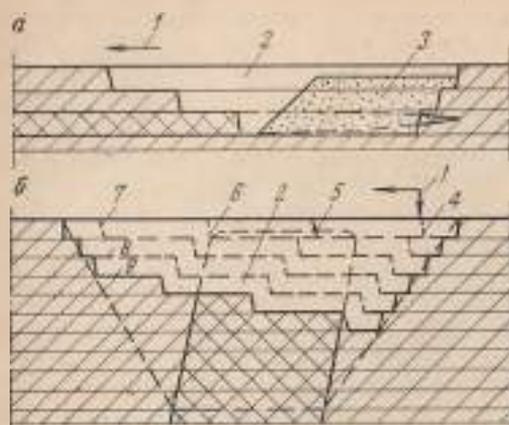


Рис. 17. Принципиальные схемы открытой разработки:

1 — направление ведения горных работ; 2 — выработанное пространство; 3 — зона развития; 4—5 — последовательность развития формы работ

карьера подвигаются в горизонтальном направлении и породы вскрыши размещаются по внутренним отвалам в выработанном пространстве карьера (рис. 17, а), что значительно упрощает организацию и уменьшает стоимость вскрышных работ. При разработке залежей других типов, наряду с поднижением горных работ в горизонтальном направлении, непрерывно ведутся работы по углубке карьера (рис. 17, б). Это не позволяет использовать выработанное пространство карьера для размещения вскрышных пород, и их размещают во внешние отвалы за пределами карьерного поля.

§ 5. Этапы и периоды горных работ

По техническому назначению и организационным признакам различают несколько этапов и периодов открытой разработки месторождений.

К основным этапам разработки, выделяемым по техническому назначению, относятся: 1) подготовка поверхности карьерного поля и осушение месторождения; 2) вскрытие месторождения и подготовка начального фронта вскрышных и добычных работ; 3) вскрышные работы; 4) добычные работы; 5) рекультивация нарушенных земель и поверхности отвалов.

Задачей первого этапа является создание условий для производства горных работ.

Подготовка поверхности карьерного поля заключается в вырубке леса и корчевке пней, осушении болот и озера, отвале ручьев и рек за пределы карьерного поля, сносе зданий и сооружений, переносе линий и в удалении других препятствий, затрудняющих ведение открытых горных работ.

Осушение месторождения создает условия для работы по оборудованию и подкивке устойчивости бортов карьера. Работы по осушению обычно проводят до начала горных работ и затем продолжают в процессе разработки месторождения.

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

Осушение поверхности карьерного поля обычно осуществляется при помощи сети осушительных и дренажных канав.

Ограждение карьера от поверхностных вод (ливневых, паводковых и проникающих из соседних водоемов) производится путем проведения нагорных канав по части или всему периметру карьера.

Предварительное осушение месторождения, предназначенное для понижения уровня подземных вод и осушения участков, которые подлежат первоочередной разработке, производится до начала разработки путем бурения водопонижающих скважин или при большом притоке воды проведением системы подземных дренажных выработок.

Текущее или эксплуатационное осушение осуществляется одновременно с разработкой месторождения и состоит в систематическом удалении воды, поступающей в карьер, при помощи открытого или подземного водопонижателя. В первом случае, который обычно применяется при небольшом притоке воды в карьер (до 100 м³/г), 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.

Задача второго этапа — создание транспортного доступа с поверхности к подземному ископаемому и подготовка начального фронта горных работ, что осуществляется путем проведения взрывных и разрезных траншей.

Задачей третьего этапа является удаление пустых пород, вмещающих и вмещающих полезное ископаемое, для последующей его добычи.

Задача четвертого этапа — извлечение из недр полезного ископаемого в соответствии с требованиями к его качеству и заданной производительной мощностью карьера.

Задача пятого этапа состоит в приведении нарушенных горными работами земель и поверхности отвалов в состояние, пригодное для дальнейшего использования в народном хозяйстве.

Рассмотренные этапы горных работ вначале выполняются последовательно, а затем производятся одновременно, но с взаимными опережениями во времени и в пространстве: работы по подготовке поверхности и осушению месторождения опережают вскрышные работы, которые предшествуют добычным.

По организационным признакам различают следующие периоды открытой разработки: 1) строительный период до пуска карьера в эксплуатацию; 2) период от пуска карьера в эксплуатацию до достижения проектной производительности; 3) период работы карьера с проектной производительной мощностью; 4) период доработки карьера.

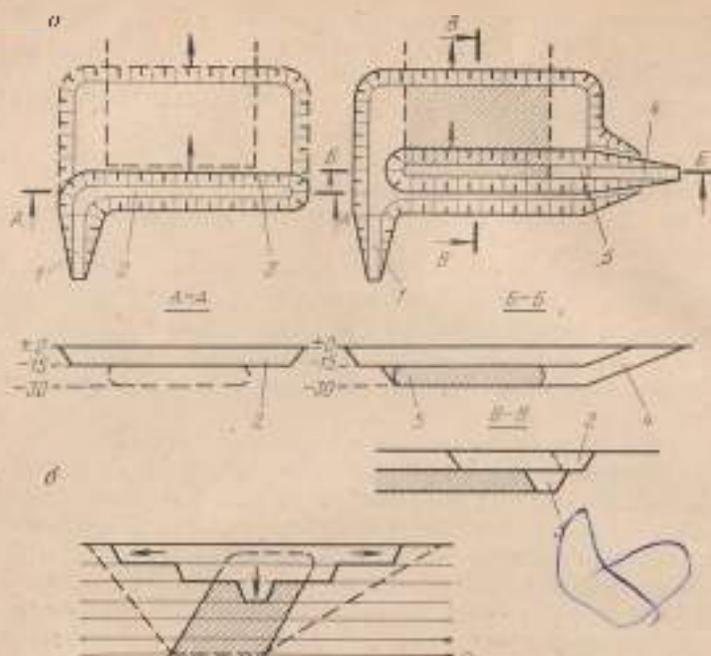


Рис. 18. Последовательность развития горных работ в карьере при разработке горизонтальных и крутопадающих пластов

В строительный период выполняются все горные работы, необходимые для создания первоначального фронта добычных работ. Они финансируются Стройбизнесом в соответствии с утвержденной сметой капитальных затрат на строительство данного карьера и называются капитальными. Во всех случаях ведения горных работ стремятся по возможности уменьшить затраты на строительство карьера и закончить его в наиболее короткий срок.

В период от пуска в эксплуатацию до достижения проектной производительности карьер наращивает свою производственную мощность от определенной ее части (30—50%) до проектной. Горные работы этого периода финансируются в основном за счет реализации полезного ископаемого.

Период работы карьера с проектной производительностью характеризуется плановой добычей полезного ископаемого в соответствии с заданной производительностью и требованиями к его качеству. Все горные работы этого наиболее продолжительного периода полностью финансируются за счет реализации полезного ископаемого.

В период доработки карьера происходит постепенное затухание открытых горных работ в связи с исчерпанием запасов полезного ископаемого или в связи с достижением конечной глу-

бываи карьера, при превышении которой открытая разработка месторождения становится нецелесообразной. В последнем случае возможен переход с открытых работ на подземные.

Последовательность развития горных работ в карьере для горизонтальных и крутопадающих пластов показана на рис. 1.8.

При горизонтальном залегании пласта с небольшой мощностью подрывающих пород (рис. 1.8, а) вначале с поверхности до кровли пласта проводят входную траншею 1. Затем проводят разрезную траншею 2, один борт которой 3 разсыпают, освобождая площадку шириной, обеспечивающей возможность проведения разрезной траншеи по залежи на нижележащем уступе. После проведения второй входной траншеи 4, которая при разработке пластов небольшой мощности доходит до почвы залежи, проводят разрезную траншею 5 по залежи. В результате этого создается достаточный фронт добычных работ, что позволяет закончить строительство и сдать карьер в эксплуатацию.

При крутом падении пласта последовательность выполнения работ аналогична (рис. 1.8, б). Однако для перехода горных работ на нижний горизонт часто необходим разнос не одного, а обоих бортов каждой разрезной траншеи. Кроме того, при горизонтальных пластах горно-подготовительные работы заканчиваются в период строительства, а при крутых они продолжаются в течение всего периода эксплуатации карьера.

§ 6. Технологические свойства полезных ископаемых и вскрышных пород

В процессе разработки все горные породы — как вскрышные, так и полезные ископаемые характеризуются определенными технологическими свойствами, которые определяют трудоемкость их разработки и полезность использования в народном хозяйстве.

По трудности разработки горные породы делятся на четыре группы:

1. Рыхлые и мягкие, легко отделяемые от массива механическим или гидравлическим способом без предварительного рыхления (распильная земля, гудр, пески, гравий, легкие суглинки и т. п.).

2. Плотные, трудно отделяемые от массива механическим способом; при гидравлической разработке их необходимо предварительно рыхлить (тяжелые глины, суглинки, лёсс и т. п.).

3. Полукаменные, весьма трудно отделяемые от массива механическим способом; при разработке их обычно применяют предварительное рыхление (мерзлые породы первых двух групп, мел, мергель, камешный уголь, халенная соль, глинистые сланцы и т. п.).

4. Скальные, не поддающиеся отделению от массива без предварительного дробления. К ним относятся граниты, кварциты,

базальты, песчаники и другие изверженные, метаморфические и прочие осадочные породы.

Трудность разработки определяется главным образом такими технологическими свойствами горных пород, как крепость, трещиноватость, разрыхляемость, пористость, водонасыщенность и устойчивость.

Крепость — способность пород сопротивляться изменению формы и разрушению под действием внешних сил. В практике наиболее часто крепость пород характеризуют коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Прогильяковича:

$$j = \sigma_0 / \sigma_{сж.}$$

где σ_0 — предел прочности породы при одноосном сжатии, МПа.

Рыхлые и мягкие породы имеют коэффициент крепости до 0,6—0,8, плотные — от 0,8 до 1,5, полускальные — от 1,5 до 5, скальные — от 5 до 20.

Большое влияние на крепость горных пород оказывают их трещиноватость и слоистость. В местах расположения трещин и на контактах слоев силы сопротивления породы в основном значительно ослаблены.

По степени трещиноватости породы делятся на монолитные, малотрещиноватые, среднетрещиноватые и сильнотрещиноватые. У монолитных пород трещины практически отсутствуют, у малотрещиноватых пород расстояние между трещинами составляет 200—300 см, у среднетрещиноватых — 50—100 см, у сильнотрещиноватых — 10—15 см и меньше.

Разрыхляемость пород характеризуется коэффициентом разрыхления, который показывает, во сколько раз объем разрыхленной породы больше объема ее в массиве. Величина его зависит в основном от крепости и структуры пород, способа и степени их рыхления, времени пребывания в разрыхленном состоянии и изменяется от 1,05—1,3 для мягких пород до 1,5—1,8 для крепких скальных пород.

Пористость пород определяется отношением объема всех пустот в массиве к объему сухого массива без учета пустот. Величина ее изменяется от 0,02—2% для изверженных пород до 80% для торфа.

Водонасыщенность пород характеризуется отношением объема пор, занятых водой, к общему объему пор. По степени водонасыщения породы делят на слабовлажные, влажные и насыщенные водой.

Устойчивость пород — способность сохранять равновесие при их обнажении. При открытом способе разработки устойчивость пород характеризуется углами откосов рабочих и перерабочих уступов, при подземном — площадью обнажения горных выработок.

Твердость горной породы характеризуется сопротивлением пронижению в нее другого тела, не получающего при этом остаточной деформации.

Абразивность — способность горных пород изнашивать при трении с них металлы, твердые сплавы и другие тела.

Пластичность — свойство пород необратимо изменять, не разрушаясь, свою форму и размеры под действием внешних сил.

Хрупкость — свойство пород разрушаться без пластических деформаций.

Пластичностью называют также способность породы сохранять остаточную деформацию после прекращения действия внешних сил. Пластичные свойства пород изменяются в зависимости от качества находящихся в породе воды.

Вязкость — это способность материала (горной породы) претерпевать обратимую деформацию, не разрушаясь и поглощая механическую энергию.

§ 7. Основные способы открытой разработки и производственные процессы

Способ открытой разработки месторождений полезных ископаемых определяется технологией производства открытых горных работ, под которой понимается совокупность основных производственных процессов, обеспечивающих безопасную и экономичную добычу полезных ископаемых.

В настоящее время применяют три основных способа открытой разработки: экскаваторный, гидравлический и комбинированный.

При первом применяют различные механические средства — экскаваторы, скреперы, колесный и конвейерный транспорт, и др. При гидравлическом способе все основные производственные процессы осуществляются с помощью воды и специального оборудования — гидромониторов и амфилозов. Комбинированный представляет собой различные сочетания экскаваторного и гидравлического способов открытой разработки.

Экскаваторный способ универсален, может применяться при разработке любых горных пород и поэтому наиболее широко распространен. Гидравлический — применяют в основном для разработки мягких пород, легко поддающихся размыву водой.

При экскаваторном способе открытой разработки в общем случае выполняются следующие основные технологические процессы: 1) подготовка горных пород к выемке; 2) выемочно-погрузочные работы; 3) перемещение горной массы на забой на поверхность; 4) стальные работы для вскрытия дна и складские — для добытого полезного ископаемого.

Подготовка горных пород к выемке заключается в следующем: в осуществлении распула при сильной обводненности или рыхлении, если породы известняковые и скальные. Рыхление пород осуществляется в основном взрывным способом и значительно реже механическим и гидравлическим способами.

Выемку, погрузку и перемещение горных пород осуществляют с помощью экскаваторов, бульдозеров, скреперов, различных транспортных средств. При разработке мягких горных пород широко применяют высокопроизводительные многоковшовые экскаваторы, в скальных породах — одноковшовые экскаваторы. Полезные ископаемые грузят в транспортные сосуды — думпкары, автосамосвалы и др.; в кристаллические породы могут перемещаться экскаватором непосредственно в отвал. К основным видам карьерного транспорта относятся железнодорожный, автомобильный и конвейерный, а также комбинированный, представляющий различные их сочетания.

Полезные ископаемые транспортируют в приемные бункера обогастельных фабрик или на специальные склады, а вскрышные породы — в отвал. Для размещения пород в отвал применяют одноковшовые или многоковшовые экскаваторы, отвальные плаги, бульдозеры и конвейерные отвалообразователи.

К основным технологическим процессам при гидравлическом способе открытой разработки относятся: 1) подготовка горных пород к размытию; 2) размытие горных пород; 3) транспортирование; 4) отвалообразование или складирование.

Подготовка пород к размытию обычно заключается в механическом их расчленении экскаваторами или бульдозерами. Размывают горные породы, транспортируют их и укладывают в отвал с помощью гидромониторов и землесосов.

Все указанные выше технологические процессы тесно связаны между собой, выполняются в строго определенной последовательности и в совокупности составляют единый технологический процесс производства открытых горных работ. При разработке мягких горных пород предварительная подготовка их к выемке или размытию обычно не требуется, и в этом случае технологическая схема открытой разработки значительно упрощается.

Стоимость выполнения отдельных производственных процессов открытой разработки различна и зависит от условий залегания полезного ископаемого, свойств горных пород, применяемого оборудования и организации работ. При разработке рудных месторождений, встречающихся в большинстве случаев высокой крепостью руд и вскрышных пород, стоимость подготовки к выемке составляет примерно 30—40%, выемки и погрузки 20—30%, транспортирования 30—40% и отвалообразования 5—10% от общей стоимости разработки пород.

§ 8. Основы экономики открытых горных работ

Развитие добычи руд, угля и многих других полезных ископаемых осуществляется путем строительства новых карьеров, которые могут иметь конечную глубину 500—900 м и протяженность от 20—30 млн. до 100—150 млн. т горной массы в год. При

этом характерными особенностями являются увеличение концентрации и гигиеничности горных работ, применение более мощных и совершенных, во вместе с тем и более дорогостоящих горных и транспортных машин.

Строительство крупного горно-обогатительного комбината требует вложения около 100—200 млн. руб., а затраты на разработку и освоение скважины составляют более 0,5—1 млрд. руб. Поэтому все более важное значение приобретают просчитывание и строительство карьеров на основе тщательной экономической оценки и выбора оптимальных решений.

Экономические показатели открытых горных работ зависят главным образом от величины капитальных затрат на строительство карьера и величины эксплуатационных (текущих) затрат, подлежащих для выполнения добычных и вскрышных работ.

Капитальные затраты на строительство карьера состоят из затрат на подготовку участка карьерного поля к разработке, его освоение, на сооружение подъездных путей и повышение уровня, на приобретение и монтаж оборудования и производство горно-капитальных работ, на строительство промышленных зданий и сооружений, жилья и культурно-бытовых объектов. Затраты на горно-капитальные работы обычно составляют от 5 до 50%, а на оборудование — до 40—50% общих затрат на промышленное строительство.

Капитальные затраты, как правило, требуются не только в период строительства карьера, но и в период эксплуатации его для увеличения производительной мощности, совершенствования техники и технологии.

Эксплуатационные затраты на производство горных работ состоят из затрат на выполнение всех технологических процессов открытых разработок: бурения, взрывания, экскавации, транспортирования, отвалобразования и т. д. Затраты на каждый процесс включают, в свою очередь, следующие элементы: заработную плату, отчисления на амортизацию, плату за оборудование, оплату электроэнергии, материалов, ремонта и др.

Степень экономической эффективности открытых горных работ характеризуется величиной технико-экономических показателей, к которым относятся: коэффициент вскрыши, себестоимость полезного ископаемого, удельные капитальные затраты, прибыль, рентабельность, срок окупаемости капитальных затрат, производительность труда трудящихся, производительность основного горно-транспортного оборудования, качество товарной продукции.

Коэффициент вскрыши — отношение количества пустых пород, удаляемых при разработке, к количеству добычаемого при этом полезного ископаемого. Допускаемая во условиях экономической открытой разработки величина коэффициента вскрыши не меняется и зависит от конкретных условий в широких пределах — от 1—2 до 25—30 м³/т.

Себестоимость — это затраты, приходящиеся на 1 т добытого полезного ископаемого и состоящие из затрат собственно на добычу и на вскрышу:

$$C = C_0 + K C_1, \text{ руб./т.} \quad (1.1)$$

где C_0 — затраты на 1 т добычи полезного ископаемого (без затрат на вскрышу), руб.; K — коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{т}$; C_1 — затраты на 1 м^3 вскрыши, руб.

Себестоимость 1 т полезного ископаемого C , добытого открытым способом, изменяется от 0,5 до 4 руб. и более. Затраты на добычу 1 т полезного ископаемого C_0 обычно составляют 0,5—1,2 руб., а затраты на 1 м^3 вскрыши C_1 0,1—1,5 руб. В общих эксплуатационных расходах затраты на вскрышу в связи с большими ее объемами обычно преобладает, составляя часто 50—70% и более.

Удельные капитальные затраты — отношение величины капитальных затрат к годовой производительности карьера по полезному ископаемому. Для рудных и угольных карьеров они составляют в среднем 11—25 руб./т.

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, находящихся в распоряжении этого предприятия. Рентабельность большинства горных предприятий находится в пределах 5—20%.

Под сроком окупаемости капитальных затрат понимается время в годах, в течение которого предприятие обеспечивает накопление прибыли, равной величине капитальных затрат. Срок окупаемости капитальных затрат обычно не превышает 7—10 лет.

Производительность труда зависит от уровня механизации и организации открытых горных работ. Благодаря достоянному совершенствованию средств механизации и улучшению организации труда достигнута значительное повышение производительности труда на открытых разработках. За последние 10—15 лет производительность труда на рудных карьерах возросла более чем вдове и составляет на одного рабочего 50—75 т горной массы в смену. Средние темпы роста производительности труда на карьерах составляют 5—10% в год.

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

ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

§ 1. Общие сведения

Подготовка горных пород к выемке заключается в изменении их естественного состояния с целью безопасной и экономичной выемки из массива принятым способом.

Выемка рыхлых и мягких пород в обычном состоянии производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования без предварительной подготовки.

Выемка плотных и наименее прочных полускальных пород также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенными условиями резания. Если условия, равновесные выемочными машинами, недостаточны, производится подготовка таких пород к выемке, которая заключается в их предварительном рыхлении или разрушении с помощью взрыва.

Рыхлые, мягкие и плотные породы в мерзлом состоянии могут разрабатываться выемочными машинами с повышенными условиями резания только при небольших отрицательных температурах. Обычно в таких условиях производят подготовку пород к выемке механическим или взрывным способом, реже — путем их оттаивания.

Скальные и полускальные породы обычно готовят к выемке взрывным способом.

Подготовка горных пород к выемке в основном включает: 1) осушение пород, подлежащих выемке в данный период разработки; 2) механическое рыхление плотных и полускальных пород; 3) взрывное разрушение скальных пород.

Выбор способа подготовки горных пород к выемке зависит от вида и свойств пород в массиве, требований к качеству добычаемого сырья, мощности предприятия и имеющихся технических средств, природных условий ведения работ. Затраты на подготовку к выемке составляют от 5 до 40% общих затрат на разработку.

§ 2. Осушение пород перед выемкой

Обводненность горных пород значительно затрудняет работу людей и механизмов. Насыщенные водой полезные ископаемые теряют свои свойства и становятся или непригодными для дальнейшей переработки, или затрудняют и удорожают работы по их добыче и переработке.

Обязательным условием разработки залежей каменной соли и соляной плавки является ограждение горных выработок от водотритовков. Вдаваясь глина набухает, становится пластичной, прилипает к рабочим органам оборудования. С увеличением влажности резко снижается устойчивость песчаных уступов и отвалов, усложняется работа погрузочно-транспортного оборудования.

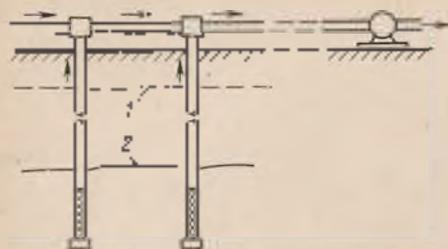


Рис. 111 Схема установки гидрофильтра:

1 — статический уровень воды; 2 — динамический уровень

Для уменьшения влажности разрабатываемых пород при их механической выемке кроме основной системы осушения месторождения создают местную систему по осушению непосредственно выемочных блоков с применением депрессионных дренажных устройств. При этом стремятся максимально использовать существующую основную систему открытого, подземного или комбинированного осушения месторождения.

Для осушения выемочных блоков, наряду с широко применяемыми на карьерах водоотливными канавами и траншеями, часто используют забийные фильтры или системы колодезятров, принцип действия которых основан на искусственном понижении статического уровня воды при откачке ее из водоносных горизонтов (рис. 111).

Забийные фильтры в основном применяют при осушении скальных пород. Их вставляют в скважины, пробуренные до встречи с водоносным горизонтом. Поступающую через отверстия фильтра воду насосами откачивают на поверхность. Наиболее распространены фильтры диаметром 35—75 мм и длиной до 12—15 м. Расстояние между фильтрами зависит главным образом от водопритока и водоотдачи осушаемых пород и составляет 25—50 м и более.

При осушении мягких пород часто применяют гидрофильтры, которые погружают в осушаемый массив под действием собственного веса или подает в них под значительным напором воды. Расстояние между гидрофильтрами составляет 0,5—2 м, длина их обычно не превышает 7—8 м.

При осушении мелкозернистых и глинистых пород, обладающих низким коэффициентом фильтрации, применяют электродренажные установки, основанные на эффекте электроосмоса. Под действием постоянного электрического тока содержащаяся в горной породе капиллярная вода перемещается от положительного электрода к отрицательному, в качестве которого используют забийный фильтр или чаще гидрофильтр.

Необходимая степень осушения пород определяется способом разработки, применяемой техникой и технологией, требованиями к качеству полезных ископаемых.

§ 3. Механическое рыхление горных пород

Механическое рыхление горных пород перед выемкой на карьерах применяется при: 1) гидравлическом способе разработки пород, плохо поддающейся разрыву средствами гидромеханизации,

2) разработке плотных и полускальных горных пород скреперами, бульдозерами и стружками; 3) разработке горных пород в зимнее время для рытья промерзшего слоя; 4) разработке горных пород с малопрочными скальными массивами и прослойками.

Механическое рыхление горных пород осуществляется с помощью бульдозеров, экскаваторов и специальных рыхлителей. При гидравлическом способе разработки пород обычно используют экскаваторы и бульдозеры; при разработке плотных пород скреперами и стружками, а также при разработке мягких пород в зимнее время используют рыхлители.

Рыхлители обычно изготавливают в виде навесного оборудования к трактору-тягачу и применяют для рыхления пород с коэффициентом крепости до 4—5 по шкале проф. М. М. Прогодыконова. В зависимости от мощности тягача и крепости пород количество зубьев на рыхлителе изменяется от 1 до 5, глубина выдраных зубьев в разрыхляемую породу — от нескольких десятков сантиметров до 2 м. Производительность рыхлителя достигает 1000—1500 м³/ч.

Рыхление массива производится параллельными смежными проходами рыхлителя, в результате чего создается слой разрушенной породы. Расстояние между двумя смежными проходами выбирается на усмотрение оператора в зависимости от требуемой кусковатости и достаточной глубины рыхления.

При рыхлении полускальных пород наиболее сложным является первоначальное заглубление в массив зуба рыхлителя. Для облегчения заглубления путем многократных проходов рыхлителя или другим способом создают на необходимую глубину «передовый през» — перекидываемых параллельных проходов рыхлителя.

Работа карьера с применением рыхлителей состоит в последовательном рыхлении блока, сгребании разрыхленных пород бульдозером в вал высотой до 3—4 м и погрузке их экскаватором.

Применение рыхлителей для подготовки горных пород к взрыву позволяет по сравнению с взрывным разрушением улучшить условия селективной выемки, уменьшить потери и разубоживание подвального неопасного, повысить производительность труда и безопасность работ. Наряду с этим незначительная толщина разрыхляемого слоя, получаемого при механическом рыхлении, затрудняет экскаваторную разработку, а селективная выемка возможна только при горизонтальном и пологом залегании пластов.

§ 4. Подготовка горных пород взрывом

Дробление горных пород взрывом широко применяется при открытой разработке месторождений железных ископаемых и является основным способом подготовки полускальных и скальных пород к зимке. От организации буровзрывных работ на карьере зависит эффективность всех последующих технологических процессов: погрузки, транспортирования и укладки извлеченных пород в штабы.

Буровзрывные работы на карьерах должны обеспечивать:

- 1) достаточную степень и равномерность дробления горных пород;
- 2) нормальную проработку подошвы уступа без оставления пород, затрудняющих работу экскаватора;
- 3) образование развала взорванной горной массы требуемой формы и размеров;
- 4) достаточный для бесперебойной работы экскаваторов объем взорванных пород;
- 5) минимальное сейсмическое действие взрыва на окружающие здания и сооружения;
- 6) высокую экономичность и безопасность работ.

Степень дробления горных пород наиболее полно характеризуется гранулометрическим составом (кусковатостью), показывающим процентное соотношение кусков различной крупности во взорванной горной массе. В практике степень дробления обычно характеризуют выходом негабарита, т. е. процентным содержанием во взорванной горной массе кусков, максимальные размеры которых больше допустимых.

Допустимые размеры d кусков взорванной горной породы определяют в зависимости от рабочих параметров горного и транспортного оборудования:

емкости E ковша экскаватора, при этом

$$d \leq 0,8\sqrt[3]{E}, \text{ м}; \quad (II.1)$$

размеров приемного отверстия перегрузочного бункера или дробильной установки, при этом

$$d \leq 0,8B_6, \text{ м}, \quad (II.2)$$

где B_6 — меньшая сторона приемного отверстия бункера или дробильной установки, м;

ширины ленты конвейера, при этом

$$d \leq 0,5B_k - 100, \text{ м}, \quad (II.3)$$

где B_k — ширина ленты конвейера, мм.

Куски взорванной горной породы, имеющие размеры больше указанных, считаются негабаритными и подлежат вторичному дроблению.

Степень дробления горных пород оказывает существенное влияние на производительность основного горного и транспортного оборудования. При наличии во взорванной горной массе большого количества негабаритных кусков ухудшаются условия работы экскаваторов и значительно снижается их производительность, увеличиваются простои транспортных средств под погрузкой и повышается их износ, снижается производительность дробилок и отвального оборудования. Кроме этого, возникают дополнительные расходы на дробление негабаритных кусков и простои оборудования при вторичном дроблении.

Необходимая степень дробления горных пород на карьере достигается за счет правильной организации буровзрывных работ.

рационального расположения скважин и их зарядки, выбора наиболее эффективного способа крепления и применения соответствующих взрывчатых веществ.

Наряду с достижением высокой степени дробления не менее важной задачей при производстве буровзрывных работ на карьере является обеспечение нормальной приработки подошвы уступа горным (рис. 11.2). Завышенная подошва создает значительное сопротивление внедрению ковш экскаватора во взрывчатую породу, усложняет выемку ее из развала, ухудшает условия работы транспорта. Для ликвидации завываний подошвы уступа необходимы дополнительные буровзрывные работы.

Развал взорванной горной массы должен быть кучным; форма и размеры его должны соответствовать параметрам применяемого горного и транспортного оборудования. Высота развала не должна превышать наибольшую высоту черпания экскаватора и лишь в отдельных случаях при хорошем дроблении горных пород допускается условие, когда

$$H_p \leq 1,5H_{\text{ч}}, \text{ м.} \quad (11.4)$$

где H_p — высота развала, м; $H_{\text{ч}}$ — наибольшая высота черпания экскаватора, м.

Ширину развала желательно иметь по возможности минимальной. Ориентировочно ширину развала (рис. 11.3) можно определить по формуле

$$B = (0,6 - 1,5) H + W + b(n - 1), \text{ м.} \quad (11.5)$$

где H — высота уступа, м; W — линия сопротивления по подошве для первого ряда скважин, м; b — расстояние между рядами скважин, м; n — число рядов скважин.

Для бесперебойной работы экскаваторов в забоях должен быть запас взорванной горной массы. Поэтому экскаваторный блок делит на длине на три участка. На участке I грузят взорванные породы, участок II находится в резерве, участок III обуривают и подготавливают к взрыву (рис. 11.4).

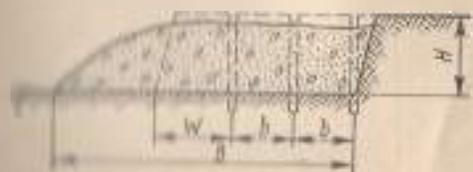


Рис. 11.3. Схема и определение ширины развала взорванных пород

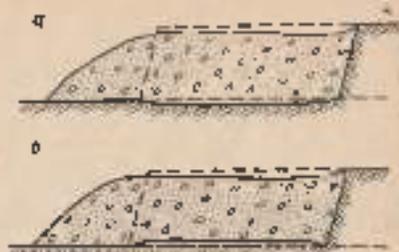


Рис. 11.2. Подошвы уступа: а — нормальная, б — завыванная

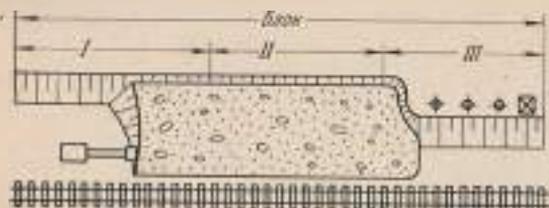


Рис. 11.4 Деление блоков на участки

Буровзрывные работы на карьерах обычно проводят в две стадии. Первая стадия — разрушение массива и первичное дробление горных пород, вторая — дополнительное дробление негабаритных кусков, выравнивание подошвы уступа, обрушение навесов и заклов, т. е. исправление недостатков первичных буровзрывных работ. Всегда стремятся так произвести первичное дробление горных пород, чтобы исключить или свести к минимуму вторичные буровзрывные работы.

Первичные буровзрывные работы на карьерах осуществляют методами шпуровых, скважинных, котловых и камерных зарядов (рис. 11.5).

В первом случае заряды ВВ размещают в шпурах — искусственных цилиндрических углублениях диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м. Применяют этот метод взрывания в основном на больших карьерах по добыче строительных материалов и при раздельной выемке полезных ископаемых.

Во втором случае заряды ВВ размещают в скважинах диаметром до 300—400 мм и глубиной до 50 м и более. Этот метод производства первичных буровзрывных работ на современных карьерах является основным и наиболее распространенным.

В третьем случае основную часть ВВ размещают в котлообразном расширении нижней части шпура или скважины, обратном повторным взрыванием небольших зарядов ВВ (простреливанием). Котловые заряды имеют сосредоточенную форму и при взрыве вызывают неравномерное дробление горных пород и большой их разброс, поэтому применяются они на карьерах редко, в основном для преодоления больших сопротивлений по подошве уступа.

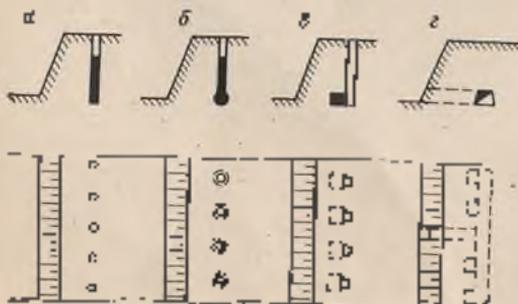


Рис. 11.5 Производство буровзрывных работ на карьерах:
а — шпуровый, б — скважинный, в — котловый, г — камерный заряды

При применении камерных зарядов ВВ размещают в специальных камерах, соединенных с поверхностью шурфами или штормовыми. Камерные заряды обычно применяют для взрывов на выбор или сброс, чтобы силой взрыва переместить горную породу в нужном направлении (рис. 11.6).

Вторичные буровзрывные работы осуществляют штормовыми зарядами с размещением ВВ в глубоких шурфах и значительно реже накладными (наружными) зарядами, размещаемыми непосредственно на кусках породы.

Шпуров на карьерах бурят электрическими сверлами или пневматическими перфораторами, скважины — буровыми станками.

Буровзрывные работы должны быть экономичными и безопасными. Экономичность работ зависит главным образом от применяемых способов бурения, диаметра скважин и гетки их расположения, типа штормчатых веществ и способов взрывания, механизации и организации работ.

§ 5. Способы бурения скважин

По способу разрушения горных пород буровые станки подразделяются на две группы с механическим воздействием бурового инструмента на забой скважины; с физическим воздействием на забой скважины.

К первой группе относятся станки ударно-канатного бурения — СКК; вращательного бурения режущими долотами — СБР; вращательного бурения шарошечными долотами — СБШ, ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками — СВУ.

Ко второй группе относятся станки опцевого (термического) бурения — СБО, а также разрабатываемые в настоящее время установки с гидравлическим, ультразвуковым, взрывным и другими физическими способами разрушения горных пород.

Основные объемы буровых работ на современных карьерах выполняют буровыми станками первой группы.

Ударно-канатное бурение скважин

Ударно-канатное бурение является наиболее старым способом бурения скважин на карьерах. Сущность его заключается в том, что буровой снаряд массой до 3000 кг, подвешенный на канате,

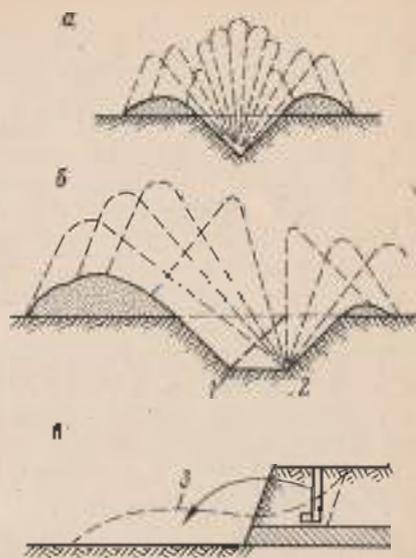


Рис. 11.6. Виды взрывов камерными зарядами:

а — взрывной выброс; б — направленный выброс; в — сброс; 1 — заряд первого ряда, 2 — заряд второго ряда, 3 — линия развала породы после взрыва

периодически поднимается на высоту 0,45—1,2 м и затем, падая на забой скважины, разрушает породу. После каждого удара буровой снаряд поворачивается на угол 10—50°, обеспечивая тем самым равномерное разрушение породы по всему забою скважины, круглое сечение и вертикальское направление скважины.

В процессе бурения в скважину систематически подливает воду, которая, смешиваясь с измельченной породой, образует буровой шлам. Шлам периодически вычерпывают из скважины специальным приспособлением — желонкой, представляющей собой полую трубу с дужкой для каната в верхней части и клапаном с башмаком — в нижней.

Производительность станков ударно-калатного бурения зависит от крепости породы, массы бурового снаряда, высоты подъема его над забоем скважины, частоты ударов, диаметра долота и формы его лезвия, плотности и высоты шламового столба в скважине. Из-за цикличности работы разрушающего инструмента производительность станков ударно-калатного бурения существенно ниже и колеблется от 2 до 3 м в сутки в крепких породах и до 40 м и более в слабых породах.

Станки ударно-калатного бурения широко применялись для бурения скважин в средней крепости и крепких горных породах и продолжительное время являлись основным буровым оборудованием на карьерах. Наиболее широкое распространение имели ударно-калатные станки БУ-2 и БС-1 (по новому ГОСТу последний будет именоваться СВК-320), приспособленные для бурения вертикальных скважин в любых породах диаметром до 320 мм и глубиной до 40 м и более. В настоящее время они выполняются лишь 5% общего объема буровых работ на карьерах. Из-за низкой производительности в отсутствие резервов ее повышения эти станки уже не выпускаются и в основном заменены на карьерах более перспективными станками вращательного, ударно-вращательного и огневого бурения.

Вращательное (шнековое) бурение скважин

Вращательное бурение скважин с применением режущих коронок и штанг шнекового типа (шнековое бурение) широко применяют на угльных карьерах и карьерах породных ископаемых в породах с коэффициентом крепости до 6. В более крепких породах скорость бурения резко уменьшается и применение этого способа бурения становится нецелесообразным. Также нецелесообразно применять вращательное бурение в вязких и липких глинистых породах, так как вымывание глины на шнеки затрудняет процесс бурения. Этим способом выполняют более 20% общего объема буровых работ.

Сущность вращательного бурения режущими коронками заключается в следующем. Прижатая к забою скважины коронка при вращении срезает породу, которая, преобразуясь в мелочь,

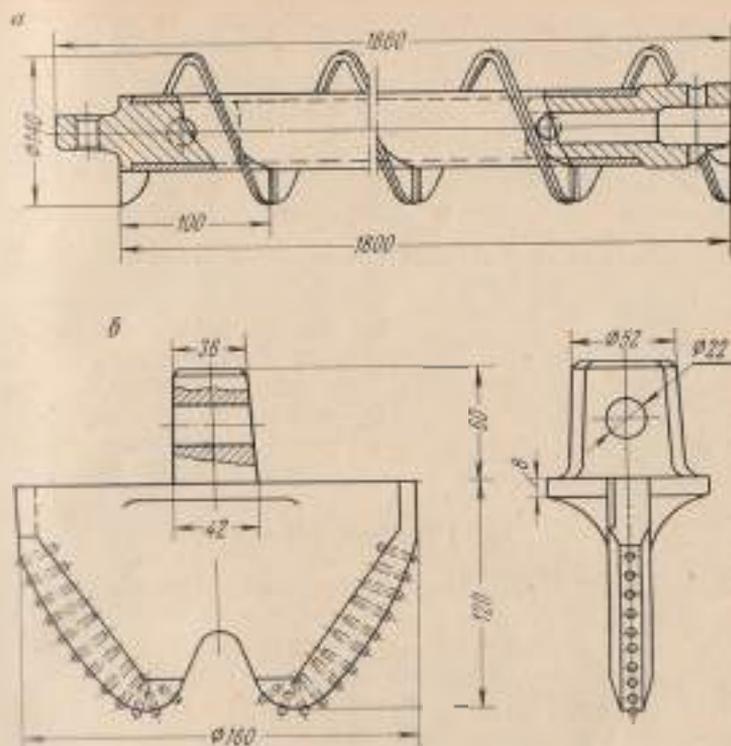


Рис. 11.7. Вращательный инструмент при вращательном бурении

непрерывно удаляется из скважины спиральными вытками штанг стального типа. Буровой инструмент состоит из коронки (реза) из нескольких последовательно соединенных штанг. Коронки представляют различный формы. Наибольшее распространение получили коронки с двумя закругленными лезвиями, армированные стержнем сплавом (рис. 11.7, б). Штанга представляет собой трубу с приваренной к ней спиралью из полосовой стальной стали (рис. 11.7, а). На концах трубы имеются надрезы и хвостовик для соединения штанг.

Производительность станков вращательного бурения зависит от вязкости пород, осевого давления на коронку и скорости вращения бурового инструмента. Совершенные станки вращательного бурения развивают осевое давление до 40000 Н при частоте вращения бурового инструмента 50—200 об/мин. Горная порода разрушается более интенсивно при больших скоростях вращения бурового инструмента, но в скальных породах большие скорости вращения приводят к перегреву и быстрому износу режущих элементов. Поэтому при бурении скважин в породах с коэффициентом

крепости до 4 прилагают наибольшие скорости вращения бурового инструмента, а в более крепких породах частоту вращения снижают до 80—130 об/мин и увеличивают осевое давление.

Наиболее распространенными станками вращательного бурения являются СБР-125 и СБР-160 (табл. 114). Эти станки просты по устройству и обслуживанию, имеют небольшую массу и приспособо-

Таблица 114

Техническая характеристика станков вращательного (шпинного) бурения

Показатели	Станки	
	СБР-125	СБР-160
Диаметр скважины, мм	110	160
Глубина бурения, м	25	25
Угол наклона скважины, градус	60—90	60—90
Максимальное осевое давление, тс	25	8
Частота вращения коронки, об/мин	50—200	50—300
Установочная мощность, кВт	28	145
Масса станка, т	3,5	18
Коэффициент крепости буровых пород	До 5	До 6

лены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 110—160 мм и глубиной 20—30 м. Производительность их при бурении мягких пород и угли достигает 150 м и более в смену. Стойкость коронок при этом составляет 800—1000 м скважин.

К достоинствам вращательного бурения скважин режущими коронками относятся: высокая производительность станков, превышающая в 3—4 раза и более производительность станков ударно-кавитного бурения, возможность бурения вертикальных, горизонтальных и наклонных скважин; простота устройства и обслуживания станков; невысокая стоимость бурения.

Основным недостатком вращательного бурения является возможность применения его только в некрепких торфяных породах.

Шарошечное бурение скважин

Шарошечное бурение является одним из наиболее совершенных и перспективных способов механического бурения скважин в породах средней и большой крепости. Им осуществляют более 60% общего объема буровых работ на карьерах. Производительность станков шарошечного бурения в 3—5 раз выше, чем станков ударно-кавитного бурения, и достигает 20—60 м в смену в горных породах с коэффициентом крепости $f=12-16$. При бурении жестких крепких пород производительность шарошечных станков возрастает до 100 м в смену и более.

Горная порода при шарошечном бурении разрушается шарошечными долотами, представляющими собой конструкцию, сва-

револю из двух-трех конусообразных лоп, на юшках которых расположены конусообразные шарошки (рис. 11.8). На поверхности шарошек имеется несколько рядов зубцов. При вращении долота шарошки перемещаются по забою скважины и зубцами разрушают породу. Механизм разрушения породы при шарошечном бурении весьма сложный и совмещает в себе принцип вращательного и ударного бурения.

На карьерах обычно применяют трехшарошечные долота. Если зубцы шарошек выполнены из одного материала с шарошкой, то долото называется зубчатым, если зубцы выполнены из закаленного стального сплава — износостойким. Зубчатые долота применяются в более мягких породах, стальные — в породах средней и выше средней крепости. При этом с увеличением крепости пород зубцы шарошек делают более мелкими.

Ставки шарошечного бурения по массе и развиваемому осевому усилию разделяют на три группы: легкие (масса до 40 т, усилие до 200 кН, диаметр скважины 150—220 мм), средние (соответственно до 55 т, до 300 кН, 220—270 мм) и тяжелые (соответственно до 120 т, до 600 кН, 295—320 мм). На рудных карьерах, отличающихся большой крепостью разрабатываемых пород, применяются главным образом шарошечные ставки средней и тяжелой группы (табл. 11.2).

Скорость бурения скважин шарошечными ставками зависит от режима бурения: осевого давления на долото, частоты вращения долота и скорости удаления буровой мелочи из скважины.

Осевое давление обеспечивает вдавливание долота в разрабатываемую породу. С увеличением крепости пород и диаметра скважины величина осевого давления должна увеличиваться:

$$F = (60 \cdot \dots \cdot 70) f D, \quad (11.6)$$

где F — осевое давление на долото, кН; f — коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодьяконова; D — номинальный диаметр долота, мм

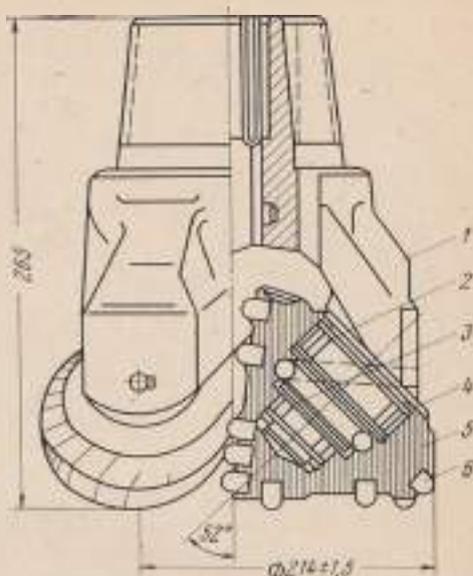


Рис. 11.8. Трехшарошечное шарошечное долото

1 — лопы долота; 2 — большая шарошка; 3 — малая шарошка; 4 — шарошечный подшипник; 5 — шарошка; 6 — зубцы на твердом сплаве

Техническая характеристика станков шарошечного бурения

Показатели	Станки		
	СБШ-200Н	СБШ-250МЗ	СБШ-320
Диаметр скважины, мм	214	243	320
Глубина бурения, м	24	32	40
Угол наклона скважины, градус	60—90	60—90	90
Максимальное осевое давление, кН	173	300	600
Частота вращения долота, об/мин	30—300	30—150	30—150
Установочная мощность, кВт	300	384	450
Расход воздуха для очистки скважины, м ³ /ч·м	25	25	50
Масса станка, т	50	55	120
Коэффициент крепости буримых пород	6—14	10—16	12—18

Современные шарошечные станки тяжелого типа развивают осевые усилия до 300—600 кН.

При увеличении осевого давления скорость бурения резко возрастает, но вместе с этим снижается стойкость долота, быстро выходят из строя в основном опоры шарошек.

Частота вращения долота в зависимости от крепости пород изменяется в пределах 30—300 об/мин. С увеличением частоты вращения долота скорость бурения повышается, но одновременно резко снижается стойкость зубьев шарошек. Поэтому обычно частоту вращения долота принимают не более 150 об/мин, а в крепких абразивных породах, при бурении которых быстро изнашиваются зубья шарошек, она снижается до 30—100 об/мин.

При большой частоте вращения долота усиливается вибрация бурового станка, что приводит к частым подьякам станка и ухудшает условия его обслуживания.

Удаление буровой мелочи из скважины и охлаждение долота в процессе бурения производится сжатым воздухом или воздушно-подземной смесью. С увеличением скорости удаления буровой мелочи скорость бурения и стойкость долота повышаются. Для эффективного удаления буровой мелочи, не допуская ее перемалывания, необходимо создать скорость воздушного потока 18—20 м/с, что обеспечивается компрессорами производительностью 25—30 м³/мин.

В зависимости от крепости пород скорость бурения скважины шарошечными станками изменяется от 2 до 20 м/ч и более, стойкость долот — от 100 до 1000 м скважины и более (табл. П.3).

К достоинствам шарошечного способа бурения скважины относятся: высокая производительность бурения в породах средней и большой крепости; возможность бурения вертикальных и наклонных скважин; непрерывность процесса бурения, обеспечивающая возможность его автоматизации.

Скорость бурения и стойкость шарошечных долот (по В. А. Сынкину)

Породы	Характеристика пород	Диаметр скважины, мм	Скорость бурения, м/ч	Стойкость долота, м 3-риборных скважин
Кварцит	Крепчайшие и крепкие	225	2,7	168
Гематит	То же	—	5,1	205
Пирит	»	225	7,5	157
Крепкий известняк	Средней крепости	185—280	13,3	1530
Сланцы и песчаники	То же	170—280	16,3	1761

Недостатками шарошечного бурения являются большая масса буровых стоек, низкая стойкость и высокая стоимость шарошечных долот.

Ударно-вращательное бурение скважин

Ударно-вращательное бурение скважин стаяками с погруженными пневмоударниками применяется при разработке крепких труднобуримых пород. Их выполняют до 5% всего объема буровых работ. Производительность при этом способе бурения в 2—6 раз выше по сравнению с ударно-канатным и достигает в крепких породах 10—30 м в смену.

Пневмоударник с буровой коронкой в процессе бурения погружается в скважину. Во время бурения пневмоударник находится у забоя скважины и, вращаясь вместе с коронкой, наносит удары по ее массивному. Порода разрушается при непосредственном ударе по коронке и в интервалах между ударами за счет скалывания лезвиями приходящейся коронки. Вращение пневмоударника осуществляется через колонну штанг электродвигателем, расположенным на буровом станке. Независимость работы ударного и вращательного механизмов является основной особенностью станков пневмоударного бурения.

Современные станки с погружными пневмоударниками приспособлены для бурения вертикальных, горизонтальных и наклонных скважин диаметром 100—200 мм и глубиной до 30 м в крепких и весьма крепких породах (табл. 11.4).

Скорость бурения станков с погружными пневмоударниками (табл. 11.5) зависит главным образом от давления сжатого воздуха, подаваемого к пневмоударнику, осевого усилия, с которым коронка арывает забой скважины, скорости вращения бурового стола и числа ударов пневмоударника в минуту.

Наиболее эффективно пневмоударное бурение при давлении сжатого воздуха 0,5—0,7 МПа, осевом усилии 25—50 МПа, частоте вращения бурового стола (и зависимости от крепости пород и диаметра скважины) 20—90 об/мин и числе ударов пневмоударника

Техническая характеристика буровых станков с погружными пневмоударниками

Показатели	Слэки		
	СБУ-122	СБУ-160	СБУ-200
Диаметр скважины, мм	100, 125	155	200
Глубина бурения, м	22	19	22
Угол наклона скважины, градус	15—114	60, 90	90
Максимальное осевое давление, кН	13	24	30
Частота вращения бурового стола, об/мин	27, 40, 80	25, 50	0—55
Тип пневмоударника	МН-7	МН-7 М-150ДУК	М-200
Число ударов пневмоударника в минуту	1650	2500	—
Суммарный расход воздуха, м ³ /мин	8	13	30
Масса станка, т	4,6	29	45
Коэффициент крепости буровых пород	10—16	12—20	12—20

1700—2200 в минуту. С увеличением крепости пород и диаметра скважины скорость вращения бурового стола уменьшается.

Перельскими горно-металлургическим комбинатом на базе станка ПБС-2 (СБУ-160) создан двухшпиндельный буровой станок ПБС-5, обеспечивающий одновременное бурение двух рядом расположенных скважин диаметром 155—165 мм. При работе такие скважины работают как одна скважина большого диаметра. Применение двухшпиндельного бурения на Перельском комбинате позволило улучшить показатели буровых работ.

Перспективным для бурения скважины диаметром 150 мм и больше является испытываемый в настоящее время комбинированный способ, соединяющий пневмоударное и шарошечное бурение.

К достоинствам станков с погружными пневмоударниками относятся возможность бурения вертикальных, горизонтальных и наклонных скважин; относительная простота конструкции станков; возможность автоматизации управления процессом бурения; возможность многшпиндельного бурения скважины.

Таблица 115

Скорость бурения пневмоударниками и стойкость коронок (по Н. М. Кузнецову)

Коэффициент abrasiv.ги буровых пород	Характеристики пород	Пробурено скважин на одну заточку, м	Механическая скорость бурения, мч/мин
12—16	Весьма абразивные	4,7	59
12—14	Слабоабразивные	30	100
6—12	Абразивные среднего строения	14,6	70
6—10	То же	15,9	85

Недостатки — низкая стойкость коронки и резкое снижение производительности при бурении глубоких скважин и обводненных породях.

Огневое бурение скважин

При механических способах бурения скважин с увеличением крепости и абразивности горных пород скорость бурения уменьшается и более быстро изнашивается породоразрушающий инструмент. В результате этого стоимость бурения скважин резко увеличивается. При огневом бурении порода разрушается газными струями, образующимися в результате сгорания жидкого горючего с окислителем; скорость бурения с увеличением крепости пород обычно повышается. Поэтому огневое бурение скважин применяют в крепких и весьма крепких горных породах, имеющих кварцевую основу. Их производят до 2% общего объема буровых работ. Производительность станков огневого бурения в крепчайших породах в 5—10 раз выше по сравнению с ударно-канатными станками.

Сущность огневого бурения скважин заключается в следующем. Высокотемпературная газовая струя, выходящая из реактивной горелки со сверхзвуковой скоростью, быстро прогревает тонкий слой породы в забое скважины. В результате разности температурных напряжений, возникающих в соседних слоях породы из-за неравномерности ее нагревания, а также значительных напряжений в среде, вызванных неравномерностью застывания отдельных кристаллов, происходит застрескивание породы. Разрушенная порода струей газов и пара выносятся из скважины.

Наиболее интенсивно разрушаются при огневом бурении крепкие монолитные породы, имеющие в своем составе много кварца (кварциты, граниты, песчаники и др.). В слаботрепеливатых породах огневое бурение малозффективно, так как продвигание газовых потоков в трещины значительно повышает теплопроводность породного массива. Также плохо поддаются огневому бурению слабые породы, имеющие большую упругую деформацию, затрудняющую создание разрушающих напряжений в массиве.

В настоящее время на карьерах СССР применяют два типа станков огневого бурения: ССО-1 и ССО-2, работающие на керосине и окислителе-кислороде и приспособленные для бурения вертикальных скважин глубиной до 20 м (табл. II 6).

Затраты на кислород достигают 30—50% общих затрат на бурение скважины. Поэтому замена кислорода сжатым воздухом является основным направлением дальнейшего совершенствования огневого бурения скважин.

Рыбачий орган станка огневого бурения состоит из реактивной горелки, буровой штанги и подводящего устройства.

Конструкция горелки показана на рис. 11.9. Через форсунку 1 вается расширенный керосин и газообразного кислорода поступает в камеру сгорания 2. Образовавшиеся внутри камеры сгорания газообразные продукты выбрасываются со скоростью 1800—

Техническая характеристика станков огневого бурения

Показатели	Станки	
	СВО-1 (СВО-1Б)	СВН-2 (СВО-150-2В)
Диаметр скважины, мм	250	200
Максимальный диаметр расширенной скважины, мм	400	500
Глубина бурения, м	19	20
Частота вращения горелки, об/мин	6—30,4	3,6—36
Рабочая скорость подъема и опускания горелки, м/ч	1,0—14,1	3,3—39
Наружный диаметр горелки, мм	145	135
Установочная мощность электродвигателей, кВт	83	111
Скорость передвижения станка, км/ч	0,5	0,6
Средний расход рабочих компонентов		
кислорода, м ³ /ч	240	350
керосина, кг/ч	125	150
воды, м ³ /ч	3,6	3,5
Масса станка, т	40	43
Коэффициент крепости буримых пород	16—20	15—20

2000 м/с через сопло *3* в виде внешних струй. Обычно применяют горелки с тремя эксцентрично расположенными соплами. Температура газов в камере сгорания достигает 2500—3500 °С. Для охлаждения горелки в корпус ее имеется канал *4*, в который вступает вода, выходящая наружу через отверстие *5*.

Горелка при помощи переходника *6* соединяется с буровой штангой на толстостенной цельнотянутой трубе. Внутри штанги размещены трубопроводы для подвода к горелке кислорода, керосина и воды.

Во время бурения горелка вместе со штангой непрерывно вращается (10—20 об/мин) и выбрасываемые из сопел горелки струи периодически нагревают различные участки породы в забое скважины. При малой частоте вращения горелки порода в забое скважины начинает плавиться и процесс бурения нарушается. Расстояние от среза сопла горелки до забоя скважины регулируется автоматически и в зависимости от свойств буримых пород изменяется в пределах 60—150 мм.

Кислород к станку огневого бурения *1* (рис. П 10) подается по шлангам *2* высоким давлением от передвижных кислородных ресиверов *3* или передвижных цистерн с жидким кислородом, газифицируемым перед подачей к станку. Керосин подвозят автостернами, из которых его перекачивают в расходный бак, установленный в хвосте станка. Вода поступает к станку по шлангу из передвижного резервуара *4*.

Особенностью огневого способа бурения является возможность расширения скважины (для размещения заряда ВВ) при замедле-

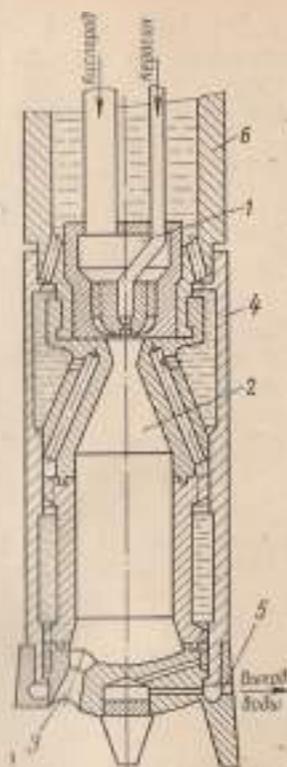


Рис. 11.9. Схема реактивной коронки

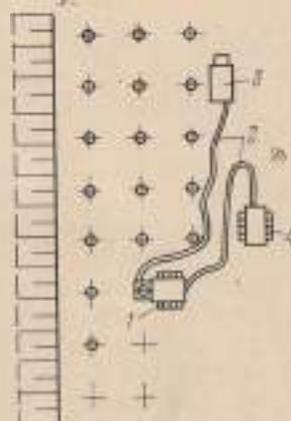


Рис. 11.10. Схема расположения бурового и вспомогательного оборудования на рабочей площадке в карьере

ран скорости подачи рабочего органа в скважину. Однако опыт применения огневого бурения на карьерах показал, что такой способ расширения скважины нерационален. Значительно больший эффект достигается при бурении скважин минимального диаметра на полную глубину при максимальной скорости бурения и после дробное разбуривания нижней части скважины (табл. 11.7).

В настоящее время в карьере ЮГОКа, широко применяющем огневое бурение в крепких породах, скважины бурят следующим образом. Сначала пробуривают скважину диаметром 160—200 мм при максимальной скорости бурения (в зависимости от типа пород) 8—12 м/ч. Затем на проектной глубине скважины делают проб, поддерживая рабочий орган над забоем скважины в течение 8—10 мин. После этого разбуривают нижнюю часть скважины до диаметра 350—450 мм путем перемещения рабочего органа снизу вверх со скоростью 10—16 м/ч. При этом, несмотря на уменьшение

Рациональные скорости бурения и разбурывания (по Н. Н. Лохову)

Породы	Коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову	Скорость бурения, м/ч	Скорость разбурывания, м/ч	Диаметр скважины в % к диаметру
Магнетитовые роговики мелкозернистые	18-20	12	13	395
Гематито-магнетитовые роговики мелкозернистые со слабой трещиноватостью	18-20	10	13	36*
Магнетитовые и гематито-магнетитовые роговики средней и выше средней трещиноватости	16	9	13	314
Магнетито-карбонатные роговики мелко-трещиноватые	16	9	14	280
Карбонатно-силикатно-магнетитовые роговики трещиноватые с прослойками сланца	16	4	15	247

средней скорости бурения по сравнению со скоростью бурения скважин малого диаметра, стоимость обустройства 1 м³ горных пород в результате расширения сетки скважин снизилась более чем в три раза.

К достоинствам огневого способа бурения скважин относятся: высокая производительность бурения в крепких и весьма крепких горных породах, отсутствие разрушающего инструмента, возможность расширения скважин, возможность автоматизации управления процессом бурения.

Недостатками огневого бурения скважин являются: большая энергоемкость, сложность оборудования, возможность использовать только в определенных породах.

§ 6. Выбор типа бурового станка и расчет его производительности

Применяемое на карьерах буровое оборудование должно обеспечивать высокую экономичность буровых работ, их безопасность, соответствовать условиям данного предприятия.

Решающее влияние при выборе бурового оборудования оказывают свойства буримых пород.

Ориентирующей установленная (в зависимости от крепости и других свойств горных пород) рациональная область применения различных типов буровых станков приведена ниже.

Станки	Коэффициент крепости породы по М. М. Протодьяконову
Вращательного (шнекового) бурения	$i < 6$
Пароцилиндрового бурения:	
легкого типа	$i = 6-10$
среднего и тяжелого типа	$i = 10-18$
Огневого бурения	$i > 16$ (включая кварцевую породу)
Ударно-вращательного бурения с погружными пылеударниками	$i > 16$ (трудно буримые песчаные породы)

Сменную производительность бурового станка определяют по формуле

$$P_{\text{см}} = P_T T \eta, \text{ м}, \quad (II.7)$$

где P_T — техническая производительность бурового станка, м/мин; T — продолжительность работы смены, мин; η — коэффициент использования станка во времени.

Техническую производительность бурового станка можно определить из выражения

$$P_T = \frac{L}{T_b + t_n}, \text{ м}, \quad (II.8)$$

где L — длина скважины, м; T_b — время на бурение данной скважины, мин; t_n — время на передвижку и установку станка для бурения новой скважины (обычно $t_n = 10 \div 20$ мин).

Время на бурение одной скважины

$$T_b = t_b + t_{\text{п.з.}} + t_{\text{в.}} \text{ мин}, \quad (II.9)$$

где t_b — время собственно бурения, мин; $t_{\text{п.з.}}$ — время на подготовительно-заключительные операции, связанные с бурением данной скважины (установка обсадной трубы, забуривание скважины и т.п.); обычно $t_{\text{п.з.}} = 15 \div 30$ мин; $t_{\text{в.}}$ — время на вспомогательные операции (парашивание и разборка става штанг, смена изношенного инструмента, чистка скважины и т.п.), устанавливаемое для каждого конкретных условий на основании данных хронометражных наблюдений или опыта использования такого же станка в аналогичных условиях (ориентировочно $t_{\text{в.}} = 20 \div 40$ мин).

Время собственно бурения определяется длиной скважины и скоростью бурения:

$$t_b = \frac{L}{v_b}, \text{ мин}, \quad (II.10)$$

где v_b — скорость бурения, м/мин.

При освоении бурения, когда вначале бурят скважину минимального диаметра на полную глубину, а затем разбуривают нижнюю часть скважины.

$$t_b = \frac{L_1}{v_b} + \frac{L_2}{v_2} + t_{\text{в.}}, \text{ мин}, \quad (II.11)$$

где L_1 — длина разбуриваемой нижней части скважины, м; v_2 — скорость разбуривания, м/мин; $t_{\text{в.}}$ — время на образование зруба при разбуривании скважины (обычно $t_{\text{в.}} = 5 \div 10$ мин).

Скорость бурения v_b зависит от свойств буримой породы, способа бурения, бурового инструмента, диаметра скважины и других условий бурения. В теории разрушения горных пород известны математические выражения, позволяющие рассчитать скорость бурения в зависимости от этих условий. Однако из-за сложности учета

большого количества включенных факторов возможны большие расхождения расчетной скорости с фактически достигнутой. Поэтому более надежным является экспериментальное определение скорости бурения в конкретных условиях. При ориентировочных расчетах можно воспользоваться данными, приведенными в табл. II.3, II.5, II.7.

Коэффициент использования станка во времени показывает, какую часть смены станок работает с учетом времени на переезды от скважины к скважине:

$$\eta = \frac{T - t_p}{T}, \quad (II.12)$$

где t_p — время регламентированных перерывов в работе (прием и сдача смены, осмотр и смазка станка и т.п.); обычно $t_p = 50 \div 70$ мин.

После соответствующих подстановок и преобразований получим

$$P_{см} = \frac{L(T - t_p)}{t_6 + t_{пл} + t_n + t_n}, \text{ м/смену.} \quad (II.13)$$

При планировании работы буровых станков на карьерах производительность станков обычно определяют на основании отчетных данных в виде средней величины.

Необходимое количество буровых станков в карьере определяется по выражению

$$N = \frac{Qk_p}{\gamma P_{см} n_{см} k_{ср} V}, \quad (II.14)$$

где Q — производительность карьера по скальной горной массе, т/год; k_p — коэффициент, учитывающий необходимый резерв станков ($k_p = 1,2 \div 1,25$); γ — плотность буровых горных пород, т/м³; $n_{см}$ — число смен работы станков в сутки; $k_{ср}$ — число рабочих дней в году; V — выход горной массы с 1 м скважины, м³.

При разработке пород средней и выше средней крепости для обеспечения нормальной работы одного экскаватора с ковшем емкостью 4—4,6 м³ обычно необходимо один-два буровых станка.

§ 7. Взрывчатые вещества, средства и способы взрывания

Взрыв — это чрезвычайно быстрое превращение вещества из одного состояния в другое, сопровождающееся мгновенным выделением энергии и разрушением окружающей среды.

Взрывчатыми веществами (ВВ) называют химические соединения или механические смеси, способные под влиянием внешнего воздействия в крайне быстром химическом превращении (детонации) с выделением большого количества тепла и газов. Нагретые газы, сильно увеличиваясь в объеме, создают высокое давление на окружающую среду и разрушают ее.

По характеру действия ВВ разделяют на метательные и дробящие. Взрывчатое превращение метательных ВВ происходит сравнительно медленно, вследствие чего они раскалывают окружающую породу на отдельные куски и отбрасывают их на большие расстояния. У дробящих ВВ взрывчатое превращение происходит очень быстро, в результате чего они воздействуют на окружающую породу сильным, но коротким ударом газов. Дробящим породам не мелкие куски без значительного ее разбрасывания.

К метательным ВВ относятся дымные и при определенных условиях взрывающиеся бездымные пороха, к дробящим — все остальные промышленные ВВ.

Среди дробящих ВВ особую группу составляют инициирующие ВВ, способные взрываться от незначительного внешнего воздействия (удар, трение, искра) и своим взрывом вызывать взрыв других ВВ, менее чувствительных к внешним воздействиям. К инициирующим ВВ относят тремучую ртуть, азид свинца, телурес, селенес, тетрил, тэн.

По условиям применения в горном деле ВВ разделяют на: 1) допущенные к применению на подземных работах, включая шахты, спускные по газу или пыли; 2) допущенные к применению на подземных работах, кроме шахт, опасных по газу или пыли; 3) допущенные только для открытых работ.

В настоящее время на открытых горных работах наиболее широко применяют аммиачно-селитренные ВВ — аммониты, зерногранулиты, гиданит, акватол, а также тротил, алюминит и пороха.

Аммониты — механические порошкообразные смеси аммиачной селитры с тротилом и тонкими неметаллическими добавками (древесная мука, торф и т. п.) или без них. В аммониты повышенной мощности вводят добавки гексогена, диоксида азота и алюминитовой тудры; в водоустойчивые сорта аммонитов — специальные добавки, придающие водоустойчивые свойства. Аммониты безвредны в обращении, малочувствительны к трению и удару, с трудом загораются от пламени и легко сгорают на открытом воздухе. Взрываются аммониты от верных казюля-детонатора, электродетонатора или детонирующего шнура.

Аммониты № 6, 7, 9, 10 неводоустойчивы и предназначены для производства взрывных работ в сухих условиях. Водоустойчивые аммониты В-3, № 6ЖВ и № 7ЖВ, а также скальные аммониты сохраняют взрывчатые свойства при нахождении в воде от 2 до 10 ч.

Основными недостатками аммонитов являются гигроскопичность и сложиваемость, что значительно усложняет процесс зарядки скважин. В связи с этим в последние годы применение аммонитов на карьерах ограничено.

Зерногранулиты — механические смеси гранулированной аммиачной селитры и тротила. Наиболее распространен зерногранулит 79/21 (79% селитры и 21% тротила), который по взрывча-

тым свойствам близок к аммониту № 6 и предназначен для заряжания сухих скважин. Зерогранулиты менее чувствительны к внешним воздействиям, чем порошкообразные аммониты. Взрываются от взрыва промежуточного детонатора. Благодаря хорошей сыпучести, малой слеживаемости и незначительной чувствительности зерогранулитов к механическим воздействиям при применении их появилась возможность механизировать процесс заряжания скважин с помощью специальных зарядных машин.

Игданит — ВВ простейшего состава, изготавливаемое непосредственно на месте взрывных работ и состоящее из 95—96% гранулированной аммиачной селитры и 4—5% солярового масла. На карьерах игданит изготавливают или в стационарных установках, откуда он поступает в зарядные машины, или в специальных самоходных агрегатах, приготавливающих смесь селитры с соляровым маслом в зарядяющих скважинах. Игданит можно также изготавливать вручную путем предварительной заливки солярового масла в мешки с аммиачной селитрой. По мощности игданит эквивалентен аммониту № 9, но более безопасен и прост в наложении. Взрывается игданит от промежуточного детонатора.

Благодаря высокой безопасности, возможности механизации процесса зарядки скважин, простоте наложения и низкой стоимости игданит все шире применяют на карьерах для зарядки лебедовых скважин.

Акватол — относится к водонасыщенным ВВ, в составе которых содержится до 15—20% воды. Акватол 65/35 состоит из 63% аммиачной селитры, 34% гранулированного тротила и 3% специального загустителя. На карьерах доставляют сухую смесь акватолу 65/35, а водонасыщение ее осуществляется непосредственно на месте применения в стационарных или самоходных смешивательных агрегатах. Водонасыщенный акватол представляет собой легко подвижную массу, заполняющую всю зарядную полость и обеспечивающую высокую плотность зарядки. Акватол может применяться для заряжания как сухих, так и обводненных скважин. Взрывается акватол от промежуточного детонатора.

Тротил (триантротилол, тил) — внутросоединение азотистого ряда, практически нерастворим в воде, малочувствителен к трению и удару, при нагревании сначала плавится, а затем загорается и спокойно сгорает на открытом воздухе. Тротил используют как составной компонент при изготовлении многих аммиачно-селитренных ВВ. Как самостоятельное взрывчатое вещество тротил применяют на карьерах в гранулированном виде для заряжания обводненных скважин. Взрывается гранулированный тротил от взрыва промежуточного детонатора. К основным достоинствам тротила относят водостойкость и относительно большую стоимость, к недостаткам — сравнительно высокую стоимость и образование при взрыве большого количества ядерных осколков.

Алюмотол — гранулированный сплав тротила с алюминиевой мукой. Отличается водостойкостью и повышенной мощ-

порох. Детонирует от промежуточного детонатора. Применяется во взрывах для взрывания крепких облицовочных пород.

Дымный (черный) порох — механическая смесь селитры, угля и серы. Для взрывных работ не используется порох, состоящий из 75% калиевой селитры, 15% угля и 10% серы. Выпускается в виде зерен различной от 1,5 до 8,5 мм. Допустимое содержание влаги — не более 1%. Дымный порох является весьма опасным в обращении ВВ. От удара или трения пороховая пыль может взорваться. Нельзя легко возлагать порох.

Ценным свойством дымного пороха является способность его действовать при взрыве без дробящего эффекта, раскалывая и сдвигая породу по линии шнура или скважин. При этом в породе взрыв не образует трещин. Поэтому применяют дымный порох при добыче ценного камня, который идет для облицовочных работ, изготовления памятников, художественных изделий и т. п.

Заряды приминальных ВВ взрывают с помощью средств взрывания (СВ). К основным средствам взрывания, применяемым на открытых работах, относятся: огнепроводный шнур, капсюль-детонаторы, электродетонаторы, детонирующий шнур, детонирующее реле и детонирующие заряды.

Огнепроводный шнур служит для безопасной передачи взрывного импульса капсюлям детонаторов или пороховым зарядам и представляет собой слабо спрессованную из дымного пороха сердцевинку, завернутую в защитные шлетки с гидроизолирующими прослойками (рис. 11.11). Внешний диаметр огнепроводного шнура 5—6 мм, скорость горения 1 см/с. Наружная оплетка огнепроводного шнура окрашена в черный или коричневый цвет.

Капсюль-детонатор представляет собой металлическую или стальнойную цилиндрическую гильзу 1, снаряженную зарядами черного пороха и вторичного инициирующего ВВ (рис. 11.12). В гильзу детонатора сначала запрессовывается менее чувствительное к внешним воздействиям вторичное инициирующее ВВ (три-тринитротолуол, гексоген) 2, а затем вводится первичное инициирующее ВВ (пермanganная ртуть или телурес и азид свинца) в металлической чашечке 3 с отверстием в центре. Сквозь это отверстие в первичное инициирующее ВВ 4 проникает пламя горящего огнепроводного шнура, введенного в свободную часть гильзы, и вызывает взрыв ВВ.

Капсюль-детонатор обладает высокой чувствительностью к трению, удару, искатаю и огню, поэтому при обращении с ними нужно соблюдать максимальную осторожность.

Электродетонатор представляет собой капсюль-детонатор с закрепленным в нем электровоспламенителем, который состоит из воскопламенительной головки, мостика накалывания и выходящих проводов. При пропускании электрического тока мостик накалывается и от него загорается воспламенительный состав головки, пламя которого возбуждает взрыв первичного инициирующего ВВ детонатора.

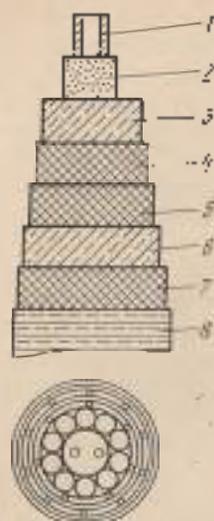


Рис 11.11. Огнепроводный кабель.

1 — электрические жилы; 2 — полиэфирная изоляция; 3 — слой свинца; 4 — слой асбеста; 5 — слой асфальта; 6 — наружная оболочка; 7 — слой асбеста; 8 — наружная оболочка (полиэтиленовая или полипропиленовая).

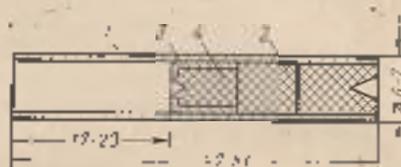


Рис 11.12. Капсюль-детонатор.

Электродетонаторы выпускают мгновенного, короткозамедленного и замедленного действия. Последние отличаются от электродетонатора мгновенного действия тем, что в них между электродвигателем и перпендикулярным зажигательным ВВ помещен столбик замедляющего состава, сгорающего в течение строго определенного времени. Это позволяет создавать определенный интервал времени между воспламенением головки электровоспламенителя и взрывом детонатора. У электродетонаторов короткозамедленного действия этот интервал времени составляет 25—250 мс, замедленного действия 0,5—10 с.

Детонирующий шнур предназначен для передачи детонации от капсюля-детонатора (электродетонатора) к заряду ВВ или от одного заряда ВВ к другому. Сердцевина детонирующего шнура изготавливают из зажигательного ВВ (тона) и покрывают время спрессованным или иным способом. Наружную оболочку детонирующего шнура покрывают изолирующим составом и окрашивают в красный или белый цвет (с двумя красными жилами), что резко отличает его от огнепроводного шнура.

Детонационные реле выключают в разрыв цепи детонирующего шнура для создания задержки между взрывами отдельных зарядов или группы зарядов ВВ. На открытых разработках применяют пиротехнические реле типа КЗДШ, замедление у которых осуществляется за счет строго определенного времени сгорания (10—50 мс) специального замедляющего состава.

Способы взрывания зарядов ВВ характеризуют двумя признаками: применяемыми средствами и последовательностью взрывания отдельных зарядов или групп зарядов во времени.

В зависимости от применяемых средств взрывания различают три способа взрывания зарядов ВВ: огневой, электрический и с помощью детонирующего шнура. При огневом способе взрывания применяют огнепроводный шнур и капсюль-детонаторы, при электрическом — электродетонаторы. При взрывании детонирующим шнуром заряд ВВ взрывается от взрыва детонирующего шнура, который, в свою очередь, взрывается с помощью капсюль-детонатора или электродетонатора.

Для взрывания скважинных зарядов на карьерах наиболее широко применяют способ взрывания детонирующим шнуром, в основном достоинства которого следующие: простота и безопасность выполнения работ по подготовке взрывной сети и linkageвание плавков, возможность взрывать с заданной последовательностью неограниченное число зарядов ВВ.

При взрывании детонирующим шнуром зарядов гранулированных или водонаполненных ВВ взрыва детонирующего шнура недостаточно, чтобы возбудить детонацию зарядов ВВ. В этом случае для возбуждения детонации применяют промежуточные детонаторы в виде небольшого заряда аммонита или специальных детонирующих зарядов в виде тротильных, тротил-тетриловых и тротил-тетрагенных шашек, взрываемых непосредственно детонирующим шнуром (рис. 11-13). Промежуточные детонаторы могут применяться при огневом и электрическом способах взрывания.

В зависимости от интервала времени между взрывом отдельных зарядов или групп зарядов ВВ различают три вида взрывания: взрывание медленное и замедленное взрывание. При мгновенном взрывании соседние заряды взрываются практически одновременно; при короткозамедленном — с интервалами от 7В до; при замедленном взрывании интервалы между взрывами составляют 0,5—10 с. На правилах безопасности замедленное взрывание на карьерах не допускается из-за опасности подвоя пламми.

На карьерах применяют главным образом короткозамедленное взрывание, осуществляемое с помощью электродетонаторов короткозамедленного действия и детонационных реле.

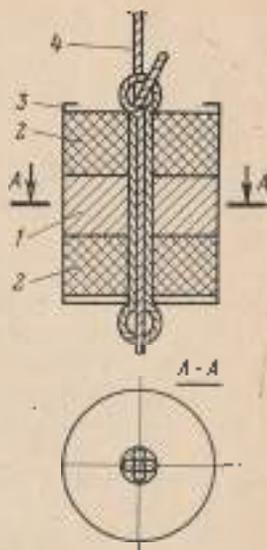


Рис. 11.13. Тротил-тетриловый шашка — детонатор с детонирующим шнуром

1 — тротил; 2 — тротил 3 — тротил-тетраген; 4 — детонирующий шнур

§ 9. Конструкции зарядов взрывчатых веществ

Зарядом называется определенное количество ВВ, подготовленное к взрыву. Различают сплошные и рассредоточенные скважинные заряды.

При сплошном заряде (рис. 11.14, а) ВВ помещают в нижнюю часть скважины, а верхнюю заполняют забойным материалом (песком, глиной, буровой мелочью и т. п.). Такие заряды воздействуют непосредственно только на нижнюю часть уступа; верхняя разрушается главным образом под действием собственного веса. Поэтому при применении сплошных зарядов наибольший выход негабаритных кусков имеет место в верхней части уступа.

Для более равномерного дробления массива заряд рассредоточивают по длине скважины на несколько частей, между которыми помещают забойный материал или оставляют воздушные промежутки. Наиболее эффективно рассредоточение зарядов в скважинах воздушными промежутками (рис. 11.14, б). Такая конструкция заряда, разработанная под руководством акад. Н. В. Медведкова, позволяет улучшить дробление горных пород и снизить удельный расход ВВ. Весичину верхнего заряда обычно принимают равной 20—40% от веса всего заряда, а длину воздушного промежутка 0,5—3 м. При этом верхний заряд располагают не ближе 3—4 м от устья скважины. Промежуточные детонаторы помещают в обе части заряда. Иногда применяют несколько взрывомерексную конструкцию заряда — воздушный промежуток устанавливают между зарядом и забойкой (рис. 11.14, в).

Воздушные промежутки создают при помощи деревянных эшеров диаметром, равным диаметру скважины, соединенных между собой деревянными стержнями, картонных пустотелых патронов или бумажных вижек, подвешенных на шпуре.

Широко распространение на карьерах получили комбинированные заряды, при применении которых нижнюю часть скважины заряжают мелкими пористыми ВВ типа тротила и алюмотола, верхнюю часть — более мощными ВВ типа гидранита, гранулитов и зерногранулитов. Применение комбинированных зарядов позволяет улучшить дробление и снизить затраты на взрывные работы.

Трудности в применении рассредоточенных и комбинированных зарядов возникает при механизации зарядки и забойки скважины.

Забойка скважины производится с целью более полного использования энергии взрыва на дробление пород. Для максимального использования взрывного

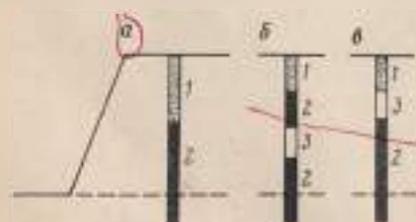


Рис. 11.14. Конструкции скважинных зарядов

1 — забойка; 2 — заряд ВВ; 3 — воздушный промежуток

Основной скважины под заряд ВВ длина забойки L_1 должна быть максимальной, но достаточной для аэротурбирования участка породного массива, опасного разлета кусков и образования скальной ударной воздушной волны.

Обычно

$$L_1 = (20 \div 30) D, \text{ м.} \quad (11.15)$$

где D — диаметр скважины, м.

Верхний предел относится к сильностратиноватым, а нижний — к монолитным труднообрушиваемым породам.

§ 9. Параметры и расположение скважин

К параметрам взрывных скважин относятся диаметр скважины, ее глубина L , перебур l , направление и угол наклона β (рис. 11.15). Параметры скважин зависят от высоты уступа, физико-механических свойств горных пород, требований к качеству взрыва.

Диаметр скважин определяется количеством ВВ, проходящего за единицу длины скважины, и, следовательно, основные параметры буровзрывных работ. На современных карьерах диаметр скважин изменяется от 100 до 300 мм и наиболее часто составляет 200—250 мм. При основном бурении диаметр скважин может достигать 400—500 мм. Увеличение диаметра скважин обычно позволяет ускорить дробление горных пород и увеличить скорость бурения. Наряду с этим усложняется процесс зарядки скважины, увеличивается расход ВВ и СВ, в большинстве случаев снижается производительность буровых станков до общего объема обуренной горной массы из-за необходимости более густо бурить скважины, и если с тем увеличиваются их общая длина на единицу обуренной горной массы и время пересылов от скважины к скважине.

При применяемой в настоящее время прямоугольной или квадратной сетке расположения зарядов в массиве при уменьшении диаметра заряда в n раз площадь массива, приходящаяся на один заряд, при сохранении прежнего удельного расхода ВВ увеличивается в n^2 раз. Следовательно, чтобы иметь при увеличенном диаметре скважин ту же основную производительность по обуренной горной массе, как при большем диаметре, необходимо скорость бурения увеличить в n^2 раз. Современные станки не обеспечивают этого условия, и поэтому при уменьшении диаметра зарядов едини-

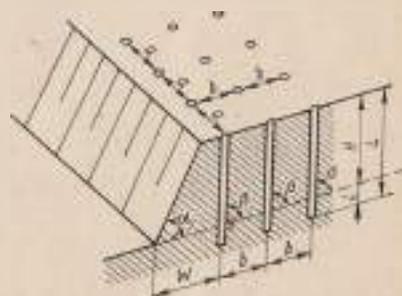


Рис. 11.15. Параметры скважин и их расположение в уступе

ши горного массива при уменьшении диаметра скважины увеличивается. Этим объясняется тенденция ряда крупных карьеров увеличивать диаметр скважины, хотя качество дробления при этом обычно ухудшается. Рациональный диаметр скважин выбирают на основе технико-экономических расчетов с учетом свойств и структурных особенностей взрываемых пород. Малые диаметры скважин обычно рационально применять в крепких труднопрорываемых породах, разбитых трещинами на отдельные крупные тлыбы.

Перебур скважины производят для усиления действия взрыва в нижней части уступа. Он обеспечивает разрушение пород на уровне подошвы уступа, что создает нормальные условия для работы экскаваторов.

Перебур скважин увеличивает объем бурения и частично разрушает нижележащий уступ, что ухудшает условия его обрушения. Поэтому величину перебура принимают минимально возможной. В легковзрываемых породах перебур не делают. В случае, когда в подошве уступа залегают мягкие породы, скважины недобуривают на 1—2 м.

Длину перебура в каждом конкретном случае устанавливают опытным путем с учетом физико-механических свойств горных пород, условий их залегания, высоты уступа, диаметра скважин, сопоставляя по подошве, способом взрывания и свойства дробящихся ВВ. Обычно длину перебура принимают от 0,5 до 3 м. С увеличением крепости пород, высоты уступа и сопоставления по подошве длину перебура увеличивают, при увеличении диаметра скважин и мощности ВВ — уменьшают. Ориентировочно длину перебура можно определить в зависимости от диаметра скважин D по выражению

$$l = (10 + 15) D, \text{ м.} \quad (11.16)$$

Наиболее широко применяют на карьерах вертикальные скважины. Наклонные и горизонтальные скважины начали применять только в последние годы, когда появились новые, более совершенные буровые станки.

Наклонные скважины обычно бурят параллельно откосу уступа под углом 60—75° к горизонту. Основными преимуществами их по сравнению с вертикальными скважинами являются более равномерное распределение зарядов ВВ в массиве уступа, лучшее дробление горных пород, меньший объем бурения и расход ВВ.

Применение наклонных скважин обеспечивает также лучшие условия для селективной выемки полезных ископаемых, меньшее разрушение тыльной части уступа и возможность создавать их устойчивые откосы под необходимым углом.

Горизонтальные скважины не нашли пока распространения на карьерах и применяются в частных случаях.

Взрывание пород каждого уступа производят отдельными блоками, размеры которых устанавливают в соответствии с масш-

область и технологий горных работ, размерами рабочих площадей и условиями безопасности.

Расположение скважин на взрываеваемой блоке может быть однорядным и многорядным. В последние годы в связи с широким распространением короткозамедленного взрывания наиболее часто применяют многорядное расположение скважин. Параметрами сетки расположения скважин являются величина сопротивления по подошве W , расстояние между скважинами в ряду a , расстояние между рядами скважин b , число взрывааемых рядов скважин n (см. рис. II.15).

Величина сопротивления по подошве (СПП) зависит от многих факторов, к основным из которых относятся физико-механические свойства горных пород, диаметр скважин, высота и угол уклона уступа, свойства применяемых ВВ.

При проектировании параметров буровзрывных работ величину СПП наиболее часто рассчитывают по формулам, составленным на основе равенства зарядов ВВ при условии максимально возможного использования выбуриваемого объема скважины для размещения заряда ВВ и при условии соблюдения необходимого удельного расхода ВВ.

Величина заряда по условию максимально возможного использования выбуриваемого объема скважины

$$Q_1 = 10 \frac{\pi D^2}{4} \Delta (H + l - l_1) = 7,85 D^2 \Delta (H + l - l_1), \text{ кг.} \quad (\text{II.17})$$

где D — диаметр скважины, см; Δ — плотность заряда ВВ, равная 0,8—0,9 кг/дм³ для порошкообразных ВВ, 0,9—1,0 кг/дм³ для гранулированных ВВ и 1,3—1,4 кг/дм³ для водонатриевых ВВ; W — высота уступа, м.

Величина заряда по условию соблюдения необходимого удельного расхода ВВ

$$Q_2 = qH W a = qH W^2 m, \text{ кг.} \quad (\text{II.18})$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³ (определяется на основе опытных барьеров, ориентировочно можно принимать по данным табл. II.8); $m = \frac{a}{W}$ — коэффициент сближения зарядов ($m = 0,8$ —1,2, меньшее значение принимают для трудно взрывааемых пород, большее — для легко взрывааемых).

Изравнивая правые части выражений (II.17) и (II.18), получим

$$7,85 D^2 \Delta (H + l - l_1) = qH W^2 m, \quad (\text{II.19})$$

$$W = D \sqrt{\frac{7,85 \Delta (H + l - l_1)}{qHm}}, \text{ м.} \quad (\text{II.20})$$

Удельный расход аммонита № 6ЖВ при взрывании различных пород*

Породы	Эффективный заряд	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Мел	0,8—1	0,25—0,3
Гипс	1—1,5	0,3—0,45
Известняк-ракушник	1,5—2	0,35—0,6
Мергель	1—1,5	0,3—0,4
Туфы трещиноватые, плоская пещера	1,5—2	0,35—0,5
Кристаллический известняк на известняковой и глинистой цементе	2,3—3	0,35—0,45
Песчаник на глинистом цементе, сланец глинистый, сланцеватый, сернистый мергель	3—6	0,4—0,6
Доломит, известняк, известняк, известняк на известняковом цементе	5—6	0,4—0,6
Известняк, песчаник, мрамор	6—8	0,45—0,7
Гранит, гранодиорит	6—12	0,5—0,7
Базальт, диабаз, андезит, габбро	6—8	0,6—0,75
Кварцит	12—14	0,5—0,6
Порфирит	16—20	0,7—0,75

* При применении других ВВ приведенный в таблице удельный расход ВВ учитывают на генеральной коэффициент k . Для аммонита № 6, перитрилата РЭО, тринитротолуола $k=1,0$; для троксила С-Е, гранулата М, аллюрита $k=1,15$; для аллюрита МН $k=0,9$; для гранулата АС-В $k=0,8$; для аллюрита $k=0,75$.

Рассчитанная по выражению (11.20) величина СПП должна быть проверена по возможности безопасного обурывания уступа:

$$W \geq H \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м} \quad (11.21)$$

где α — угол отвеса уступа; C — минимально допустимое расстояние от верхней бровки уступа до оси скважин, принимаемое не менее 3 м.

Если это условие не соблюдается, то принимает значение СПП, рассчитанное по формуле (11.21), и, приравняв ее к формуле (11.20), определяют коэффициент обложения зарядов в ряду скважин, при котором сохраняется необходимый удельный расход ВВ, или диаметр скважин, который обеспечивает нормальную разработку подошвы уступа при принятой СПП:

$$m_1 = \frac{7,85 D^2 \alpha (H + l - l_1)}{q H (H \operatorname{ctg} \alpha + C)^2}; \quad (11.22)$$

$$D_1 = \frac{H \operatorname{ctg} \alpha + C}{\sqrt{\frac{7,85 \lambda (H + l - l_1)}{q H m}}}, \text{ м} \quad (11.23)$$

Рассчитанная по выражению (11.20) величина W является основной дальнейших расчетов сетки скважин. Расстояние между скважинами в ряду

$$u = nW, \text{ м} \quad (11.24)$$

Расстояние между рядами скважин обычно принимают равным $(0,75 \div 1) W$.

Число взрываемых рядов скважин и определяется элементами применяемой системы разработки: шириной рабочей площадки, величиной грабуемого запаса взорванной горной массы, а также технологией и организацией работ. На крупных карьерах наиболее часто $n = 3 \div 6$.

Расчетные значения параметров сетки скважин уточняют фактным путем в процессе производства буровзрывных работ на карьерах.

§ 10. Многорядное короткозамедленное взрывание

При многорядном короткозамедленном взрывании на взрывном блоке пробуривают несколько рядов скважин и взрывают их в определенной последовательности с интервалами 10—75 мс. Этот способ взрывания в последние годы широко применяют в практике, а на крупных карьерах он является основным.

До внедрения короткозамедленного взрывания многорядное расположение скважин было дескрибичным и его обычно применяли только при проходке траншей с селективной выемкой.

При многорядном взрывании нескольких рядов скважин каждый заряд работает в сторону своей линии наименьшего сопротивления: заряды скважин первого ряда — в сторону откоса уступа, а заряды в последующих рядах — в сторону верхней облаженной поверхности. Это приводит к ухудшению дробления, замедлению движения уступа и сильной нарушенности массива за линией последнего ряда скважин. Образовавшиеся в массиве трещины препятствуют распространению волн напряжений при производстве взрыва, и разрушение массива происходит в основном по этим трещинам, что значительно ухудшает его дробление. Увеличение удельного расхода ВВ не позволяет значительно улучшить дробление пород, но приводит к повышенному разлету кусков, увеличению ширины развала и обратному выбросу пород на заданную площадку уступа, сильному сейсмическому действию взрыва.

При короткозамедленном взрывании все заряды работают в сторону боковой облаженной поверхности. При этом каждый последующий заряд происходит в момент, когда массив, взорванный предыдущим зарядом, уже частично разрушен, но еще находится в напряженном состоянии и при соударении горных масс значительно дробится.

Интервал замедления при короткозамедленном взрывании определяют с учетом свойств и структуры горных пород. При увеличении прочности пород замедление уменьшают.

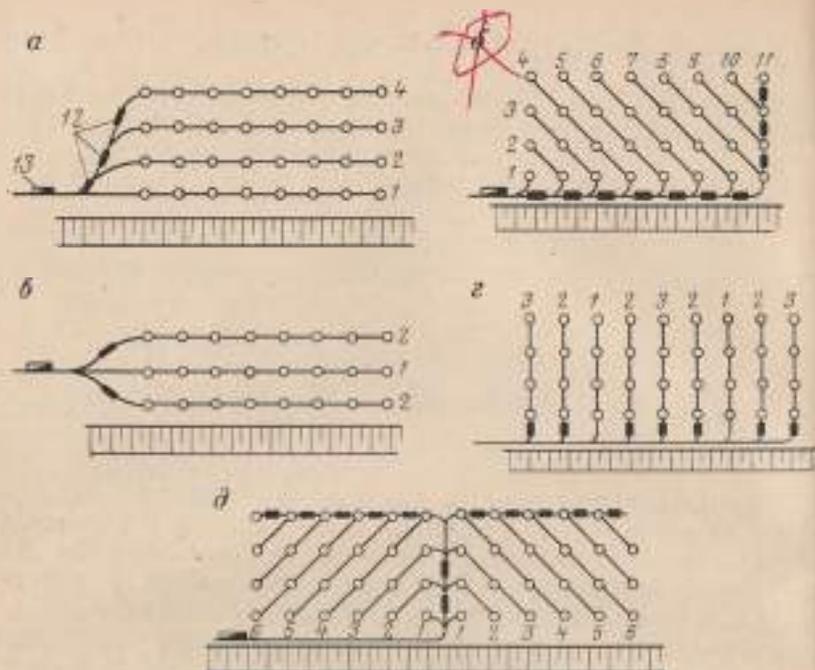


Рис. 116. Основные схемы многорядного короткозамедленного взрывания: а — порядная; б — диагональная; в — с продольным рядом; г — с поперечным рядом; д — с трехрядными рядами; (1-11) — очередность формирования серии зарядов; 12 — КЗ; III — КЗ для ЭД.

Ориентировочно величину интервала замедления можно определить по формуле

$$t = kW^2, \text{ мс}, \quad (11.25)$$

где k — коэффициент, учитывающий свойства горных пород (обычно $k=3-5$).

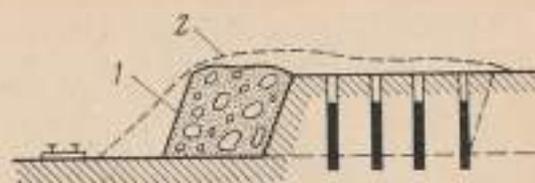
С увеличением интервала замедления уменьшается ширина развала, но ухудшается дробление горных пород. Наиболее часто интервал замедления составляет 25–50 мс.

Многорядное короткозамедленное взрывание может осуществляться по различным схемам. Основные из них — порядная, диагональная и рядовые (рис. 116). Порядная схема наиболее проста и используется повсеместно широко распространена. Однако диагональная и рядовые схемы по сравнению с порядной более совершенны, так как обеспечивают меньшую ширину развала и лучшее дробление горной массы.

Применение многорядного короткозамедленного взрывания на зрябах позволило значительно улучшить качество дробления горных пород взрывом, расширить сетку расположения скважин, снизить сейсмическое действие взрыва, резко уменьшить количество массовых взрывов и связанные с ними простои горноотра-

Рис. П.17. Схема взрывания на необработанную горную массу:

1 — колорная стена из ранее взорванной горной массы; 2 — контуры развала после взрыва



вертного оборудования, управлять фичкой развала и уменьшить его ширину, сконцентрировать буровое оборудование на отдельных участках.

Успешное применение на карьерах многорядного короткозамедленного взрывания создавало предпосылки для разработки и энергичной разработки на необработанную горную массу у многоуступного взрывания.

При взрывании на необработанную горную массу каждый очередной заряд производят три залучия подпорной стены шириной 10—30 м из ранее взорванной горной массы (рис. П.17). Благодаря этому уменьшается боковое смещение взрываеваемого массива и взрывная энергия более полно используется для дробления пород. Наряду с улучшением дробления пород при этом способе взрывания создаются благоприятные условия для управления формой и шириной развала горной массы, обеспечиваются определенная независимость процесса бурения и взрывания от лотузки и транспортирования, нет необходимости в уборке железнодорожных путей перед взрывом. Поэтому наиболее часто взрывание на необработанную горную массу применяют при железнодорожном транспорте.

При многоуступном взрывании бурение и взрывание скважин производят на два-три уступа, а выемку взорванной горной массы — по уступам (рис. П.18). При этом верхние уступы взрываемого слоя обрабатывают, располагая экскаваторы и транспортные средства на взорванной горной массе.

К основным достоинствам многоуступного взрывания относятся: увеличение дробления сильностратифицированных пород в результате удаленности дренина воздействия взрыва на массив, концентрация бурового оборудования и уменьшение числа переездов станков на скважины к скважинам, уменьшение удельной длины переезда, сокращение расхода обсадных труб и средств взрывания, уменьшение объема погружаемых работ на контакте разрыхляемого пород в массивах, сокращение ширины рабочих площадок на разрыхляемых горизонтах в связи с отсутствием на них бурового оборудования. Однако область применения этого способа взрыва-

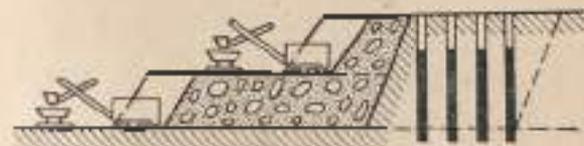


Рис. П.18. Схема взрывания на два уступа

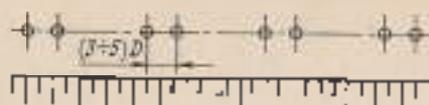


Рис. 11.19. Расположение
парноблизженных сква-
жин на уступе

нии пока ограничена трещиноватыми породами средней и даже средней крепости. При таком взрывании крепких миколитных пород нижний уступ разрушается недостаточно.

При взрывании на наубрачную горную массу в многоступенчатом взрывании резко снижается коэффициент разрыхления взрывающих пород (до 1,05—1,2), что снижает производительность экскаваторов.

§ 11. Взрывание в сложных условиях

Взрывание парноблизженными скважинными зарядами ВВ применяют обычно при длинных откосах высоких уступов и недостаточном диаметре вертикальных скважин, когда рассчитанная по условию безопасного бурения уступа величина СПП значительно больше рассчитанной по условию достижения необходимого дробления пород. Расстояние между парноблизженными скважинами составляет $(3+5)D$, и они практически составляют одну скважину увеличенного диаметра (рис. 11.19). Такой способ взрывания наиболее эффективен при применении двухшланцевых буровых станков.

С увеличением глубины карьеров все большее значение приобретает устойчивость их бортов, которая в значительной мере зависит от свойств пород и способа их взрывания. При взрыве вертикальных скважин диаметром 200—300 мм трещины распространяются вглубь массива на 20—30 м и более. Разрушенные взрывом уступы со временем инветрируются, оседают и обрушаются, что значительно повышает опасность горных работ и требует больших дополнительных затрат на восстановление проектных откосов уступов и берм.

Для повышения устойчивости бортов карьеров применяют контурное взрывание, при котором отрыв пород происходит по линии зарядов с минимальными разрушениями вглубь массива. Наиболее часто на карьерах применяют заоткоску уступов или предварительное целенбазование.

Заоткоску скальных уступов производят близженными наклонными скважинами, пробуренными по конечному контуру карьера под углом, соответствующим проектному углу откоса уступа. Расстояние между скважинами принимают 2—3 м, диаметр заряда в них 48—110 мм, длину забойки 1,5—3 м. Обычно в скважины помещают гирями из патронов аммонита № 0ЖВ диаметром 48—90 мм, соединенных дегонцирующим шнуром. Плотность зарядов при этом составляет 1,5—5,2 кг/м, СПП может достигать 6—12 м.

Рис. 11.20. Двухрядно-поперечная схема взрывания



После взрыва откос уступа имеет сравнительно ровную поверхность, на которой видны следы контурных скважин. Однако в связи с тем, что взрывание контурных скважин производится в нарушенном предыдущими массовыми взрывами массиве, на верхней площадке уступа часто образуется система трещин, что снижает его устойчивость.

Наиболее лучшие результаты достигаются при предварительной созданию на конечном контуре карьера закрепляющих деловых вурб путем взрыва ряда близких наклонных скважин, пробуренных на расстоянии 30—50 м от верхней бровки откоса уступа в практически ненарушенном массивном взрываемом массиве. При взрыве контурных скважин между ними образуется щель из разрушенной породы шириной в несколько десятков миллиметров, которая экранирует волны напряжений при производстве последующих массовых взрывов и препятствует их распространению в законтурированный массив. Параметры контурных скважин в диаметре записки в них принимают таковыми, как для заложке уступа, за исключением длины перебуря, которую увеличивают на 2—3 м, и диаметра зарядов, который уменьшают до 32—60 мм.

После взрыва контурных скважин для совместно с ними, но с шагом в 75—100 м, взрывают стбойные скважины в приконтурной зоне. При этом, как показал опыт карьера ЦГОКа, наиболее эффективно при обработке приконтурной зоны применять наклонные скважины в диагонально-поперечную схему взрывания с направлением дегазации в сторону выработанного пространства (рис. 11.20).

Несмотря на то, что контурное взрывание требует дополнительных затрат, применение его экономически эффективно ввиду уменьшения объемов вскрышных работ и вспомогательных процессов в последующий период разработки карьера.

Взрывание разнородных уступов, представляемых разными видами горных пород, может быть валовым и раздельным.

Валовое взрывание является наиболее простым. Однако оно обуславливает значительные потери и разубоживание полезного ископаемого. Поэтому при разработке особо ценных полезных не-

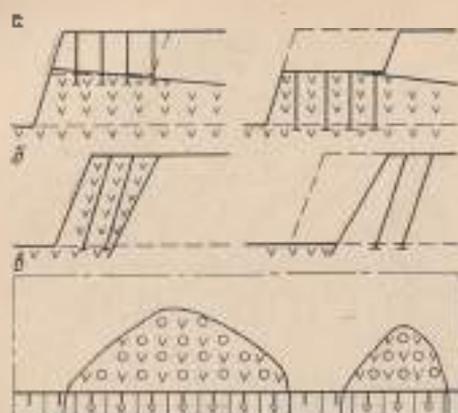


Рис. 11.21. Способы раздельного взрыва различных пород

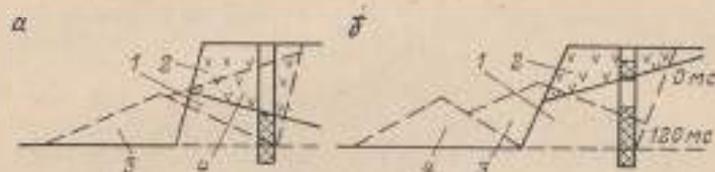


Рис. 11.22. Способы взрыворазделения пород:
 а — «выброской» рудной части массива с обрушением породной;
 б — «обратной» породной части путем взрывораздельного взрыва при
 радиально-циркулярных зарядах. 1 и 2 — руда и оброста в массиве; 3 и 4 —
 руда и порода в развале

копелевых прихвляют раздельное взрывание, которое осуществляется путем разновременного взрывания горизонтальных или наклонных слоев разных типов пород (рис. 11.21, а, б), выборочного взрывания отдельных участков (рис. 11.21, в), взрыворазделения пород (рис. 11.22).

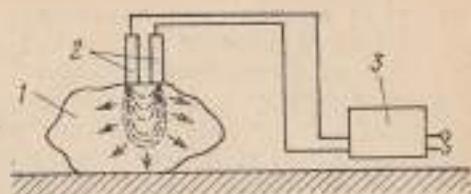
Взрыворазделение по сравнению с послойным взрыванием позволяет снизить затраты на буровзрывные работы, но при этом часто возникают потери и разубоживание полезного ископаемого.

§ 12. Дробление негабарита

Выход негабаритных кусков на современных крупных карьерах обычно не превышает 2—3% общего объема взрываемой горной массы. Дробят их главным образом парильным, а также механическими и электрофизическими способами.

При взрывном способе дробления применяют какstadные или шаровые заряды. В первом случае заряды БВ размещают слоем толщиной 3—5 см на поверхности негабаритного куска и сверху прикрывают слоем инертного материала (глиной, песком и т. п.) толщиной не менее толщины заряда. Во втором случае БВ разме-

Рис. 11.21 Схема эксметрического разрушения.



шлот и шпурах, глубина которых обычно не превышает половины толщины негабаритного куска.

При дроблении негабаритных кусков накладными зарядами не требуется бурные работы, но при этом значительно увеличивается расход ВВ. Поэтому применяют его в хрупких легкодробимых породах при небольшом объеме негабаритных кусков (до 1 м³). При разработке крепких горных пород, характерных для рудных месторождений, более экономичным является шпуровой способ дробления негабарита.

Радиус разлета кусков породы при дроблении накладными зарядами составляет не менее 300 м, а при шпуровых зарядах сокращается до 200 м. Расход ВВ на 1 м³ негабарита при накладных зарядах в зависимости от его размеров и физико-механических свойств пород изменяется от 1 до 3 кг, при шпуровом способе — от 0,1 до 0,3 кг/м³.

Применение специальных кумулятивных накладных зарядов позволяет значительно уменьшить разлет кусков породы и силу ударной воздушной волны, сократить расход ВВ. В настоящее время выпускаются кумулятивные заряды типа ЗКП массой 0,1—4 кг.

Уменьшение опасности работ и снижение расхода ВВ достигнуто при применении гидроударного способа дробления негабарита, при котором взрывают небольшие заряды ВВ в шпурах, заполненных водой. Вследствие малых потерь энергии в воде ударная волна сохраняет высокую энергию на сравнительно больших расстояниях от заряда ВВ и разрушает негабарит на несколько частей. При этом расход ВВ сокращается в 8—12 раз по сравнению с обычными шпуровыми зарядами, а радиус разлета кусков до уменьшается 30—35 м.

Среди механических способов наиболее распространено разрушение негабарита надвешным грузом. В качестве подвижного механизма при этом используют краны или экскаваторы, грузом служат стальные болванки массой 0,3—5 т. Производительность таких установок в значительной степени зависит от свойств пород, формы и размеров негабаритных кусков и в породах средней крепости может достигать 150—250 м³ в смену. На некоторых объектах применяют пневматические и гидравлические бутобои.

Применение механических способов разрушения негабаритов позволяет повысить безопасность и экологичность работ. Нело-

сгладом их является громоздкость оборудования и возможность применения только в декрешних горных породах.

Электрофизические способы дробления негабарита в основном основаны на создании разрушающих напряжений в куске горной породы при нагреве отдельных участков его с помощью электрического тока. Наиболее распространены электротермические способы разрушения породы токами высокой и промежуточной частоты, сущность которых заключается в следующем. К куску горной породы 1 через два точечных контакта 2 подводится напряжение от генератора 3 (рис. П.23). Порода в зоне контакта нагревается, сопротивление ее снижается и образуется канал теплового фронта. В породе, окружающей канал, возникают механические напряжения, приводящие к ее разрушению. Производительность таких установок составляет 10—15 м³/ч, расход энергии 2—5 кВт·ч/м³. Наиболее эффективно их применять для разрушения крепких горных пород со сравнительно невысоким электрическим сопротивлением.

§ 13. Механизация заряжания и забойки скважин

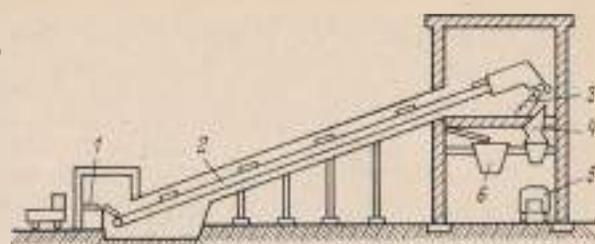
Заряжание скважин взрывчатыми веществами на карьерах долгое время производилось вручную. С внедрением гранулированных ВВ появились возможности механизировать этот процесс, созданы и успешно применяются различные машины для заряжания скважин.

Машина МЭС-1 смонтирована на базе автомобиля МАЗ-501 и предназначена для заряжания сухих скважин индустрием. Гранулированная аммиачная селитра шнеком-дозатором подается из четырехстоечного бункера в смесительное устройство, где с помощью форсунок опрыскивается соляровым маслом, а затем поступает в скважину. Машина может заряжать скважины диаметром 100 мм и более, глубиной до 25 м и с углом наклона их до 30° к вертикали. Производительность ее с учетом маневров на уступе и загрузки на складе составляет 3 т/ч. Обслуживают машину шофер и взрывник-оператор.

Машина СУЗМ-5 смонтирована на базе автомобиля КРАЗ-222 и предназначена для заряжания сухих и обводненных скважин различными гранулированными ВВ заводского изготовления, а также для приготовления ВВ в процессе заряжания скважин (индустрием, взрывпорожком с требуемым соотношением селитры и тротила, водонаполненным ВВ). Бункер машины емкостью 7 м³ с пневмомоноковой подачей ВВ разделен на два отсека, что позволяет одновременно транспортировать два различных ВВ или их составные компоненты. Производительность машины достигает 10 т/ч.

На базе рассмотренных зарядных машин созданы и введены в тресте Кривбассвзрывпром более совершенные машины АЗМ и СУЗМ-5АМ с автоматическим управлением работой дозаторов расхода ВВ, которые отличаются высокой производительностью, удобством в обслуживании, точным учетом расходного ВВ, пол-

Рис. 11.24 Стационарный
механизированный пункт
зарядки ПВ



ним использованием грузоподъемности автомобиля, отсутствием пыли и шума при работе.

Большое значение для эффективности механизации зарядки скважин имеет способ загрузки зарядных машин на расходных складах ВВ.

На складах треста Кривбассвзрывком созданы механикрово-ванные пункты извлечения ВВ из тары и его загрузки в зарядные машины (рис. 11.24). Аккумуляторные погрузчики опускают мешки с ВВ на площадку 1 у нижней части наклонного ленточного конвейера 2. Отсюда мешки поступают на ленту, поднимаются на верхнюю площадку и при спуске с конвейера захватываются приподнятыми роликами с дисковыми ножами, которые разрезают тару и одновременно измельчают ВВ. Через виброрешетку 3 измельченное ВВ присыпается в приемный бункер 4, из которого производится загрузка зарядных машин 5, а бумажная упаковка направляется в отсек для тары 6.

Аналогично устроены пункты с двумя приемными бункерами, в один из которых подается тротил, в другой — зерногранулят или аммиачная селитра.

Механизированная забойка зарядных скважин осуществляется забойными машинами СУЗН-1, СУЗН-1В и ЗС-1В, которые транспортируют и с помощью шлека поднимают в скважину забойный материал: песок, отходы обогащенных фабрик, раздробленные вскрышные породы. Загрузка его в бункер забойной машины производится экскаваторами или тракторными погрузчиками. Для загрузки забойного материала на машинах СУЗН-1В и ЗС-1В установлены краны с грейферами. Время заполнения забойкой одной скважины составляет 30—40 с, среднее время забойки одной скважины 6—7 мин, производительность забойной машины достигает 200—250 скважин в смену.

Комплексная механизация зарядки и забойки скважин позволяет в 2—3 раза увеличить производительность труда, повысить качество и снизить стоимость взрывных работ.

§ 14. Организация буровзрывных работ

Подготовка и организация каждого массового взрыва начинается с составления технического проекта. С общего плана горных работ на карьере делается выкопировка блока, намеченного к взрыву, на которую нанесут верхнюю и нижнюю бровки откоса

уступа, их высотные отметки, категории пород по буримости и взрываемости. Геолого-маркшейдерская служба карьера составляет разрезы и планы с указанием горно-геологических особенностей блока. На основе полученных данных руководитель бурозарывных работ выбирает тип ВВ и конструкцию заряда, рассчитывает и наносит на план точки расположения скважины с указанием их глубины, конструкции и величины заряда в каждой скважине, устанавливает схему и порядок взрывания, рассчитывает границы опасных зон. Проект утверждается главным инженером карьера.

На основании этого проекта руководитель бурозарывных работ совместно с маркшейдером переносит точки заложения скважин в катуру, отмечая их на уступе колышками. На каждом колышке указываются номер скважины и ее проектная глубина.

По окончании бурения скважин замеряют фактические расстояния между ними, фактическую сопротивленку по подошве уступа и глубину скважины. Если фактические данные отличаются от проектных, пересчитывают величину зарядов в скважинах.

Технический проект массового взрыва является первоначальным документом, на основе которого буривают блок и рассчитывают основные параметры взрыва. Главным документом, дающим право на производство массового взрыва, является диспозиция, которая включает: 1) план фактического расположения скважины на уступе и геологические разрезы с указанием номера скважины, высотных отметок и категорий пород по буримости и взрываемости, а также схему взрывной сети и расстановки замедлителей; 2) геологическую и гидрогеологическую характеристику взрываемого блока; 3) таблицу, в которой указаны параметры и показатели взрыва; 4) перечень мероприятий по обеспечению безопасных условий производства взрыва с указанием ответственных лиц, границ опасных зон и местов оповещения, проект взрыва, способ и порядка подачи оповещающих сигналов, мероприятия по обнаружению и ликвидации откатов.

Диспозиция массового взрыва утверждается главным инженером предприятия.

К производству взрывных работ и обращению с взрывчатыми материалами допускаются только специально обученные лица, которые знают основы взрывного дела и строго выполняют требования «Единых правил безопасности при взрывных работах».

Глава III

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. Общие сведения

Выемочно-погрузочные работы заключаются в отделении горной породы от массива или развала предварительно разрыхленных пород и ее погрузке в транспортные средства или разгрузке в отвал.

Основными выемочно-погрузочными машинами на карьерах являются одноковшовые и многоковшовые экскаваторы, а также ковшевые скреперы, бульдозеры и одноковшовые погрузчики. В отдельных случаях применяют шнеко-бульдозер и отбойно-погрузочные машины.

Поверхность горных пород в массиве или развале, являющаяся объектом выемки, называется забоем. В зависимости от типа выемочно-погрузочной машины забоем могут служить торцы уступа, его откос или верхняя площадка. По положению забоя относительно горизонта установки машины различают выемку верхним, нижним и смешанным (верхним и нижним) горизонтом. Аналогично различают и способы погрузки: нижнюю, верхнюю и смешанную. При нижней погрузке транспортные средства расположены на одном горизонте с выемочно-погрузочной машиной, при верхней — выше него или в случае применения драглайнов и цепных многочерпаковых экскаваторов — на одном горизонте. Смешанная погрузка включает нижнюю и верхнюю погрузку на арочекруглый транспортный горизонт.

В практике открытых разработок применяют два типа выемки: сплошную (сплошную) и раздельную (селективную). При сплошной выемке, которая наиболее распространена на карьерах, все разновидности горных пород в забое грузят совместно. При раздельной выемке породы из забоя отгружают попеременно в зависимости от их разновидности.

§ 2. Типы одноковшовых экскаваторов

Одноковшовые экскаваторы наиболее распространены на открытых разработках, что объясняется их универсальностью и возможностью применения в различных климатических и горнотехнологических условиях.

Процесс работы одноковшового экскаватора заключается в заполнении ковша горной породой, перемещении ковша на место разгрузки, разгрузке ковша и перемещении его обратно в забой. Все эти операции выполняют последовательно или некоторые из них совмещают во времени. Весь комплекс операций от одной загрузки до другой составляет цикл работы экскаватора, а время их выполнения называют длительностью цикла.

Одноковшовые экскаваторы различают по конструкции рабочего оборудования, роду силовых установок, типу ходовой части, назначению и конструктивным особенностям.

По конструкции рабочего оборудования одноковшовые экскаваторы делят на следующие типы: прямая механическая лопата, обратная механическая лопата, струг, драглайн и грейфер (рис. III.1).

Прямые механические лопаты (рис. III.1, а) выпускают с ковшевой емкостью от 0,15 до 35 м³ и более. Их уста-

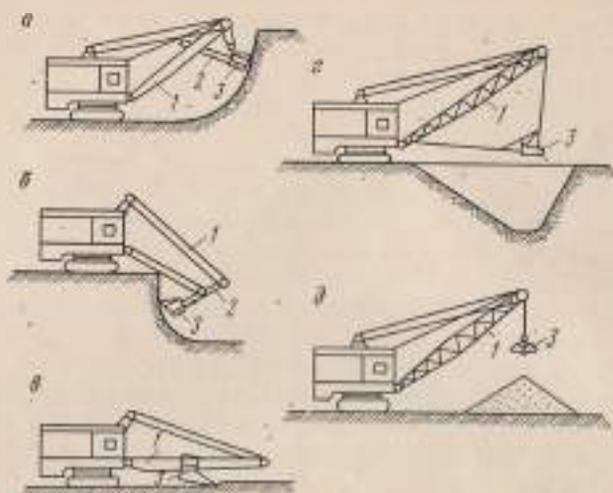


Рис. 3.1. Типы одноковшовых экскаваторов

навливают на подопиye уступа и разрабатывают породы выше горизонта установки экскаватора.

Рабочее оборудование прямой механической лопаты состоит из стрелы 1, шарнирно соединенной с поворотной платформой, рукоятки 2, ковша 3, жестко закрепленного на рукоятке, и опорного механизма.

При черпании породы ковш опускают на подошву уступа и затем с помощью опорного механизма и подъемного каната прижимают к забою и поджимают вверх, постепенно наполняя породой. После наполнения ковша его отводят от забоя и платформу экскаватора вместе с рабочим оборудованием поворачивают к месту разгрузки, где открывают днище ковша и высыпают породу. После этого платформу экскаватора с рабочим оборудованием снова поворачивают к забою, опускают ковш, и рабочий цикл экскаватора повторяется.

Прямую механическую лопату наиболее широко применяют на карьерах. Ее можно использовать и в породах любой крепости, при этом она обеспечивает наименьшую продолжительность рабочего цикла. Обычно прямую лопату применяют при погрузке породы в транспортные средства, расположенные на горизонте установки лопаты или на верхней площадке уступа, а также при разгрузке породы во внутренние отвалы в выработанном пространстве карьера.

Обратные механические лопаты (рис. 3.1, б) выпускают с ковшем емкостью от 0,15 до 2 м³. Они предназначены для нижнего черпания. Рабочее оборудование их состоит из ковша 3, неподвижно укрепленного на конце рукоятки 2, которая шарнирно соединена со стрелой 1.

Обратной механической лопатой породы разрабатывают следующим образом. ковш опускают на дно забоя и при поднятии опускают экскаватору вынимают породой; после заполнения ковша поднимают стрелу в положение для разгрузки и поворачивают платформу экскаватора вместе с рабочим оборудованием к месту разгрузки. Разгрузка ковша в транспортные сосуды производится обычно открыванием его днища, а в отвале — опрокидыванием ковша за счет его подъема и опускания стрелы.

Обратные механические лопаты применяют обычно для вспомогательных работ: зачистки кровли и подошвы пласта, проходки вычал и траншей для отвода воды, рытья котлованов и т. п. В отдельных случаях, когда выемку более удобно производить нижним черпанком (например, при сильной обводненности пород), они могут быть использованы на вскрышных и добычных работах. Для погрузки скальных пород обратные лопаты не применяют.

Рабочие размеры обратной механической лопаты меньше, а продолжительность рабочего цикла больше, чем у прямой лопаты.

Струги (рис. III.1, а) выпускают с ковшом емкостью от 0,5 до 6 м³. Они предназначены для разработки пород на горизонте их установки. Рабочее оборудование стругов состоит из стрелы 1, шарнирно соединенной с тавровой платформой, и ковша 2, который может перемещаться по стреле (вперед для наполнения породой — под действием тягового каната, назад — под действием силы тяжести при подъеме стрелы). Разгружают ковш при поднятой стреле, открывая его днище.

На открытых разработках струги имеют различное применение. Их используют в забоях высотой до 0,5 м при раздельной выемке машинных горизонтальных и дологих пластов, когда применение механических лопат затруднительно.

Дратлайны (рис. III.1, б) выпускают с ковшом емкостью от 0,15 до 100 м³. В отличие от механических лопат и стругов, они имеют гибкую связь ковша со стрелой при помощи двух канатов — подъемного и тягового.

Подъемка ковша за канатах позволяет драглайну разрабатывать породы ниже и выше горизонта его установки. Однако при работе драглайна с верхним черпанком производительность его снижается. Поэтому в большинстве случаев драглайн устанавливают на кровле уступа и работает он с нижним черпанком. Заходку отработывают следующим образом: ковш опускают на забой и при поднятии его тяговым канатом в экскаваторе вынимают породой, после чего ковш при помощи подъемного каната поднимается вверх в горизонтальном положении, в котором он поддерживается тяговым канатом, и верхнюю платформу экскаватора с рабочим оборудованием поворачивают к месту разгрузки. При разгрузке тяговой канат опускают и ковш опрокидывается.

Но распространению на открытых разработках драглайны занимают второе место после прямых механических лопат. Гибкая связь ковша со стрелой позволяет драглайну одинаковой мощно-

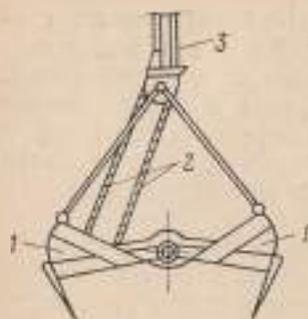


Рис. III.2. Кош грейферного экскаватора

сти с механической лопатой иметь большую длину стрелы, что значительно увеличивает дальность перемещения породы. Драглайны обычно разрабатывают жесткие породы. Однако мощные драглайны можно применять и при разработке скальных пород, хорошо реагирующих взрывом.

Наиболее широкое применение драглайны получили на угольных и марганцевых карьерах при разработке пустых пород в выработанные пространство карьера.

Грейферные экскаваторы (рис. III.1, б) имеют рабочее оборудование, состоящее из стрелы 1 и специального коша грейфера емкостью от 0,25 до 3 м³, свободно подвешенного на стреле. Принцип работы грейфера заключается в следующем: раскрытый кош (рис. III.2) падает на забой и врезается в породу своими челюстями 1, которые при натяжении подъемного каната 2 смыкаются. Затем на подъемном канате загруженный кош поднимают вверх и вместе со стрелой поворачивают к месту разгрузки. Под натяжением поддерживающего 3 и одновременно ослабления подъемного канатов челюсти раскрываются и кош разгружается.

Грейферные экскаваторы обычно применяют для погрузочных работ на складах, рытье котлованов с отвесными стенами, а также для выемки горных пород из-под воды.

По роду силовых установок одноковшовые экскаваторы бывают электрические, дизельные и дизель-электрические. Наиболее распространены электрические экскаваторы. В малых моделях экскаваторов, а также в экскаваторах, предназначенных для работы в отвесах, используют дизельный или дизель-электрический привод.

По конструкции ходовой части экскаваторы подразделяют на пневмоколесные, гусеничные и шагающие. Преимущественное распространение на карьерах имеют экскаваторы на гусеничном ходу, обеспечивающем хорошую проходимость. Пневмоколесный ход применяют для малых моделей экскаваторов, шагающий — для мощных драглайнов, что позволяет им работать в отвесах и мягких породах.

§ 3. Технологические параметры одноковшовых экскаваторов

В зависимости от назначения и конструктивных особенностей одноковшовые экскаваторы делят на четыре типа: строительные, карьерные, вскрышные и шагающие драглайны.

Строительные экскаваторы выпускают с кошами емкостью от 0,15 до 2 м³, на гусеничном или пневмоколесном хо-

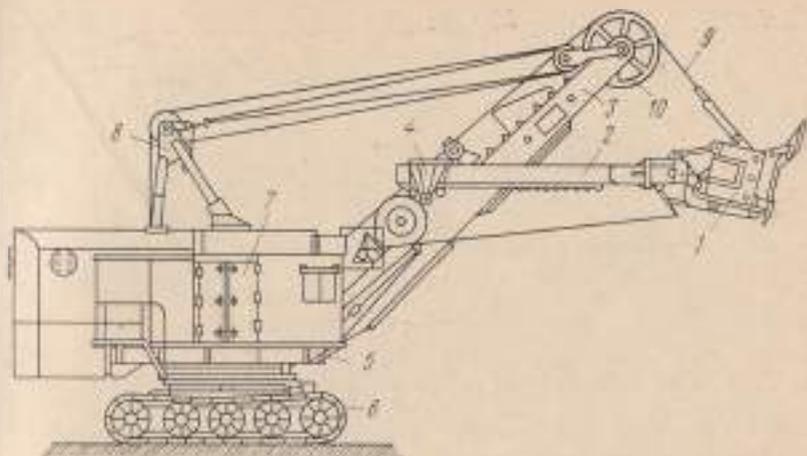


Рис. 11.3 Схема экскаватора ЭКГ-4,6:

1 — ковш, 2 — лопата, 3 — стрела, 4 — гидравлический цилиндр, 5 — поворачивающаяся платформа, 6 — гусеничный ход, 7 — ролик, 8 — опорная стойка, 9 — гидравлический цилиндр, 10 — ролик.

ду, обычно с дизельным или дизель-электрическим приводом; они имеют сменное рабочее оборудование: механической лопаты, драглайна или грейфера. Применяют стрелочные экскаваторы главным образом для строительных работ для рытья котлованов, канав и т. п. а также при добыче строительных материалов. В отдельных случаях стрелочные экскаваторы с рабочим оборудованием прямой механической лопаты используют на рудных и угольных карьерах небольшой производительности для разработки уступов высотой до 6—8 м. На карьерах наиболее широко применяют стрелочные экскаваторы Э-10011, Э-1252 и Э-2503.

Карьерные экскаваторы являются основным типом немецко-потрузочного оборудования при разработке скальных горных пород. Их выпускают с ковшами емкостью от 4,6 до 16 м³, на гусеничном ходу, с электрическим приводом и мощным рабочим оборудованием прямой механической лопаты. Карьерные экскаваторы используют для разработки любых горных пород, но предназначены они главным образом для разработки скальных пород с нижней погрузкой в транспортные сосуды. В настоящее время применяют карьерные экскаваторы: ЭКГ-4,6, ЭКГ-4,6Б, ЭКГ-6, ЭКГ-8И и ЭКГ-12,5. Экскаваторы ЭКГ-4,6 (рис. 11.3) и ЭКГ-3 выпускают с ковшами емкостью соответственно 4,6 и 3 м³ — для скальных пород и 6 м³ — для мягких и средней крепости пород. Для весьма крепких скальных пород к этим экскаваторам по специальному заказу может поставляться ковш емкостью 8 м³. Мощные экскаваторы ЭКГ-8И с ковшем емкостью 6—8 м³ и ЭКГ-12,5 с ковшем емкостью 12,5—16 м³ предназначены для разработки скальных пород на крупных карьерах.

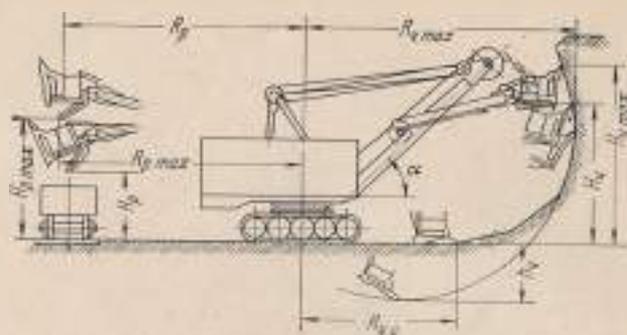


Рис. III.4. Рабочие параметры прямой механической лопаты

Вскрытыми экскаваторы выпускают с ковшами емкостью от 4 до 35 м³, на гусеничном ходу, с электрическим приводом и рабочим оборудованием прямой механической лопаты. Они отличаются удлиненной стрелой и рукоятью, что позволяет применять их для верхней погрузки и перемещения горной массы в отвал. К вскрытым относятся экскаваторы ЭВГ-4, ЭВГ-5 — в основном для верхней погрузки в транспортные сосуды; ЭВГ-15 и ЭВГ-35/65 — для перемещения горной массы в разработанные пространные карьера.

Шагающие драглаины имеют ковш емкостью от 4 до 100 м³ и стрелы длиной до 100 м. Они предназначены главным образом для перемещения вскрытых пород в отвалы. Малые модели драглаинов с ковшами емкостью 4—6 м³ используются также для погрузки в транспортные сосуды, для прокладки траншей, рытья котлованов, насыпки дамб и т. п. В настоящее время на карьерах применяют шагающие драглаины ЭШ-5/45, ЭШ-10/70, ЭШ-14/75, ЭШ-15/90, ЭШ-20/65, ЭШ-25/100, а также работает драглаин ЭШ-80/100 с ковшем емкостью 50—100 м³.

Техническая характеристика одноковшовых экскаваторов приведена в табл. III.1 и III.2.

К основным технологическим параметрам одноковшовых экскаваторов относятся емкость ковша, рабочие параметры, масса, габариты, преодолеваемый уклон, удельное давление на грунт.

Возможность применения одноковшовых экскаваторов в различных условиях открытой разработки, а также форма и размеры забоя определяются рабочими параметрами экскаваторов, к которым относятся радиус черпания, высота и глубина черпания, радиус и высота разгрузки. Они зависят от длины стрелы и рукояти, угла наклона стрелы, а также положения забоя и пункта разгрузки.

Основные рабочие параметры прямой механической лопаты (рис. III.4):

Техническая характеристика экскаваторов ЭСЭТ

Показатели	Крупные экскаваторы					Воздушные экскаваторы				
	ЭСЭТ-4.6	ЭСЭТ-5	ЭСЭТ-4Н	ЭСЭТ-12,1	ЭСЭТ-4	ЭСЭТ-4	ЭСЭТ-15	ЭСЭТ-35.65		
Емкость ковша, м ³	4,6-5	5-6	6-8	12,5-15	4-5	6-8	15	35		
Длина стрелы, м	10,5	11,7	12	18	20,5	30	36	65		
Длина рукоятки, м	7,28	6	8,79	13	12,8	20	19,05	44		
Угол наклона стрелы, градус	45	45	45	—	55	45	45	45		
Радиус черпания на горизонте установки, м	8,86	9,3	11,7	15,1	13,6	21,5	20,5	37		
Максимальный радиус черпания, м	14	14,3	17,54	22,5	22,7	35	40	65		
Максимальная высота черпания, м	10,2	11,2	12,68	16,9	20,4	26,8	30	60		
Максимальный радиус разгрузки, м	13,65	12,5	15,5	—	20,9	32,9	37,8	62		
Максимальная высота разгрузки, м	6,3	6,9	8,4	11,7	16	22,2	25	45		
Радиус вращения кузова, м	5,25	6	7	—	7	9,6	12	18,95		
Скорость передвижения, км/ч	0,45	0,45	0,8	—	0,8	0,63	0,31	0,2		
Максимальный подъем, преодолеваемый экскаватором, градус	12	12	12,5	—	13	8	7,5	—		
Удельное давление на грунт, МПа	0,215	0,2	0,22	0,195	0,24	0,192	0,258	0,276		
Максимальное подъемное усилие, кН	450	800	800	1250	450	635	1500	—		
Максимальное изворное усилие, кН	205	200	450	—	260	360	550	—		
Мощность сетевого двигателя, кВт	250	250	520	798	520	520	1370	2×1450		
Ширина кузова, м	5,48	6,1	6,5	—	6,0	8,4	9	14		
Высота кузова от поверхности земли, м	5,3	5,6	8,4	—	6,3	12,3	15	21,5		
Масса экскаватора, т	19,3	189	384	615	300	662,4	1150	2650		
Продолжительность цикла при угле поворота 90°, с	23	24	26	26	35	45	50	60		
Теоретическая производительность, м ³ /ч	—	741	900	—	—	600	1300	2300		

Техническая характеристика шахматных дробилюнов

Показатели	ЭШ-6/45	ЭШ-10/70	ЭШ-16/75	ЭШ-18/90	ЭШ-20/85	ЭШ-20/75	ЭШ-25/100	ЭШ-30/100
Емкость ковша, м ³	4-5	10	14	15	20	20	25	30
Длина стрелы, м	45	70	75	90	65	75	100	100
Угол наклона стрелы, градус	25; 35	30	20; 30	30	30	—	30	30
Максимальный радиус черпания, м	46	58	77,5; 72	82	62	71,6	95	95,6
Максимальная глубина черпания, м	30; 23	35	40; 35	41	30	34,5	47	45,7
Максимальный радиус разгрузки, м	49,5	57	77; 71,5	82	61,5	71,5	95	99,6
Максимальная высота разгрузки, м	12,5; 13,5	24	20; 32	37	24	29	47	40
Радиус вращения кузова, м	9	13,2	14,5	18,5	14,5	—	25	24,5
Скорость передвижения, км/ч	0,45	0,2	0,06	0,06	0,06	—	0,06	0,05
Максимальный подъем, преодолеваемый экскаватором, градус	12	10	10	7	7	—	7	7
Средняя длина шага, м	1,5	1,81	2	2	2	—	2,3	2
Диаметр опорной базы, м	7,4	9,5	14	16	16	—	18	28
Удельное давление на грунт, МПа: при работе	0,0435	0,085	0,1	0,08	0,09	0,1	0,1	0,2
при шагании	0,1	0,12	0,15	0,127	—	0,245	0,15	0,23
Максимальное подыжное усилие, кН	250	400	830	830	1100	—	1600	5500
Максимальное тяговое усилие, кН	300	500	950	950	1500	—	1700	—
Мощность сетевого двигателя, кВт	520	1250	1600	1900	1600	1900	2×1600	4×3000
Ширина кузова, м	6,5	9	11,2	9,6	11,2	—	9,62	24,8
Высота кузовов от поверхности земли, м	6,1	8,5	11,5	11,4	11,5	—	12,2	18,5
Масса экскаватора, т	185	620	1400	1000	1350	1500	2500	8400
Продолжительность цикла при угле поворота 110-135°, с	45	54-60	65	63	65	68	70	60
Теоретическая производительность, м ³ /ч: при угле поворота 135°	190-230	260-300	—	600-925	—	—	—	—
при угле поворота 90°	—	490-520	700-800	—	840	—	1100	—

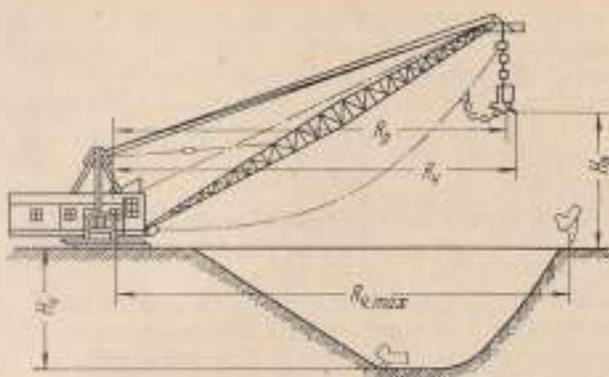


Рис. III.5. Рабочие параметры драглайна

радиус черпания $R_ч$ — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до режущей кромки ковшов при черпании; различают максимальный радиус черпания $R_{ч\max}$, соответствующий максимально выдвинутой рукояти, и радиус черпания на горизонте установки $R_{чг}$, соответствующий максимальному радиусу черпания на горизонте установки экскаватора;

высота черпания $H_ч$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковшов при черпании; максимальная высота черпания $H_{ч\max}$ соответствует максимально поднятой рукояти;

радиус разгрузки $R_р$ — горизонтальное расстояние от оси вращения экскаватора до середины ковшов при разгрузке; максимальный радиус разгрузки $R_{р\max}$ соответствует горизонтальному положению максимально выдвинутой рукояти;

высота разгрузки $H_р$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до нижней кромки открытого днища ковшов; максимальная высота разгрузки $H_{р\max}$ соответствует максимально поднятой рукояти;

глубина черпания $H_г$ — вертикальное расстояние от горизонта установки экскаватора до режущей кромки ковшов при черпании ниже горизонта установки; максимальная глубина черпания соответствует максимально опущенному ковшу.

Некоторые модели механических драглайнов допускают изменение в определенных пределах ($30-55^\circ$) угла наклона стрелы, что позволяет увеличить или уменьшить радиус и высоту действия экскаватора.

К основным рабочим параметрам драглайна относятся: радиус черпания $R_ч$ и разгрузки $R_р$, глубина черпания $H_г$, высота разгрузки $H_р$ (рис. III.5). У драглайнов различают радиус черпания без заброса ковша $R_ч$ и радиус черпания с забросом ковша $R_{ч\max}$; дальность заброса достигает 25% от длины стрелы.

Угол наклона стрелы драглайна обычно составляет 20—35°, при необходимости его можно изменить, что повлечет соответствующие изменения рабочих параметров драглайна. При уменьшении угла наклона стрелы радиус и глубина черпания драглайна увеличиваются, но при этом, как правило, необходимо уменьшать емкость ковша драглайна.

§ 4. Технология разработки горных пород механическими лопатами

Прямые механические лопаты устанавливают на подошве уступа и обрабатывают его последовательными заходками, забой которых расположен с торца уступа выше горизонта установки экскаватора. Во время работы механическая лопата черпает породу из забоя снизу вверх и по мере обработки заходки перемещается вперед.

Рабочий цикл механической лопаты состоит из следующих основных операций: заполнения ковша в забое, вывода ковша из забоя, поворота к месту разгрузки, установки ковша над местом разгрузки, разгрузки, поворота к забою, втягивания рукояти, опускания ковшика и осеивания забоя. Для сокращения продолжительности рабочего цикла некоторые операции совмещают во времени: вывод ковша из забоя и установку его над местом разгрузки совмещают с поворотом; обратный поворот экскаватора в забой совмещают с втягиванием рукояти и опусканием ковша.

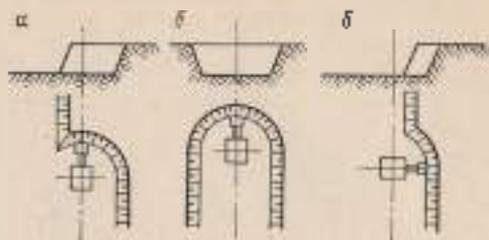
Ковши заполняют с подошвы уступа, при этом порода постепенно осмывается навстречу движущемуся ковцу экскаватора. Продолжительность черпания зависит в основном от крепости породы, а при разработке скальных пород — от качества их рыхления. При плохом рыхлении пород длительность черпания значительно увеличивается. Для увеличения усилия резания за счет уменьшения радиуса черпания экскаватор обычно располагают на расстоянии $(0,7—0,8) R_{\text{max}}$ от забоя.

Продолжительность разгрузки зависит главным образом от того, производится разгрузка в отвал или в транспортные средства. Наибольшее время затрачивается при разгрузке в транспортные сосуды небольшой емкости, когда требуется точная наводка ковша над центром кузова. Минимальное время требуется для разгрузки породы в отвал.

При нормальных условиях работы значительную часть времени рабочего цикла (до 50—60%) занимает поворот экскаватора. При уменьшении угла поворота продолжительность цикла может быть значительно сокращена.

Забой механической лопаты в плане имеет криволинейную форму. Различают следующие виды забоев (рис. 115): боковой (а), тупиковый (б) и фронтальный (в). Согласно ИТЭ, нормальным для механической лопаты является боковой забой. При работе в боковом забое обеспечивается наибольшая производитель-

Рис. 11.6. Виды лобовых механ-
ических лопат



ность, поскольку в этом случае средний угол поворота экскаватора обычно не превышает 90° и значительно упрощается подача транспортных сосудов под погрузку. Тупиковые забои применяют при проходке траншей, и при разработке месторождений сложного строения и отработке тупиков карьеров. Фронтальные забои при железнодорожном транспорте применяют в случаях, когда невозможно произвести выемку пород бочковым забоем.

В бочковом забое различают следующие основные схемы работы механических лопат: с боковой разгрузкой в отвал (рис. 11.7, а), с боковой разгрузкой в транспортные средства, расположенные на горизонте установки экскаватора (рис. 11.7, б), с боковой разгрузкой в транспортные средства, расположенные выше горизонта установки экскаватора (рис. 11.7, в), с тупиковой погрузкой в транспортные средства на горизонте установки экскаватора (рис. 11.7, г), с верхней погрузкой в транспортные средства (рис. 11.7, д), с размещением пород на бортах траншей (рис. 11.7, е).

Схему работы с боковой разгрузкой в отвал применяют при перекладке вскрышных пород в выработанное пространство карьера. При этом достигается наиболее высокая производительность, так как экскаватор не связан с транспортом, что исключает простои при обмене груженых транспортных сосудов на порожние и необходимость точной наводки ковша над местом его разгрузки.

Схема работы с боковой разгрузкой в транспортные средства на горизонте установки экскаватора наиболее распространена на карьерах. Производительность экскаватора при этой схеме ниже, чем при работе с разгрузкой в отвал, но выше, чем при всех остальных схемах.

Верхнюю погрузку применяют при наличии экскаватора с удлиненным рабочим оборудованием. При верхней погрузке производительность экскаваторов в связи с большими затратами времени на установку ковша над кузовом транспортного сосуда на 20—30% меньше, чем при нижней, но зато значительно упрощается работа транспорта.

Производительность механических лопат в тупиковых забоях при верхней погрузке практически одинакова, а при нижней погрузке меньше, чем в боковых забоях. Это объяснено главным образом тем, что транспортные сосуды при нижней погрузке в ту-

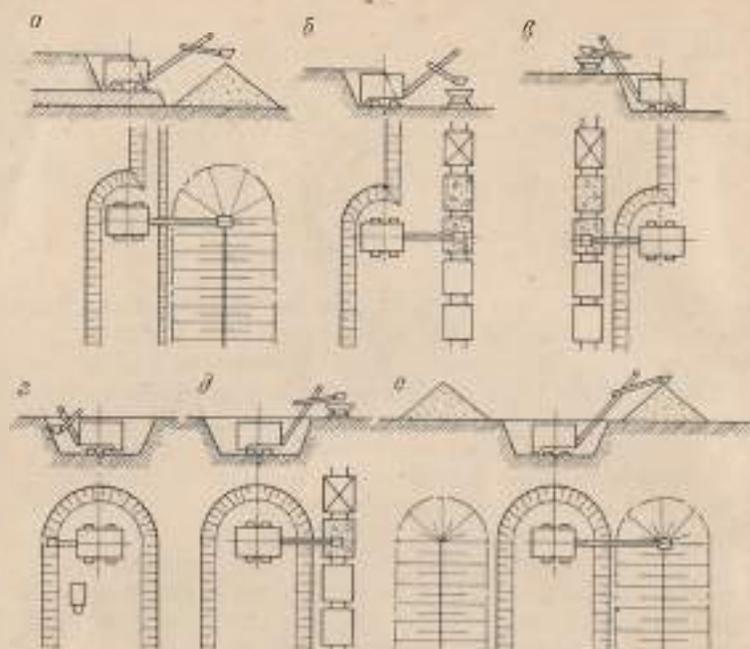


Рис. 11.7. Основные схемы работы механических экскаваторов

ликовых забоях устанавливают позади экскаватора, в результате чего увеличивается угол поворота экскаватора и соответственно удлиняется время рабочего цикла. При железнодорожном транспорте значительно увеличиваются вынужденные простои экскаватора при обмене грузящих транспортных сосудов на порожние, а также при наращивании железнодорожных путей.

Геометрические размеры забоя механической лопаты зависят от параметров экскаватора и физико-механических свойств горных пород.

В мягких породах профиль забоя криволинейный, соответствует траектории движения ковша экскаватора и имеет крутой угол откоса ($70-80^\circ$). Поэтому высота забоя в мягких породах не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора, т. е. $h \leq H_{ч. \max}$. При большей высоте забоя в верхней его части образуются нахлесты или козырьки породы, обрушение которых представляет опасность для людей и может повредить экскаватор.

В сыпучих, а также в хорошо разрыхленных скальных породах профиль забоя соответствует углу естественного откоса горных пород. При разработке таких пород, когда постепенное ослабление их снижает высоту непосредственно разрабатываемой части забоя, допускается увеличение его высоты до $1,5 H_{ч. \max}$.

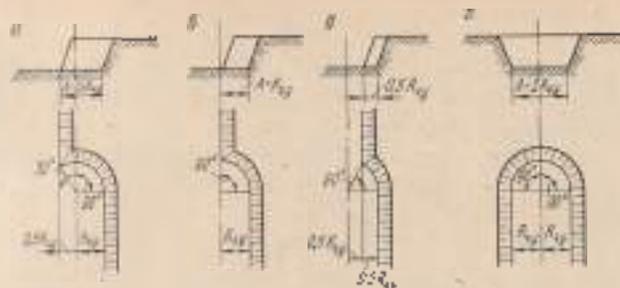


Рис. 11.8. Стены к определению ширины забоя механической лопаты

Разрабатывать угольные пласты механическими лопатами, соблюдая правила безопасности, можно одним уступом высотой до 30 м.

В случае угрозы обрушения забоя работу немедленно прекращают и экскаватор отводят от забоя на безопасное расстояние.

При верхней нагрузке высоту забоя определяют по выражению

$$h \leq H_{\text{р max}} - (h_{\text{т}} + h_{\text{з}}), \text{ м}, \quad (11.1)$$

где $H_{\text{р max}}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м; $h_{\text{з}}$ — высота транспортного сосуда, м; $h_{\text{т}}$ — безопасный зазор между верхом транспортного сосуда и ковшом при разгрузке (0,5—1 м).

Минимальную высоту забоя устанавливают из условия полного парирования ковшей экскаватора за одно черпание. В мягких породах минимальная высота забоя должна составлять не менее $\frac{1}{3}$ высоты расположения нагнетного вала, в скальных породах — не менее высоты нагнетного вала экскаватора.

На карьерах СССР высота уступа обычно составляет 10—15 м.

Ширина боковой забоя механической лопаты

$$A = (0,5 - 1,7) R_{\text{с.л}}, \text{ м}. \quad (11.2)$$

При железнодорожном транспорте для сокращения числа переездов путей ширину забоя принимают наибольшей — обычно $(0,5 - 1,7) R_{\text{с.л}}$ (рис. 11.8, а). При этом ширину внутренней части забоя принимают $R_{\text{с.л}}$, так как при большей ширине ее у подошвы уступа создается неубранная порода. Ширину внешней части забоя принимают $(0,5 - 0,7) R_{\text{с.л}}$, из условия нормального наполнения ковшей без отталкивания породы в сторону выработавшего пространства карьера. При этом угол поворота экскаватора не превышает 30—45°.

При автомобильном транспорте для подъезда автомашин под нагрузку может быть использовано выработанное пространство обочины или позади экскаватора. Поэтому ширину забоя при авто-

мобильном транспорте коэ debate уменьшают до $(0,5 \div 1) R_{\text{д.т}}$ (рис. III.6, б, в), что позволяет сократить угол поворота экскаватора при разгрузке и за счет этого уменьшить продолжительность рабочего цикла. Часто в этом случае применяют двустороннюю погрузку автосамосвалов.

Для механических лопат с ковшами емкостью 4—5 м³ нормальная ширина бокового забоя составляет 12—15 м, для более мощных экскаваторов 20—30 м.

Ширина тупикового забоя механической лопаты определяется заданными его размерами или рабочими параметрами экскаватора. Максимальная ширина тупикового забоя равна $2R_{\text{д.т}}$ (рис. III.8, з). При большей ширине забоя экскаватор передвигается зигзагообразно или разработка производится короткими поперечными заходками.

§ 5. Технология разработки горных пород драглайнами

Драглайны устанавливаются на кровле, на промежуточном горизонте и режут на подошве разрабатываемого уступа. В первом случае выемка осуществляется нижним, во втором — нижним и верхним, а в третьем — только верхним черпаком.

Рабочий цикл драглайна состоит из следующих основных операций: опускания ковша в забой, установки ковша в рабочее положение, заполнения ковша, выведения ковша на забой, поворота к месту разгрузки, разгрузки, поворота к забою. Операции опускания ковша в забой и выведения его из забоя обычно совмещают с поворотом экскаватора.

Длительность черпания зависит в основном от крепости пород и способа черпания. Наименьшая продолжительность черпания достигается в мягких породах при нижнем черпании.

Продолжительность поворота экскаватора зависит от места разгрузки, а также от того, производится разгрузка в отвал или транспортные сосуды. При перемещении породы в отвал ковш сразу разгружает на ходу, без остановки экскаватора, который делает круговой поворот на 360°. Продолжительность цикла при этом наименьшая, так как разгрузка совмещена с поворотом и происходит без остановки экскаватора для перемены направления движения.

При разгрузке в средства транспорта необходимы остановка и наводка ковша над кузовом транспортного сосуда, что значительно увеличивает длительность цикла.

Забоем драглайна обычно является торцев и иногда откос уступа. Нормальным для драглайна является боковой или тупиковый забой, расположенный ниже горизонта установки экскаватора.

Различают следующие основные схемы работы драглайнов:

а) в боковом забое (рис. III.9): с разгрузкой породы в отвал (а) или в транспортные средства при установке драглайна на кровле уступа (б); с разгрузкой породы в отвал при установке

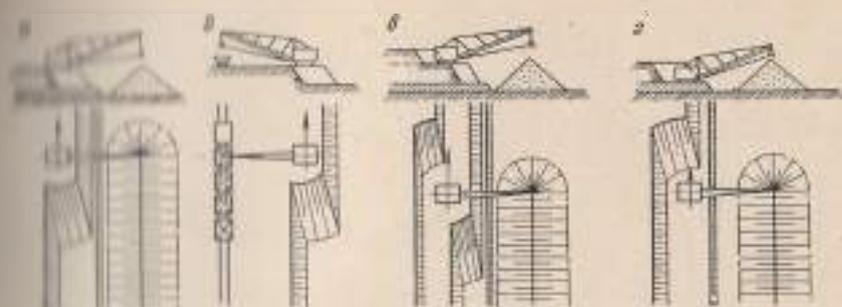


Рис. 1109. Основные схемы работы драглайна в боксовом забое

наклоном на промежуточном горизонте (а) или находясь уступом (б);

в туннельном забое (рис. 1110); с разгрузкой породы в отвал (в) или в транспортные средства (г).

Схема работы с боксовой разгрузкой в отвал наиболее распространена на карьерах. Ее применяют при перевалке вскрышных пород в выработанное пространство карьера. При этой схеме достигается наиболее высокая производительность, так как экскаватор не связан с транспортом и работает с наиболее эффективным режимом.

Боксовую разгрузку в средства транспорта применяют главным образом при добычных работах в обычных условиях, а также при освоении вскрышных пород, когда невозможно непосредственной перевалкой их в выработанное пространство карьера. Производительность экскаватора при этой схеме в связи с увеличением времени загрузки и простоями в ожидании транспорта ниже, чем при разгрузке в отвал. Обычно для загрузки в транспортные сосуды используют драглайны небольшой мощности с емкостью ковша до 4—10 м³. При этом соотношение емкости ковша транспортного сосуда и емкости ковша драглайна должно быть не менее 3—4.

Расположение драглайна на промежуточном горизонте или на площадке уступа применяют при перевалке вскрышных пород в выработанное пространство, когда необходимо как можно ближе приблизить экскаватор к отвалам, а также при первой кровле усту-

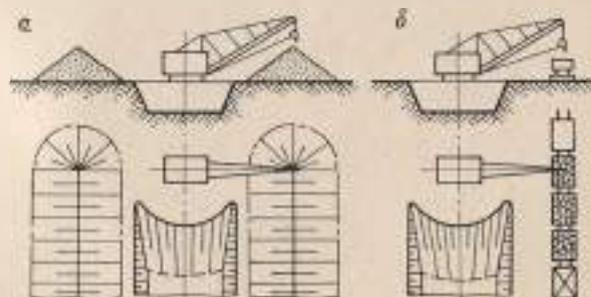


Рис. 1110. Основные схемы работы драглайна в туннельном забое

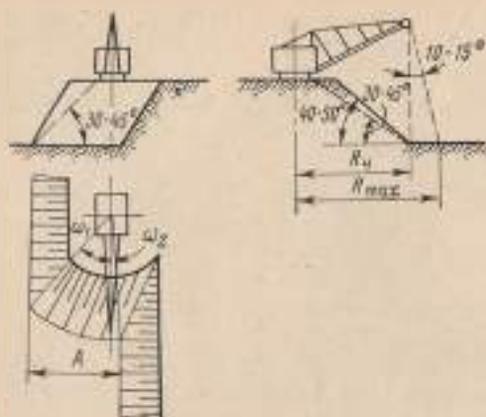


Рис. 11.11. Схема бокового забоя драглайна при нижнем черпании

ла или низкой лещущей способностью разрабатываемых пород. Применение этих схем позволяет в ряде случаев увеличить мощность обрабатываемого вскрышного уступа, но при этом снижается производительность экскалятора, так как условия наполнения ковша при верхнем черпании хуже, чем при нижнем. Верхнее черпание достаточно эффективно только при применении крупных моделей драглайнов с емкостью ковша 10-15 м³ и больше.

Схемы работы драглайна в тупиковых забоях применяют главным образом при проходке траншей. При расположении траншей за пределами карьерного поля породу обычно размещают на бортах траншей. Если же траншея расположена в пределах карьерного поля, породу в большинстве случаев разгружают в транспортные средства. Производительность драглайна в тупиковых и боксовых забоях практически одинакова.

Форма и размеры забоя драглайна определяются его рабочими параметрами, схемой работы и свойствами разрабатываемых пород.

Профиль забоя драглайна соответствует траектории движения ковша и имеет прямолинейную или слегка вогнутую форму (рис. 11.11). Угол откоса забоя в зависимости от свиста горных пород составляет 30—60° при нижнем черпании и 10—25° при верхнем.

Высота забоя при нижнем черпании определяется глубиной и радиусом черпания, углом откоса забоя, условиями разгрузки ковша. При этом учитывают, что драглайн, расположенный на кривле уступа, должен находиться за пределами срезы обрушения.

При верхнем черпании высота уступа не должна превышать 0,8 максимальной высоты разгрузки, чтобы исключить заедание ковша за уступ при повороте драглайна.

Для предупреждения скопления ковша по забою и сокращения продолжительности наполнения ковша угол откоса забоя при верхнем черпании должен быть не более 25°.

Ширина забоя драглайна определяется схемой его работы, радиусом черпания и углами рабочего разворота экскаватора в каждую сторону от его оси ω_1 и ω_2 (см. рис. III.11), величины которых принимаются не более 30—45°:

$$A = R_1(\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \text{ м.} \quad (\text{III.3})$$

Для драглайнов с ковшами емкостью 1,5—4 м³ глубина забоя обычно равна 10—25 м, ширина 10—20 м.

§ 6. Производительность одноковшовых экскаваторов

Производительностью одноковшовых экскаваторов называется объем горной породы в массиве, извлекаемый экскаватором в единицу времени (час, смену, сутки, месяц, год).

Производительность одноковшовых экскаваторов зависит от многих факторов, основными из которых являются тип машины, физико-механические свойства разрабатываемых пород, схема работы и вид транспорта, форма и размеры забоя, общая организация горных работ в карьере.

Различают теоретическую (паспортную), техническую и эксплуатационную производительность экскаватора.

Теоретическая производительность экскаватора соответствует полностью использованию его конструктивных возможностей:

$$Q_t = 60E\pi = \frac{1600E}{t_{ц.т}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{III.4})$$

где E — геометрическая емкость ковша экскаватора, м³; π — конструктивно-расчетное число рабочих циклов в минуту; $t_{ц.т}$ — теоретическая продолжительность рабочего цикла, с.

Теоретическую продолжительность рабочего цикла определяют расчетным путем исходя из конструктивных данных экскаватора при высоте забоя, равной высоте натурального забоя, угле поворота 90° и разгрузке породы в отвал. Величина $t_{ц.т}$ указывается в паспорте экскаватора.

Техническая производительность является максимально возможной для экскаватора при непрерывной работе его в конкретных горно-геологических условиях. Она определяется с учетом свойств разрабатываемых пород и параметров забоя по формуле

$$Q_{\text{тех}} = \frac{1600E\eta_n}{t_{ц.ф}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{III.5})$$

где η_n — коэффициент выполнения ковша экскаватора; η_p — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; $t_{ц.ф}$ — фактическая продолжительность рабочего цикла в конкретных условиях, с.

Коэффициент заполнения ковша экскаватора равен отношению объема породы в ковше экскаватора к геометрической емкости ковша. Величина его зависит от физико-механических свойств горных пород, а также от типа экскаватора, формы и размеров забоя, квалификации машиниста (табл. III.3).

Таблица III.3

Коэффициент заполнения ковша одноковшовых экскаваторов по Н. Г. Домбровскому

Породы	Механические породы	Драггайлы
Песок и гравий сухие, щебень	0,95—1,02	0,80—0,90
Песок и гравий влажные	1,15—1,23	1,10—1,20
Суглинок	1,05—1,12	0,80—1,00
Суглинок влажный	1,20—1,32	1,15—1,25
Глина средняя	1,08—1,18	0,98—1,05
Глина средняя влажная	1,30—1,50	1,18—1,28
Глина тяжелая	1,00—1,10	0,95—1,00
Глина тяжелая влажная	1,25—1,40	1,10—1,20
Хорошо слоистые скальные породы	0,95—1,02	0,80—0,90
Плохо слоистые скальные породы	0,75—0,90	0,55—0,80

Коэффициент разрыхления равен отношению объема породы в разрыхленном состоянии к объему, занимаемому этой породой в массиве. Величина его зависит от свойств и степени дробления горных пород при взрывных работах. При этом наибольший коэффициент разрыхления породы имеет место в момент заполнения ковша. При транспортировании породы коэффициент разрыхления уменьшается, а у породы, размещенной в отвал, он является наиболее низким (табл. III.4).

При расчете производительности экскаватора иногда применяют коэффициент экскавации, который равен отношению коэффициента заполнения ковша к коэффициенту разрыхления породы и показывает степень использования геометрической емкости E ковша объемом загружаемой в ковш породы V_M , объемной в массиве:

$$k_3 = \frac{k_n}{k_p} = \frac{V_M}{E}. \quad (\text{III.6})$$

Фактическая продолжительность рабочего цикла одноковшовых экскаваторов при надлежащей совмещенной операции складывается из продолжительности черпания, поворота к месту разгрузки, разгрузки и поворота назад в забой. Зависит она от типа экскаватора, свойств разрабатываемых пород, схем работы и вида применяемого транспорта, параметров забоя, квалификации машиниста экскаватора и изменяется в широких пределах — от 20 до 80 с (табл. III.5).

Коэффициент разрыхления горных пород (по Н. В. Мельникову)

Породы	Коэффициент		
	переносимый	с вагона	остаточный
Мягкие породы	1,05—1,2	1,1—1,2	1,05
Уплотненный грунт, торф	1,2—1,3	1,2—1,25	1,03—1,1
Измельченные суглинки, рыхлый влажный лёсс, гранит до 15 м	1,15—1,3	1,2—1,25	1,02—1,1
Средне глина, тяжелый суглинок крупный гравий, лёсс средней влажности, доломитовая глина, суглинок с щебнем	1,25—1,35	1,3	1,07—1,15
Твердый лёсс, пыльный мергель, слюда, кристаллы	1,3—1,4	1,35	1,1—1,2
Земной мергель, трещиноватая скалистая порода	1,5—1,5	1,4	1,1—1,25
Глина различной твердости при количестве кусков размером до 0,1—0,7 м до 25%	1,25—1,5	1,3—1,4	1,15—1,35
То же, при количестве кусков размером до 1 м до 25%	1,45—1,55	1,4	1,2—1,4
То же, при количестве кусков размером до 1,7 м до 40%	1,6—1,8	1,6—1,8	1,4—1,6

Внеураганная производительность определяется с учетом использования экскаватора во времени

$$Q_3 = \frac{3600E}{t_n} \cdot \frac{k_n}{k_p} T \eta, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (\text{III.7})$$

где T — продолжительность рабочей смены, ч; η — коэффициент использования экскаватора во времени.

Значения коэффициента использования экскаватора во времени зависят в основном от общей организации работ в карьере и определяется по формуле

$$\eta = \frac{T - T_{пр}}{T}, \quad (\text{III.8})$$

где $T_{пр}$ — продолжительность простоя экскаватора в течение рабочей смены, ч.

Простой экскаватора в течение смены делится на неизбежные и устраняемые. К первым относят простои, обусловленные технологическим процессом или конструктивными особенностями экскаватора: прием и сдача смены, смазка и профилактический ремонт экскаватора, очистка ковша, переключки экскаватора, замена грузовой транспортной съездов дорожника, тростей, связанные с производством взрывных работ, и т. п. Ко вторым относятся простои, вызванные организационными причинами: внеплановые ремонты, аварии, ожидание транспорта в течение более значительного времени, чем это предусмотрено нормами, и т. п.

Таблица III.5

Продолжительность рабочего цикла однокорпусных экскаваторов (по Н. А. Кулешову и Ю. Н. Аннстратому) при разработке различных пород, с

Экскаватор	Горюхи														
	несколько глинистые					глинистые					глины и глина-валунчатые порода				
	угол поворота, градус					угол поворота, градус					угол поворота, градус				
	90	125	160	90	125	160	90	125	160	90	125	160	90	125	160
ЭКГ-1,6	19,8	21,9	24,6	25,9	28,0	29,5	27,6	28,8	32,0	24,9	27,0	30,8	28,8	30,9	41,8
ЭКГ-9	22,0	28,6	28,0	32,0	32,6	35,6	30,6	25,0	35,6	24,6	31,4	37,0	25,0	40,0	43,6
ЭЭТ-4	2,4	9,6	27,4	28,4	31,4	34,4	23,4	23,4	34,4	20,4	29,4	37,0	23,4	40,5	43,5
ЭЭТ-6	3,5	30,5	40,5	40,5	43,5	43,5	38,5	33,5	47,5	28,5	42,4	46,4	33,5	51,5	56,4
ЭЭТ-10/20	37,4	53,6	58,6	57,7	62,6	60,3	44,1	40,1	65,5	50,3	61,5	61,6	40,1	67,8	73,0

Максимальное значение коэффициента использования экскаватора во времени достигается при работе с разгрузкой в отвал или на конвейер, минимальное — при разгрузке в средства железнодорожного транспорта э туляковом радиусе (табл. III.6).

Суточную ($Q_{сут}$), месячную ($Q_{мес}$) и годовую ($Q_{год}$) производительность экскаватора распределяют по формулам:

$$Q_{сут} = Q_{сч} n_{сч} \text{ м}^3; \quad (III.9)$$

$$Q_{мес} = Q_{сч} n_{сч} M \text{ м}^3; \quad (III.10)$$

$$Q_{год} = Q_{сч} N \text{ м}^3. \quad (III.11)$$

где $n_{сч}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{сч} M$ — число рабочих суток в месяц; N — число рабочих дней в году.

Число рабочих смен в сутки определяется принятой организацией экскаваторных работ. При восьмичасовой смене может быть принята трехсменная или двухсменная работа. Обычно для мощных экскаваторов применяют трехсменную работу, для менее мощных и при сложной технологии горных работ — двухсменную.

Высокие технико-экономические показатели работы экскаваторов достигаются при организации ремонтно-подготовительной смены. В этом случае экскавацию горных пород производят в первые две смены, а в третью — рабочую для транспорта смену выполняют различные ремонтно-подготовительные работы: профилактический ремонт, пересылку железнодорожных путей, взрывные работы и т. п.

При расчете месячной производительности экскаватора учитывают время, необходимое для

Таблица III.5

Примерные значения коэффициента использования экскаватора по времени (по В. В. Ржевскому)

Тип экскаватора	Способы подачи транзитных средств	Коэффициент использования экскаватора при организации работ	
		средней	хорошей
Копровой	Поточный	0,7	0,9
	То же	0,7	0,8
Автомобильный	Тупиковый	0,6	0,7
	Поточный	0,7	0,8
	Тупиковый	0,5	0,7

текущего и среднего ремонта экскаватора. В зависимости от состояния экскаватора и ремонтной базы оно составляет от 2 до 5 мес. до 2—3 сут.

При расчете годовой производительности учитывают время, затраченное для годового ремонта экскаватора, составляющее от 20 до 70 сут, а также простои из-за праздничных и выходных дней, перевозок экскаваторов из одного забоя в другой, климатических условий. В среднем экскаваторы находятся в работе 240—260 дней в году (табл. III.7).

Таблица III.7

Среднегодовое число рабочих дней экскаваторов (по Н. В. Мельникову)

Экскаваторы	Среднегодовое число дней в ремонте	Число праздничных и выходных дней	Число рабочих дней в году по районам		
			северный	средний	южный
ЭКГ-4,5, ЭКГ-4,5, ЭКГ-4,5, ЭКГ-4,5	38	60	253	256	253
ЭКГ-8,1, ЭБГ-11	43	60	247	250	259
ЭКГ-12,5, ЭКГ-10,60, ЭБГ-6	5,1	60	242	245	247
ЭКГ-15	5,6	8	292	295	297
ЭКГ-11,75, ЭКГ-15,90, ЭКГ-20,65	5,8	8	258	261	263
ЭКГ-15,65, ЭКГ-25-100	7,1	8	275	278	280
ЭКГ-50,125, ЭКГ-80-100	7,7	8	269	272	274

Средние фактические значения производительности экскаваторов на железорудных и марганцевых карьерах Украины приведены в табл. III.8.

Максимальная годовая производительность экскаваторов значительно выше средней. Наибольшая годовая производительность экскаватора ЭКГ-4,5 на карьере ЮГОКа в 1976 г. составила по руде 2100 тыс м³ против средней по карьеру 965 тыс м³.

Ограничивающие элементами передовых методов работы машинистов экскаваторов являются:

Годовая производительность одноклашовых экскаваторов, тыс. м³

Экскаватор	Породы	
	мг. гал.	скальные
ЭКГ-4,6	1020—1230	900—1100
ЭКГ-234	1700—2100	1550—1730
ЭШ-15/90	3200—3600	—
ЭШ-35/1000	4300—4800	—

тщательный уход за экскаватором и содержание его в исправном состоянии;

рациональное расположение экскаваторов в забое, обеспечивающее быстрое наполнение ковша, минимальный угол поворота при разгрузке и наименьшее число передвижек экскаватора;

применение эффективных приемов черпания и совмещение во времени отдельных операций рабочего цикла.

§ 7. Типы многоковшовых экскаваторов

Многоковшовые экскаваторы являются машинами непрерывного действия, у которых процесс выемки горных пород из массива и разгрузки происходит непрерывно. Они применяются при погрузке горных пород в железнодорожные вагоны или на ленточные конвейеры, а также в комплексе с транспортно-отвальной машиной или кошейерными отвалообразователями при перевозке вскрышных пород в выработанное пространство карьера. Сочетание экскаватора с конвейерами, транспортно-отвальным мостом или конвейерным отвалообразователем называется комплексом горнотранспортного оборудования непрерывного действия.

Многоковшовые экскаваторы по сравнению с одноклашовыми более экономичны в работе и позволяют значительно повысить производительность труда. Однако применение их, в отличие от одноклашовых экскаваторов, эффективно только при разработке мягких и плотных горных пород: песков, галн, мертелей, бурых углей, бокситов, фосфоритов и др.

По конструкции рабочего оборудования многоковшовые экскаваторы делятся на цепные и роторные.

Рабочее оборудование цепных многоковшовых экскаваторов (рис. III.12) состоит из ряда ковшей-черпаков, укрепленных на бесконечной цепи и движущихся до черпаковой рамы, которая шарнирно соединена с корпусом экскаватора и служит направляющей опорой для бесконечной черпаковой цепи. Наклон рамы регулируется опусканием или подъемом подвесного каната.



Рис. III.12. Многоковшовый цепной экскаватор нижнего черпания

При работе экскаватора порода захватывается с черпаками, находящимися на нижней ветви черпаковой цепи, прижатой к забойу весом рамы. Наполненные черпаки поднимаются к верхнему приводному барабану и разгружаются в бункер, откуда порода поступает в вагоны или на разгрузочный конвейер.

Расстояние между двумя смежными черпаками на черпаковой цепи называется черпаковым шагом. Он измеряется числом промежуточных холостых звеньев и бывает четырех-, шести-, восьми- и одиннадцатизвенным. При разработке рыхлых, легкоэкскавируемых и свободно разгружаемых пород черпаки располагают чаще. Для каменных и трудноэкскавируемых пород применяют восьми- или реже одиннадцатизвенную черпаковую цепь.

К цепным многоковшовым экскаваторам относятся также скребково-черпаковые и фрезерно-черпаковые экскаваторы, предназначенные для разработки более плотных пород. Первые отличаются наличием в рабочем органе двух одновременно действующих цепей — скребковой, снабженной зубьями для отделения породы от забоя, и черпаковой, на которой укреплены черпаки. Вторые разрушают породу в забое специальными вращающимися фрезами, укрепленными на черпаковой раме. Скатывающаяся к подошве уступа порода подбирается черпаками и перемещается к погрузочному бункеру.

По направлению черпания цепные многоковшовые экскаваторы разделяют на экскаваторы только верхнего или только нижнего

черпакия, экскаваторы верхнего и нижнего черпакия последовательно, а также экскаваторы, имеющие две черпаковые рамы для одновременного верхнего и нижнего черпакия.

Наиболее распространены на карьерах экскаваторы с нижним черпаком. Производительность их благодаря лучшему наполнению черпаком на 10—15% выше, чем экскаваторов с верхним черпаком.

Экскаваторы с верхним черпаком чаще применяют для разработки первого уступа с неровной поверхностью, когда применение экскаваторов с нижним черпаком требует значительного объема планировочных работ.

По степени поворотности цепные многоковшовые экскаваторы бывают телеповоротные и неповоротные. Наибольшее распространение получили телеповоротные экскаваторы, у которых корпус с черпаковой рамой поворачивается относительно ходовых тележек, что позволяет с одной рабочей площадки последовательно разрабатывать два уступа — один верхним, а другой нижним черпаком.

Цепные многоковшовые экскаваторы выпускаются главным образом на рельсовом ходу. Гусеничный ход обычно имеют малые и средние модели экскаваторов.

Мощные экскаваторы на рельсовом ходу разгружаются на конвейер или в вагоны, которые поступают под погрузку через специальные проезды под корпусом экскаватора. Такие проезды бывают один или два и соответственно экскаваторы называют одно- или двухпортальными. Двухпортальные экскаваторы имеют двухколейный путь, что позволяет упростить подачу составов под погрузку.

Экскаваторы на гусеничном ходу и частично малые модели экскаваторов на рельсовом ходу имеют разгрузочную консоль, с помощью которой осуществляется боковая погрузка в транспортные сосуды. Разгрузочная консоль может поворачиваться на 110—130°, что позволяет сократить объем путепередвижных работ.

Привод цепных экскаваторов обычно электрический. Напряжение обмоток двигателей 3000 и 6000 В, остальных — 380 В. Дизельный привод применяют только на экскаваторах небольших моделей.

Черпаковая рама у цепных экскаваторов бывает жесткая, без планирующего звена или с планирующим звеном, и шарнирная. Экскаваторы с жесткой рамой применяют для валовой выемки, с шарнирной — для селективной.

Планирующие звенья, располагаемые в конце рамы (при нижнем черпаке) и в начале (при верхнем), используют для уборки гребней и планировки площадок. Их можно устанавливать горизонтально или по оси рамы для ее удлинения.

В зависимости от емкости черпака цепные экскаваторы делят на граблейные (кавалюбианские) с черпаками емкостью менее

100 л, малой мощности (до 300 л), средней мощности (300—500 л), мощные (500—1000 л) и весьма мощные (1000—4000 л), теоретическая производительность которых достигает до 10000 м³/ч.

Наибольшее распространение на карьерах получили экскаваторы средней мощности и мощные с нижним черпаком на рельсовом ходу. Малые модели применяют главным образом на добыче глины, песков и на вспомогательных горных работах.

Рабочим органом роторных экскаваторов (рис. П.13) является роторное колесо с черпаками, укрепленные на конце стрелы экскаватора. При вращении роторного колеса черпаки срезают и забой стружку породы и заполняются, а затем при достижении верхнего положения разгружаются и порода поступает на конвейер, расположенный на стреле экскаватора сбоку от роторного колеса. С конвейера порода перегружается на разгрузочную конвейер или разгрузочный мост.

Роторные экскаваторы отличаются от цепных меньшими весами и более низкими эксплуатационными расходами при равной производительности, а также большим радиусом действия и повышенным режущим усилием на зубьях черпаков, что позволяет применять их при разработке более плотных горных пород.

Емкость черпаков у современных роторных экскаваторов изменяется от 40 до 4000 л, производительность их достигает 11 тыс. м³ в час. Диаметр роторного колеса составляет 2,5—18 м.

Число черпаков на роторном колесе изменяется в зависимости от свойств разрабатываемых пород от 6 до 12. При разработке налипавших рыхлых пород применяют роторные колеса с меньшим количеством черпаков, при разработке более крепких пород — с большим.

Для предотвращения налипания породы днища черпаков часто изготовляют в виде сетки из отрезков корабельных цепей: при подъеме черпаков цепи провисают и освобождаются от налипающей породы.

Различают экскаваторы с неподвижной и выдвижной роторной стрелой. У первых ротор на забой подается при продвижении всего экскаватора, у вторых — за счет выдвижения роторной стрелы, которое может достигать 20—31 м. Экскаваторы с неподвижной стрелой имеют более простую конструкцию и при одинаковых параметрах на 20—25% легче, чем с выдвижной стрелой, но при работе их требуются более частые передвигания для подачи ротора к забой. Экскаваторы с выдвижной стрелой передвигаются только после отработки захватки на величину, равную величине подачи роторной стрелы.

Роторные экскаваторы обычно работают с верхним черпаком. В последнее время начали создавать колюнборотные экскаваторы, предназначенные для верхнего и нижнего черпания (см. рис. П.13). Направление вращения ротора и положение черпаков при верхнем и нижнем черпании различны. Поэтому при переходе от верхнего

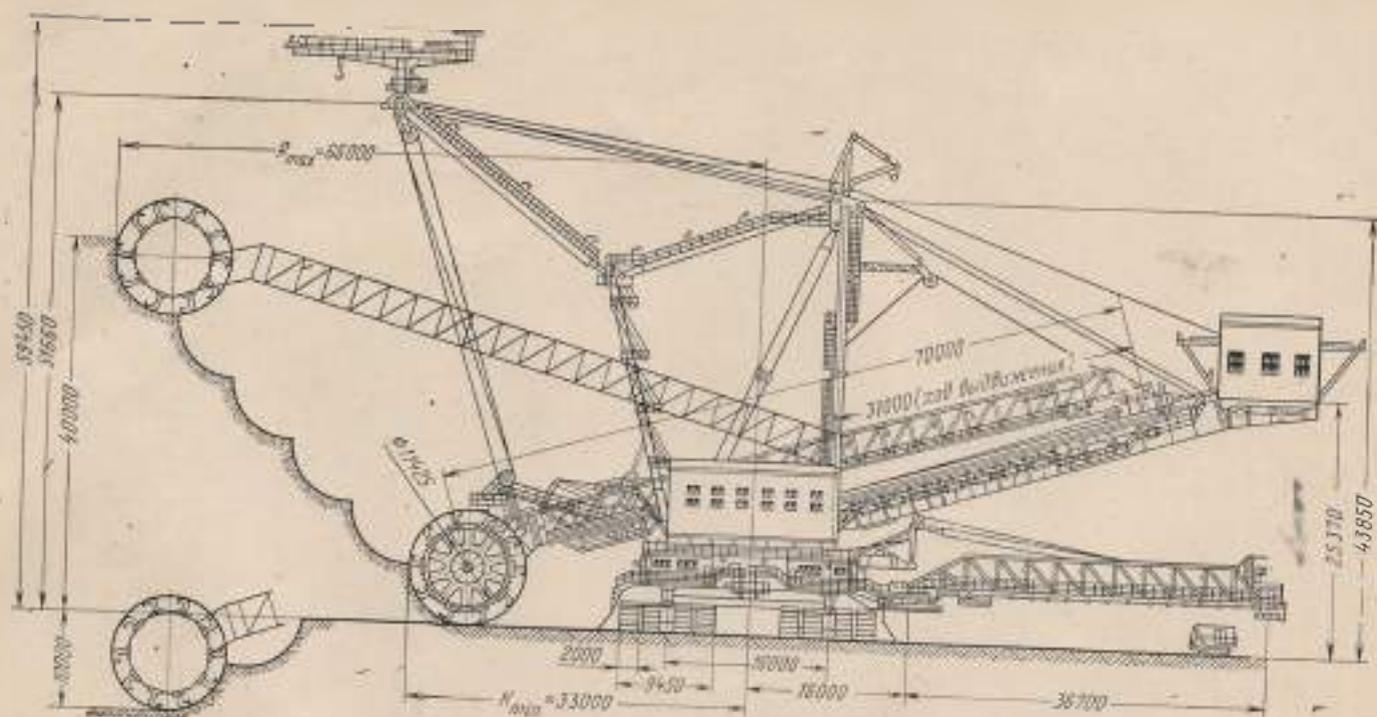


Рис. III 13 Схема роторного экскаватора переднего козла и нижнего выезда

Таблица III 5

Техническая характеристика роторных экскаваторов

Показатели	ЭГ-500	ЭГ-1000 17 Т-5	ЭГ-1100Д	ЭГ-1500 3Д	ЭГ-1500 40 III	ЭГ-1500-1000 40 7	ЭГ-1500-5000 30 3	ЭГ-1500-2600 50 5 (проект)
Теоретическая производительность в плотной массе, м ³ /ч	500	1000	—	3000	—	—	3100	11200
Емкость черпачка, л	300	400	400	1500	1600	1600	1000	2600
Диаметр роторного колеса, м	1,5	6,125	6,5	17,5	—	16	13	16
Удельное усилие резания на 1 см черпача, Н	700	800	—	1250	1050	—	—	1150
Число черпачков	8	9	9	10	10	10	10	12
Высота черпачка при угле наклона стрелы 18°, м	11,5	17	15	40	40	40	30	50
Глубина черпания, м	0,5	1,5	1,5	10	7	7	3	5
Подъем стрелы, м	—	—	—	31	—	—	—	—
Радиус резания максимальный (нормальный), м	17,6	22	24,2	69(33)	73,7	73,7	65,9 (64,3)	93,5 (86,6)
Высота разгрузки, м:								
максимальная	7,5	21,5	5,9	9	13	13	21,5	12
минимальная	3,4	6,5	2,3	2	3,5	3,5	3,5	2
Вылет от оси поворота отвальной консоли, м	15,5	—	22,5	36,7	45	45	45	—
Угол поворота разгрузочной консоли в плане от продольной оси заскапывателя, градус	±90	±75	±80	±90	±80	±80	±80	±60
Ширина ленты конвейера, мм	1200	—	1200	1800	2000	2000	2000	2400
Холодное оборудование		Гусеничное				Шагающе-рельсовое		

черпания к нижнему производят перестановку ротора и изменяют направление его вращения.

Большинству роторных экскаваторов имеет гусеничный ход. Рельсовым ходом оборудуют непереворотные экскаваторы, работающие в комплексе с транспортно-отвалными мостами.

В последнее время успешно применяют более совершенный по сравнению с гусеничным шагашше-рельсовый ход.

Технологическими параметрами роторных экскаваторов, определяющими размеры забоя к схеме работы, являются диаметр роторного колеса, радиус, высота и глубина черпания, выдвигание (телескопичность) стрелы, радиус и угол поворота разгрузочной ковша, высота разгрузки. Значения их приведены в табл. III.9.

По производительности в разрыхленной массе различают роторные экскаваторы небольшой (до 630 м³/ч), средней (630—2500 м³/ч) и большой производительности (2500—5000 м³/ч), а также сверхмощные экскаваторы производительностью свыше 5000 м³/ч.

Роторные экскаваторы применяют на вскрышных и добычных работах при разработке горных пород с коэффициентом крепости по М. М. Протодьяконову не более 3. Они наиболее эффективны при селективной разработке сложных залежей полезных ископаемых.

§ 8. Технология разработки горных пород многоколесными цепными экскаваторами

Многоколесные цепные экскаваторы на рельсовом ходу разрабатывают уступы фронтальным забоем, расположенным с откоса уступа. Невероятные экскаваторы на гусеничном ходу могут работать как фронтальным, так и торцовым забоем.

Цепные экскаваторы, работающие фронтальным забоем, непрерывно передвигаются вдоль откоса уступа. При этом черпак наполняется породой за счет перемещения их по поверхности забоя под действием черпаковой цепи и движения экскаватора вдоль откоса уступа. Толщина срезаемой черпаком экскаваторов средней мощности стружки составляет 10—15 см для доломита и 5—8 см для глины. Забой экскаватора может быть расположен вдоль всего фронта на уступе или его делят по длине на отдельные блоки, выемку которых производят последовательно.

При работе в торцовом забое выемку породы производят серповидными стружками при повороте экскаватора вместе с черпаковой рамой вокруг вертикальной оси. Ширина захвата может достигать 15—20 м и при заданных длине и угле наклона черпаковой рамы определяется углом поворота ее в сторону выработанного пространства, который не должен превышать 73—76° при нижнем черпании и 81—84° при верхнем черпании.

Различают выемку параллельными (рис. III.14, а) и везными (рис. III.14, б) стружками. При разработке уступа параллельными

стружками черпаковая рама, сохраняя первоначально заданный угол наклона, последовательно срезает с уступа слои породы определенной толщины. После снятия каждого слоя раму перемещают на толщину стружки.

При работе черпаками стружками угол наклона черпаковой рамы после снятия каждого слоя изменяется: раму опускают на величину, равную толщине срезаемой стружки. Экскаватор и рельсовый путь перемещают только после обработки всей заходки, что позволяет уменьшить число поперечных передвижек экскаватора и объем путевого подвижных работ. Однако производительность экскаватора в этом случае из-за наклона ковшей при переходе длины стружки меньше, чем при работе параллельными стружками. Поэтому в большинстве случаев цепными экскаваторами разрабатывают уступы параллельными стружками. Разработку уступов черпаками стружками обычно применяют тогда, когда нет достаточно хороших условий для непрерывного перемещения рельсовых путей.

Подобную уступа выравнивают с помощью планирующего звена, которое в зависимости от принятой схемы работы располагают в начале или в конце черпаковой рамы.

При выемке черпаками параллельных стружками черпаковую раму с планирующим звеном, расположенным в конце рамы, после снятия каждого слоя перемещают в поперечном направлении параллельно своему первоначальному положению на толщину срезаемой стружки. Перемещение рамы осуществляется вместе с передвижением экскаватора и рельсового пути путевым двигателем непрерывного действия. В новых конструкциях цепных экскаваторов черпаковая рама может перемещаться без передвижек экскаватора на толщину нескольких стружек.

При работе черпаками стружками ковшовую раму с планирующим звеном (рис. III.15, а) после выемки очередной заходки (положение I) поднимают вверх в горизонтальное положение и переводят рабочие дуги, в результате чего экскаватор занимает положение II. По мере обработки слоев породы ковшовая рама, вращаясь относительно шарнирной оси, последовательно занимает положения III, IV и V. При этом планирующее звено из положения II постепенно переводят в горизонтальное положение. После выемки заходки экскаватор перемещают на величину, равную длине заходки, и цикл повторяется. При всерийной обработке уступов экскаваторами нижнего черпания с жесткой ковшовой рамой без планирующего звена (рис. III.15, б) после выемки каж-

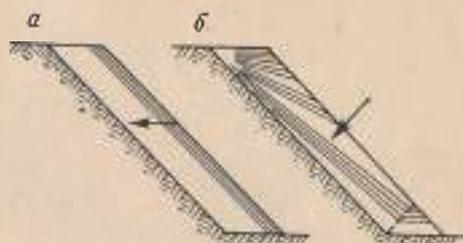


Рис. III.14. Выемка породы параллельно склону и вертикальными стружками

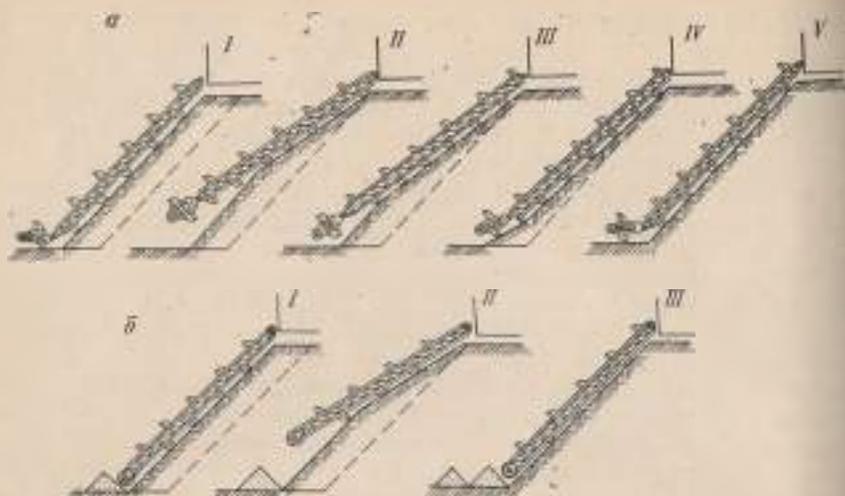


Рис. 11.15. Схема работы цепного экскаватора нижнего черпания

дой заходки на нижней площадке уступа остаются породные бляхи треугольной формы.

Разработку забоя верхним черпанием параллельными стружками производят так же, как и нижним черпанием. При этом рельсовые пути и экскаватор перемещают или непрерывно на величину, равную толщине стружки, или периодически на величину, равную длине планирующего звена. В последнем случае ковшовая рама, по мере выемки отдельных слоев последовательно занимает положения I, II, III (рис. 11.16, а).

Верная отработка уступов экскаваторами верхнего черпания применяется сравнительно редко при небольшой высоте уступа и достаточно устойчивых породах. Черпачковая рама при этом последовательно занимает положения I, II, III (рис. 11.16, б). В слабых породах подработанная верхняя часть уступа обычно обрушается, что усложняет разработку уступа и может привести к деформации черпачковой рамы.

Высота уступа, разрабатываемых цепными экскаваторами, зависит от длины черпачковой рамы и угла ее наклона, который определяется крепостью и устойчивостью разрабатываемых пород. Обычно угол наклона уступов не превышает 45° , а высота их не превышает 30 м при верхнем черпании и 40 м при нижнем.

Цепные экскаваторы с многошарнирными черпачковыми рамами позволяют осуществлять раздельную выемку горизонтальных и пологих пластов сложного строения. Особенно эффективна раздельная выемка сложных пластов полноповоротными экскаваторами с многошарнирной выдвигающей рамой.

Применение цепных многоковшовых экскаваторов эффективно при разработке мягких, хорошо осушенных горных пород, не

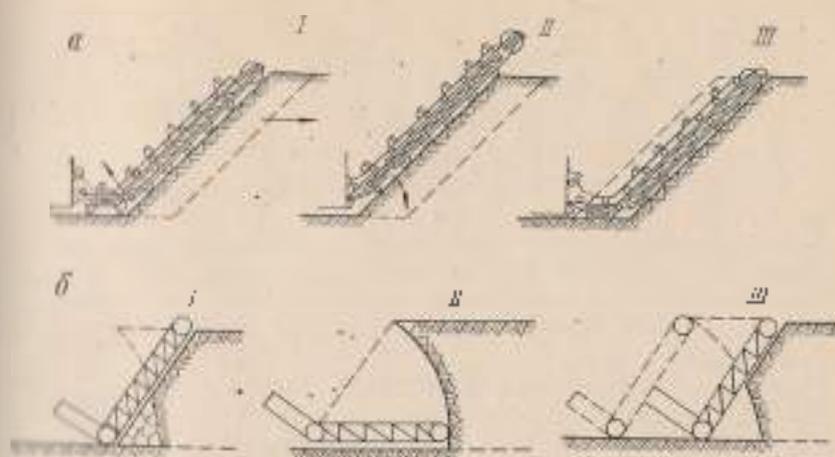


Рис. 11.15. Схема работы цепного экскаватора верхнего черпания

склонным к оползанию и обеспечивающих достаточную устойчивость отвеса и рабочей площадки уступа.

§ 9. Технологии разработки горных пород многоконцовыми роторными экскаваторами

Роторные экскаваторы обычно разрабатывают уступы торцовым забоем и реже фронтальным.

При работе торцовым забоем (рис. 11.17. а) экскаватор стоит на месте, а стрела вместе с ротором поворачивается на угол $\omega = 90^\circ + 135^\circ$. Забой разрабатывается при повороте роторной стрелы влево и вправо, так и обратном направлении. После отработки забоя по всей высоте уступа экскаватор передвигается вдоль заходки на расстояние, равное величине поворота роторной стрелы на забой, после чего цикл повторяется.

Максимальную ширину забоя роторного экскаватора определяют по формуле

$$A = R_{\text{ч. макс}} [1 + \sin(\omega - 90^\circ)] - H \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м.} \quad (11.12)$$

где $R_{\text{ч. макс}}$ — максимальный радиус черпания экскаватора, м; ω — угол работы роторного экскаватора, градус (для экскаваторов с поворотным корпусом $\omega = 90^\circ + 135^\circ$, но чаще колеблется в пределах $100^\circ - 120^\circ$); H — высота разрабатываемого уступа, м; α — угол отвеса уступа, градус ($\alpha \leq 65^\circ$).

Максимальная высота уступа определяется допустимым углом наклона роторной стрелы к ее длине и не должна превышать высоты (глубины) черпания экскаватора.



Рис. 11.17. Виды забоев роторных экскаваторов

У современных меньших экскаваторов ширина заходки достигает 100 м, высота черпания 50 м, глубина черпания 20 м.

Разработка уступов торцовым забоем широко распространена при применении роторных экскаваторов на гусеничном или шагающе-рельсовом ходу.

При фронтальном забое экскаватор располагается со стороны откоса уступа. Забой разрабатывает горизонтальными слоями с поворотом или без поворота роторной стрелы. В первом случае (рис. 11.17, б) экскаватор во время работы стоит на месте, а роторная стрела поворачивается на угол $\omega = 50-60^\circ$. После отработки забоя по всей высоте уступа экскаватор передвигается вдоль откоса уступа на величину, равную ширине забоя:

$$A = 2R_{\text{ч. max}} \sin \frac{\omega}{2}, \text{ м.} \quad (11.13)$$

где $R_{\text{ч. max}}$ — максимальный радиус черпания экскаватора, м.

При работе без поворота стрелы (рис. 11.17, а) экскаватор последовательно снимает горизонтальные слои породы, непрерывно двигаясь вдоль откоса уступа.

Разработка уступов фронтальным забоем значительно увеличивает объем работ из-за передвижки рельсовых путей и расход электроэнергии на передвижение экскаватора. Поэтому фронтальные забои применяют сравнительно редко, обычно при работе экскаваторов на рельсовом ходу с погрузкой на транспортно-отвалыные мосты.

При разработке уступов торцовым забоем экскаватор может работать с верхним и нижним черпанием. Возможные схемы расположения забоев доказаны на рис. 11.18. При фронтальном забое разработка уступов производится только верхним черпанием.

Роторные экскаваторы независимо от положения забоя могут разрабатывать уступы вертикальными или горизонтальными стружками. По направлению и последовательности снятия стружки различают четыре способа разработки забоев: вертикальными однорядными стружками, вертикальными многорядными стружками, горизонтальными стружками и комбинированными.

При работе вертикальными однорядными стружками (рис. 11.19, а) забой по высоте разделяют на несколько горизонтальных слоев, выемка которых производится сверху вниз следующим образом: роторное колесо последовательно снимает стружки 1, 2, 3 и 4 по всей ширине забоя, после чего оно переводит в по-

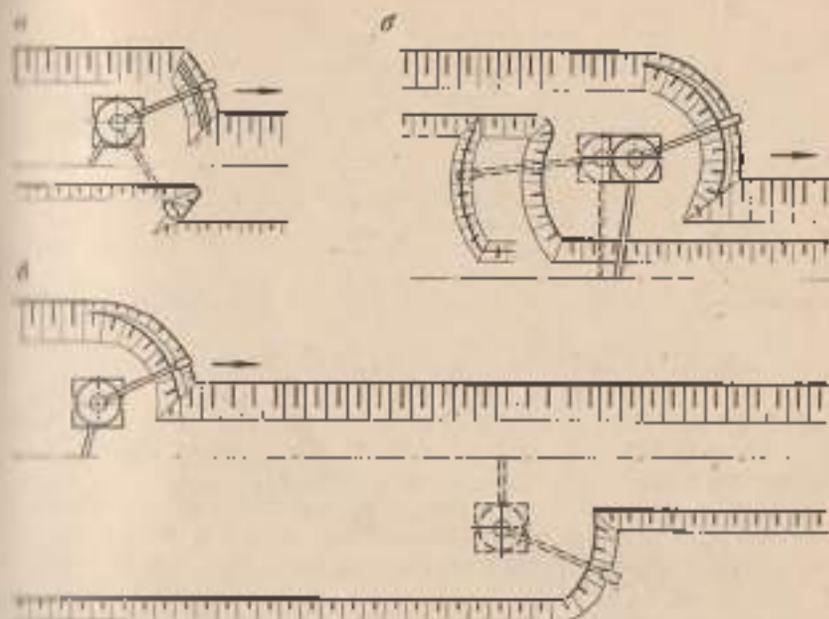


Рис. III.19. Схемы работы роторных экскапаторов при верхней и нижней черпаки:

а и б — при одновременной работе верхнего и нижнего черпаков, в — при последовательной обработке

ной окладное положение для гнания стружек 5, 6, 7 и 8. Высоту каждого горизонтального слоя в зависимости от типа разрабатываемых пород принимают равной от 0,5 до 0,75 диаметра роторного колеса.

При разработке уступа вертикальными многорядными стружками в каждом горизонтальном слое последовательно снимают несколько вертикальных стружек (рис. III.19, б), лезвия которых обозначены цифрами 1—15.

Разработку забоя горизонтальными стружками (рис. III.19, в) производят сверху вниз последовательными горизонтальными слоями высотой 0,5—0,75 диаметра ротора. При этом роторное колесо непрерывно проходит по всей ширине забоя, снимая за каждый проход горизонтальную стружку породы.

Комбинированный способ разработки представляет собой разделение забоя на три способа (рис. III.19, в).

Способы разработки вертикальными однорядными и горизонтальными стружками применяют обычно при выемке плотных слоев пород. Вертикальные многорядные стружки чаще применяют при разработке рыхлых неустойчивых пород. Комбинированный способ обычно применяют в сложных забоях, состоящих из пород различной крепости.

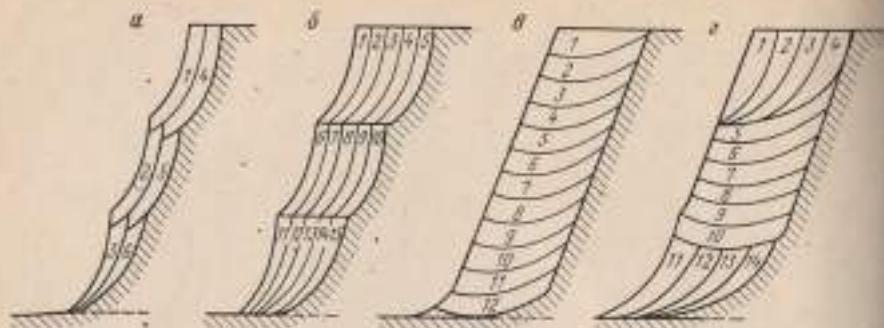


Рис. 11.19. Способы откатки лобов роторными экскаваторами

При применении горизонтальных стружек на подошве уступа образуются гребни, зачистку которых производят бульдозерами или другим вспомогательным оборудованием.

Толщина срезаемой ротором стружки зависит от мощности экскаватора и свойств разрабатываемых пород и достигает 0,5—1 м. Регулирование толщины стружки производится подачей роторной стрелы на забой.

Форма стружки в плаке зависит от конструкции роторной стрелы. При неподвижной стреле стружка имеет серповидную форму, при подвижной — концентрическую (рис. 11.20). В последнем случае большая часть стружки имеет постоянную толщину, что обеспечивает лучшие условия для наполнения ковшей.

Углы откоса уступа и забоя роторного экскаватора прижимаются в соответствии со свойствами разрабатываемых пород. Согласно правилам технической эксплуатации угол откоса уступа при работе роторного экскаватора должен быть не более 65° . Угол откоса

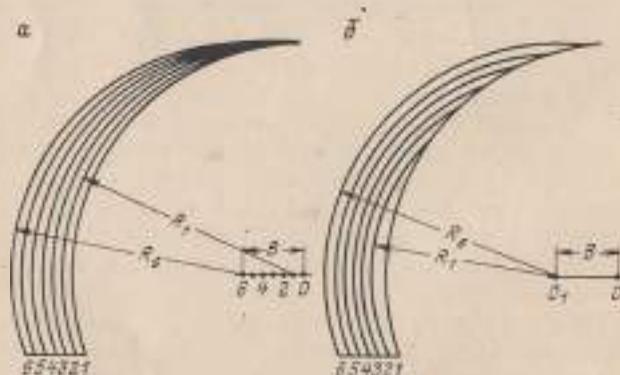


Рис. 11.20. Формы стружек роторного экскаватора:
 а — неподвижной стрелы ($R_1 = R_2 = R_3 = \dots = R_n$); б — с подвижной стрелой ($R_1 < R_2 < \dots < R_n$)

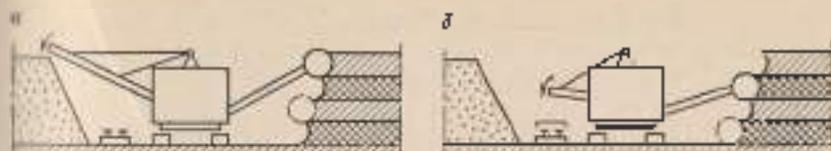


Рис. 11.21. Схема раздельной выемки [ротаторной экскаватором]:
 а — пустой породы; б — железного и сталкового

забой может быть принят на 5—10% больше, так как устойчивость забоя должна быть кратковременной.

Ротарные экскаваторы являются наиболее перспективными выемно-погрузочными машинами. Их применение особенно эффективно при селективной выемке залежей сложного строения (рис. 11.21). Совмещение подъема и опускания ротора с поворотом в горизонтальной плоскости позволяет вынимать прослойки горных пород не выдержанного залегания мощностью 0,1 м и более.

§ 10. Производительность многоковшовых экскаваторов

Производительность многоковшовых экскаваторов зависит в основном от физико-механических свойств разрабатываемых пород, типа экскаватора, схемы его работы и вида транспорта, формы и размеров забоя, организации горных работ в карьере и квалификации машиниста экскаватора.

Теоретическая производительность многоковшовых экскаваторов определяется геометрической емкостью черпака и числом их разгрузок в единицу времени:

$$Q_T = 60E_n, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (11.14)$$

где E — емкость черпака, м^3 ; n — число разгрузок в минуту.

Число разгрузок определяется скоростью движения и шагом ковшами цепи у цепных экскаваторов, частотой вращения и количеством черпаков на роторном колесе у роторных экскаваторов. В легких экскавируемых породах число черпаний увеличивают, в трудно экскавируемых — уменьшают.

Среднее число разгрузок черпаков цепных экскаваторов в минуту составляет при разработке рыхлых пород 30—38, сульфидных — 22—26, тяжелых глин, мела и мергеля — 18—22.

Число разгрузок черпаков роторных экскаваторов в минуту определяют по формуле

$$n = mN, \quad (11.15)$$

где m — число черпаков на роторном колесе; N — число оборотов роторного колеса в минуту.

Число оборотов ротора принимают по технической характеристике экскаватора или рассчитывают по формуле

$$N = \frac{60v}{\pi D}, \quad (III, 16)$$

где v — скорость резания, м/с; D — диаметр роторного колеса, м.

Техническая производительность многоковшовых экскаваторов соответствует максимальной их производительности при непрерывной работе и определяется по формуле

$$Q_{\text{тех}} = 60E\eta \frac{k_n}{k_p}, \quad \text{м}^3/\text{ч}, \quad (III, 17)$$

где k_n — коэффициент наполнения черпака; k_p — коэффициент разрыхления экскавируемых пород.

Примерные значения коэффициентов k_n и k_p приведены ниже.

Породы	k_n при наклоне черпака к горизонту экскаватора	k_p при наклоне черпака роторным многоковшовым	η
Песок, гравий	0,9—1,2	1,0—1,1	1,1
Бурый уголь, суглинки	0,75—1,1	0,9—1,0	1,2—1,3
Глинистые породы	0,7—0,9	0,8—1,0	1,2—1,3

Значения коэффициента наполнения для верхнего черпака принимаются на 10—15% меньше.

Эксплуатационную производительность определяют с учетом простоев экскаватора в течение смены

$$Q_s = 60E\eta \frac{k_n}{k_p} T_{\eta}, \quad \text{м}^3/\text{смену}, \quad (III, 18)$$

где T — продолжительность рабочей смены, ч; η — коэффициент использования экскаватора во времени.

Коэффициент использования экскаватора во времени зависит главным образом от вида карьерного транспорта и организации работы. При конвейерном транспорте величина этого коэффициента достигает 0,9, при железнодорожном — изменяется в пределах 0,6—0,8.

Годовая производительность многоковшовых экскаваторов при разработке мягких пород в значительной мере зависит от продолжительности их работы в течение года, которая определяется главным образом климатическими условиями. Глубина промерзания грунтов на карьерах Украины составляет 1—1,5 м, на Урале — 1,5—2 м, на Дальнем Востоке — 2,5—3 м. Остальная часть незаэриваемого уступа эзходитсз в талом состоянии. Талые грунты в зимнее время примерзают к черпакам и ковшеерам, что резко снижает производительность экскаваторов. Поэтому вскрышные многоковшовые экскаваторы на карьерах СССР в зимнее время, как правило, не работают. Продолжительность сезона вскрышных работ в южных районах страны — с марта по декабрь, в средней

полосе — с апреля до ноября, в северных районах — с мая по октябрь. Большая часть зимнего периода используется для ремонта экскаваторов и горнотранспортного оборудования.

§ 11. Разработка горных пород землеройно-транспортными машинами

К землеройно-транспортным машинам относятся колесные скреперы и бульдозеры. В процессе работы эти машины производят послойную выемку породы, ее транспортирование и разгрузку в отвал.

Колесные скреперы состоят из ковша, ходовой части, сцепного устройства и механизма управления. Они предназначены для послойной выемки, транспортирования и укладки в отвал рыхлых и легко разрыхляемых горных пород.

Колесные скреперы подразделяются на гусеничные, полуприцепные и самоходные. Прицепные скреперы двухосные, работают в принципе с гусеничным или колесным тягачом. Полуприцепные скреперы обычно одиосные, в качестве передней опоры у них используется тягач. Самоходные скреперы имеют колесный или гусеничный ход. Наибольшее распространение на карьерах получили полуприцепные и самоходные скреперы на колесном ходу с емкостью ковша 10—25 м³ (табл. III.10), имеющие скорость передвижения до 50—70 км/ч при порожнем пробеге и до 20—30 км/ч с грузом. Разрабатываются конструкции с ковшами емкостью до 30—40 м³.

Цикл работы колесного скрепера (рис. III.22) состоит из следующих операций: заселения ковша в забой корозой, перемещение его к месту вырезки, разгрузки и возврата назад в забой. При заселении ковша 1 породой он опускается на забой и передняя стенка 2 поднимается. При движении скрепера вперед нож ковша вырезает в породе и срезае стружку толщиной 0,1—0,3 м, наполняется породой. Параллельный ковш поднимает и транспортирует в отвал к месту разгрузки. На отвале ковш несколько опускают, оставляя необходимый зазор между почвой и ковшом, и перемещают вперед до ковша заднюю стенку 3, которая выталкивает породу из ковша. Освобожденный от породы ковш поднимают и транспортируют в обратном направлении, и скрепер возвращается в забой, после чего цикл работы повторяют.

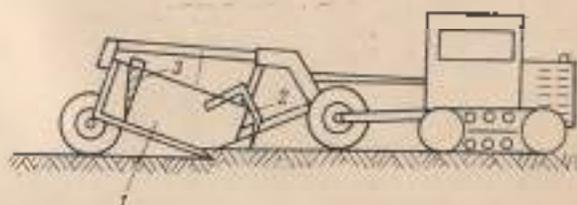
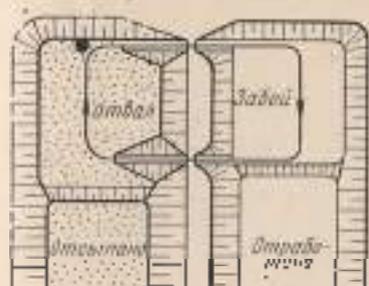


Рис. III.22. Трехосный скрепер с тягачом-прицепом

Техническая характеристика колесных сгреперов

Показатели	Самходные				Прицепные			Полуприцепные
	Д-307Г	Д-307	Д-302	Д-314	Д-213А	Д-188А	Д-189	
Емкость коша, м ³	10	10	15	8	11	15	15	15
Тип тягача	БелАЗ-529В	МАЗ-546	БелАЗ-531	Т-100ГП	Т-140	ДЭТ-250	МАЗ-525Д	
Мощность, кВт	151	180	276	147	103	221	221	
Ширина резания, мм	2760	3125	2800	2672	2648	3120	3150	
Глубина резания, мм	300	300	350	320	320	300	300	
Управление		Гидравлическое			Каватное		Гидравлическое	
Радиус поворота, м	--	8,1	--	5,1	8	7	6,77	
Размеры сгрепера, мм:								
ширина	3 230	3 300	3 250	3025	3230	3 480	3500	
длина	10 250	11 200	13 030	8400	9800	10 940	--	
Масса сгрепера, т	8,6	12	15,68	6,6	8,5	15,75	14	
Масса сгрепера с тягачом, т	17,05	22,5	29,68	18,15	23	31	26	

а



б

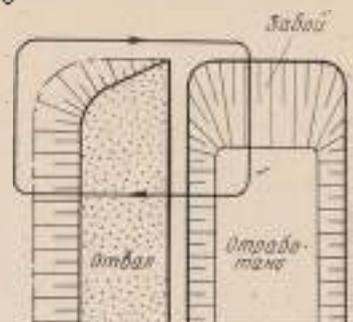


Рис. III.23. Способ выемки горных пород колесными скреперами

При работе мощных скреперов в плотных породах усилий одного тягача иногда бывает недостаточно для наплавления ковша; тогда используют трактор-толкач, который в момент загрузки толкает скрепер сзади. Один трактор-толкач обслуживает на месте загрузки 3—4 скрепера, что позволяет на 15—20% увеличить их производительность. При работе в слабых породах к одному трактору-тягачу иногда можно прицепить два скрепера.

Различают два основных способа выемки горных пород колесными скреперами: горизонтальными слоями с заполнением ковша скрепера на горизонтальном участке (рис. III.23, а) и наклонными слоями с заполнением ковша на наклонном участке при движении скрепера под уклон или на подъем (рис. III.23, б).

При первом способе выемки вскрытые уступы обрабатывают отдельными участками. Фронт вскрышных работ подвигается периодически, по мере обработки на полную глубину каждого участка. Отвалы также формируют отдельными участками и отгружают равномерными слоями по всей ширине отвального участка.

При втором способе фронт работ подвигается непрерывно, что создает лучшие условия для равномерного ведения добычных работ.

Техническая производительность скрепера зависит от свойств разрабатываемых пород, емкости ковша, продолжительности его наполнения и разгрузки, расстояния и скорости транспортирования.

$$Q_{\text{тех}} = \frac{60Ek_n}{T_u k_p} \cdot v^3 / \mu, \quad (\text{III.19})$$

где E — геометрическая емкость ковша, м^3 ; T_u — продолжительность рабочего цикла, мин; k_n — коэффициент наполнения ковша (0,7—1,2); k_p — коэффициент разрыхления пород в ковше (1,1—1,4).

Продолжительность цикла

$$T_{\text{ц}} = t_{\text{з}} + t_{\text{р}} + t_{\text{п}} + t_{\text{в}} + t_{\text{с}}, \text{ мин.} \quad (III, 20)$$

где $t_{\text{з}}$ — продолжительность загрузки ковша (1,0—1,5), мин;
 $t_{\text{р}}$ — продолжительность грузного хода, мин; $t_{\text{п}}$ — продолжительность разгрузки ковша (0,5—1,0), мин; $t_{\text{в}}$ — продолжительность порожнего хода, мин; $t_{\text{с}}$ — продолжительность вспомогательных операций — повороты и переключения передач (1,0—1,5), мин.

Продолжительность рабочего цикла зависит главным образом от расстояния транспортирования и скорости движения скрепера. Эксплуатационная производительность скрепера

$$Q_{\text{с}} = \frac{60 \eta_{\text{ср}} T_{\text{р}}}{T_{\text{ц}} K_{\text{р}}}, \text{ м}^3/\text{смену}, \quad (III, 21)$$

где T — продолжительность смены, ч; η — коэффициент использования скрепера во времени (0,7—0,85).

При наиболее распространенном расстоянии транспортирования 200—300 м сменная производительность скрепера с ковшем емкостью 1,5 м³ составляет 400—600 м³. С увеличением расстояния транспортирования производительность колесных скреперов значительно снижается. Поэтому скреперы с гусеничными тягачами обычно применяют при расстоянии транспортирования не более 0,3—0,5 км, с колесными тягачами — не более 1—1,5 км. Мощные быстросходные скреперы с ковшем емкостью 10—15 м³ и более могут рационально использоваться при расстоянии транспортирования до 3—4 км.

Колесные скреперы широко применяют на открытых горных работах для зачистки кровли пласта, допущения выветривания уступа, прохода траншей, планировки площадок и дорог, а также для выполнения основных вскрышных работ на карьерах. Они выгодно отличаются от других машин простотой и надежностью конструкции, небольшой стоимостью и низким эксплуатационными расходами. К основным недостаткам скреперов относятся сезонность их работы, непригодность для работы в породах с большим количеством валунов, значительное снижение производительности при увеличении расстояния транспортирования.

Бульдозер представляет собой трактор или колесный тягач с укрепленным впереди отвалом. Он, как и колесный скрепер, производит выемку, транспортирование и размещение пород и отвала. Однако, в отличие от скрепера, бульдозер может работать как в мягких, так и в разрыхленных взрывом скальных породах.

На карьерах бульдозеры широко применяют для планировки рабочих площадок, отвалов, дорог, для совместной работы с экскаватором или скрепером. Для зачистки кровли пласта и выполнения различных вспомогательных работ. При разработке рыхлых месторождений бульдозеры успешно применяют на вскрышных и добычных работах.

Техническая характеристика бульдозеров

Показатели	Гусеничные					Полногусеничные	
	Д-271А	Д-421	Д-422	Д-264А	Д-385	Д-561	Д-581
Базовый трактор или тягач	Т-100М	Т-140	Т-140	ДЭТ-220	ДЭТ-250	К-702	МоАЗ-542
Мощность, кВт	73,5	103	103	221	221	148	177
Угол установки отвала в плане, градус	90	90	60—90	90	65—90	90	60—90
Размеры отвала, мм:							
длина	3030	3350	4590	4500	5000	3200	3500
высота	1100	1300	1270	1200	1150	—	1050
Угол резания, градус	57—62	48—57	49—57	50—60	50—60	—	—
Максимальный подъем отвала, мм	900	1130	850	840	1000	800	1300
Максимальное заглубление отвала, мм	1000	430	500	340	350	300	650
Максимальные тяговые усилия, кН	90	133	133	220	220	60	125
Управление	Тросовое			Гидравлическое			
Масса бульдозера, т	1,6	1,9	2,8	2,2	4,5	—	2,5
Масса бульдозера с трактором, т	13,3	16,9	17,4	26,5	29,5	14,1	21

Бульдозеры подразделяют на неповоротные и поворотные. У первых отвал, укрепленный перпендикулярно к продольной оси машины, может только подниматься или опускаться в вертикальной плоскости, у вторых отвал может изменять положение как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскости, что позволяет перемещать срезавшую породу в сторону от направления движения бульдозера.

Бульдозеры имеют канатное или гидравлическое управление. При канатном управлении отвал заглубляется под действием силы тяжести, при гидравлическом — принудительно, с помощью гидравлических систем.

На карьерах наибольшее распространение получили гусеничные неповоротные бульдозеры (табл. III.11). Они обладают хорошей проходливостью, конструктивно просты и надежны в работе. В последнее время все шире начинают применять колесные бульдозеры, имеющие большую маневренность и скорость перемещения. Их целесообразно применять при большой разбросанности участков работ с небольшими объемами.

Производительность бульдозеров зависит главным образом от мощности машин, размеров отвала, свойств разрабатываемых пород и дальности транспортирования. С увеличением дальности транспортирования производительность бульдозеров резко снижается. Так, средняя производительность бульдозера Д-385 при дальности транспортирования 10 м составляет 2000—2200 м³, а при увеличении ее до 30 м снижается до 500—700 м³. Для современных бульдозеров экономически выгодная дальность транспортирования не превышает 100 м. С увеличением мощности бульдозеров это расстояние может быть увеличено.

Глава IV

ПЕРЕМЕЩЕНИЕ КАРЬЕРНЫХ ГРУЗОВ

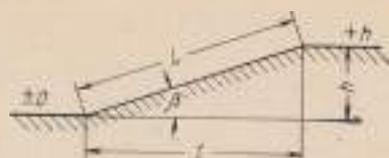
§ 1. Общие сведения

Перемещение карьерных грузов является одним из основных производственных процессов открытых горных работ, удельный вес которого в общей себестоимости добычи полезного ископаемого достигает 40—60%.

Основное назначение карьерного транспорта — перемещение горной массы от экскаваторных забоев до пунктов разгрузки, которыми для вскрышных пород являются отвалы, для полезного ископаемого — склады или приемные бункера перерабатывающих фабрик.

Потоки перемещаемого карьерным транспортом груза имеют определенное направление и сравнительно постоянный объем. В зависимости от направления перевозок они могут быть сосредоточенными, рассредоточенными и смешанными.

Рис. IV 1. Схема к определению угла уклона транспортных путей



В первом случае вся горная масса перемещается по одним транспортным путям, во втором имеется два или больше транспортных направлений, в третьем весь груз из карьера перемещается вначале по одним транспортным коммуникациям, а затем разветвляется на отдельные грузопотоки. На карьерах чаще всего применяют распределочные вскрышные и добычные грузопотоки. При этом грузы вскрышных пород в зависимости от их свойства, а также числа и расположения отвалов могут быть разветвлены на несколько самостоятельных потоков.

Количество груза (в тоннах или кубических метрах), перевозимого по всем грузопотокам в единицу времени (час, смену, сутки, год), называют грузооборотом карьера. Он включает грузооборот вскрышных пород, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов, имеющих незначительный удельный вес. Основную долю в грузообороте карьера обычно составляют вскрышные породы, реже — полезное ископаемое. Произведение количества перевозимого груза на расстояние транспортирования называется транспортной работой карьера. Транспортная работа определяет количество транспортных средств и затраты на транспортирование горной массы.

Транспортные пути на карьерах могут быть постоянными (стадионарными) и передвижными (временными). Постоянные пути укладывают на поверхности карьера и его рабочем борту, и они служат в течение всего срока существования карьера или в течение длительного промежутка времени. Передвижные пути укладывают на рабочих горизонтах карьера или на отвалах, и по мере продвижения фронта работ их перемещают в новое положение.

Для вывоза груза из карьера транспортные пути укладывают под определенным уклоном, величина которого определяется тангенсом угла подъема (рис. IV 1) по выражению

$$\operatorname{tg} \beta = \frac{h}{l} \quad (IV.1)$$

где h — вертикальная высота подъема груза, м; l — горизонтальная проекция длины транспортирования, м.

При железнодорожном и автомобильном транспорте величина угла β незначительная и поэтому принимают $l = L$, а уклон пути i часто выражают в тысячных долях единицы

$$i = \frac{h}{L} \cdot 1000, \text{‰} \quad (IV.2)$$

При несомывании транспорта с большими углами подъема (конвейерного и др.) величину их выражают в градусах.

Уклон пути в карьере определяется видом применяемого транспорта и его техническими характеристиками. Руководящим уклоном называется наибольший уклон в карьере, который преодолевает данный вид транспорта с минимальной скоростью, соответствующей установленному движению.

Маневренность транспортных средств характеризуется минимальными радиусами закругления их пути. С уменьшением радиусов закруглений маневренность транспорта повышается, что имеет большое значение в стесненных условиях карьера.

Характерные особенности карьерного транспорта: перемещение грузов в одном направлении, относительно короткие расстояния перемещения (до 6—8 км, в отдельных случаях до 15—20 км), большой объем периодичных грузов и высокая интенсивность движения, большая крутизна подъема (спуска) груза из карьера, увеличение расстояния транспортирования по мере развития горных работ, нестационарность пунктов погрузки горной массы и разгрузки вскрышных пород, что требует периодического перемещения транспортных коммуникаций, стесненность условий движения в карьере, значительные динамические нагрузки на транспортные сосуды при погрузке и разгрузке, жесткая зависимость остальных производственных процессов открытой разработки от надежности работы транспорта — их объединяющего звена.

Указанные особенности определяют основные требования к карьерному транспорту. При этом вид транспорта должен обеспечить: минимальные расстояния транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород до пунктов разгрузки, надежность работы, минимальные простои и максимальную производительность погрузочного оборудования, соответствие конструкции и параметров транспортных средств параметрам погрузочного оборудования и свойствам перемещаемых пород, достаточную маневренность, минимальный объем путеподвижных работ, минимальную себестоимость перевозки горной массы, безопасность и максимальную производительность труда, наилучший порядок развития горных работ в карьере.

Основными видами карьерного транспорта являются железнодорожный, автомобильный и конвейерный. В последние годы в связи с увеличением глубины карьеров широко применяется комбинированный транспорт, представляющий собой сочетание автомобильного транспорта с железнодорожным или конвейерным, а также со склиновым подъемом или другими специальными видами транспорта. Применение того или иного вида транспорта зависит от свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, условий их зачатания, размеров карьера и глубины разработки, расстояния транспортирования и производительности карьера.

§ 2. Железнодорожный транспорт

Железнодорожный транспорт является наиболее распространенным видом карьерного транспорта. С применением его на железовозных и угольных карьерах вывозят около 50% этой горной массы.

Железнодорожный транспорт отличается высокой производительностью, надежностью работы в любых условиях, небольшим сопротивлением движению и малым расходом энергии, прочностью в большом сроке службы подвижного состава.

Основными недостатками железнодорожного транспорта: большие капитальные затраты на устройство железнодорожной сети и эксплуатационные расходы на его содержание и ремонт, малые преодолеваемые уклоны и большие радиусы закруглений, значительные объемы горно-капитальных работ и сроки строительства карьеров по сравнению с другими видами транспорта.

Железнодорожный транспорт наиболее эффективен в неглубоких карьерах (до 150—250 м) средней и большой производительности (10—100 млн. т в год горной массы и более) при расстояниях транспортирования более 2—3 км от карьера.

Подвижной состав

Подвижной состав железнодорожного транспорта состоит из локомотивов и вагонов. Локомотивы характеризуются мощностью, силой тяги, расчетной и собственной массой, расположением и назначением осей, давлением на ось.

Мощность локомотива, выраженная через касательную силу тяги F (Н) и скорость движения v (км/ч), определяется по выражению:

$$N = \frac{Fv}{36,7}, \text{ кВт.} \quad (IV.3)$$

Расчетной массой локомотива называется его полная масса, собственной — масса локомотива, приходящаяся на его ведущие оси. Собственная масса определяет массу прицепной части локомотива-поезда. В зависимости от вида тяги локомотивы подразделяют на паровозы, электровозы и тепловозы.

Паровозы характеризуются низким коэффициентом полезного действия (около 7%), малым преодолеваемым уклоном (до 2%), большими радиусами закруглений (150 м) и высокими эксплуатационными расходами. В связи с этим удельный вес паровозов непрерывно уменьшается, и на железорудных карьерах ими возмозится только 3—5% грузов.

Электровозы являются наиболее распространенными локомотивами на карьерах. По сравнению с паровозами они имеют следующие преимущества: более высокий к. п. д. (до 14—16%), больший преодолеваемый уклон (до 40—45‰), меньшие радиусы

закруглений (60—100 м), более простое управление и обслуживание.

Недостатки электровозов: необходимость сооружения на карьерах тяговых подстанций и контактной сети, значительные капитальные затраты, сложность эксплуатации передвижной контактной сети.

По способу питания электроэнергией карьерные электровозы подразделяются на контактные, контактно-аккумуляторные и контактно-дизельные. Основным типом являются контактные электровозы (табл. IV.1); перспективно внедрение контактно-дизельных электровозов, способных передвигаться по передвижным забойным путям с помощью дополнительных дизельных двигателей (см. табл. IV.1).

Таблица IV.1

Техническая характеристика контактных электровозов

Показатели	Электровозы				
	EL-2	EL-1	ГДР-1 (ГДР-1)	ПЭ-3М	Д-30СМ
Страна-изготовитель	ГДР	ГДР	СССР	СССР	СССР
Сцепная масса, т	100	150	150	150	100
Напряжение в сети, В	1500	1500	1500	1100	10 000*
Колесная формула	20+20	20+20+20	20+20+20	20+20+20	20+20
Часовая мощность, кВт	1400	2100	1560	1140	1420
Скорость, км/ч	30,5	30,5	28,0	23,4	30
Нагрузка на ось, кН	250	250	250	250	250
Минимальный радиус кривой, м	60	60	60	60	75
Длина по автосцепкам, м	14,5	21,3	20,9	18,9	15,5

* Серийный тип.

В последние годы на глубоких карьерах внедряются тепловые агрегаты, состоящие из электровоза управления и оборудованных тяговыми электродвигателями вагонов (которые вагоны), сцепная масса которых складывается из массы вагона и массы перевозимого груза. Применение их позволяет увеличить преодолеваемые уклоны до 60—80‰ или при том же уклоне повысить в 2—2,5 раза массу перевозимого поездом груза.

Тепловозом называется локомотив, оборудованный двигателем внутреннего сгорания. У мощных тепловозов двигатель внутреннего сгорания (дизель) управляет генератором постоянного тока, который питает электроэнергией тяговые электродвигатели. Вследствие этого тяговые характеристики тепловозов идентичны характеристикам электровозов.

Тепловозы имеют высокий к. п. д. (до 28%), автономность питания, не требуют сооружения контактной сети и тяговых подстанций. Основные их недостатки: недопустимость перегрузки дизелей,

малый преодолеваемый уклон (до 30%), относительно быстрый понос дизелей и сложность их ремонта, загрязнение атмосферы в карьерах отработанными газами. Наиболее эффективно применение тепловозов в период строительства крупных карьеров и при разработке неглубоких карьеров, а также на открытых карьерах при движении груженых поездов под уклон.

Основные характеристики карьерных вагонов: грузоподъемность, емкость кузова, коэффициент тары, число осей и давление на ось, радиус вписывания в кривые и способ разгрузки.

Грузоподъемность вагона — максимальная масса груза, перевозимого вагоном. Емкость вагона соответствует геометрическому объему его кузова. Для эффективной погрузки емкость кузова вагона должна быть в 4—6 раз больше емкости коша экскаватора.

Коэффициентом тары вагона называется отношение массы вагона к его грузоподъемности. Величина его зависит от типа вагона и способа разгрузки и изменяется от 0,23—0,3 до 0,5—0,7.

Давление на ось — часть веса груженого вагона, приходящаяся на одну его ось. Допустимая нагрузка на ось определяется прочностью пути и составляет 260—300 Н. Поэтому при увеличении грузоподъемности вагонов число осей повышают с четырех до шести—восьми.

Радиус вписывания в кривые зависит от линейных размеров вагонов — длины их жесткой базы и составляет 80 м и больше.

По способу разгрузки и конструктивным особенностям применение на карьерах вагоны подразделяются на думпкары, гондолы и хопперы. Разгрузка думпкаров осуществляется за счет подъема кузова с одной стороны и откидывания (реже складывания) борта. Устройство управления позволяет производить одновременную разгрузку всего состава или независимую разгрузку каждого думпкара в отдельности. Гондолы разгружаются в стационарных откидных бункерах или на эстакадах через джки, распо-

Таблица IV 2

Техническая характеристика думпкаров

Показатели	Думпкары				
	50С-40	50С-65	20С-116	50С-25	50С-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	125	180
Емкость кузова, м ³	26,3	38	48,5	50	62
Масса тары, т	29	25	48,5	56	68
Коэффициент тары	0,48	0,41	0,45	0,44	0,38
Число осей	4	4	6	6	8
Нагрузка на ось, кН	222	300	25,3	300	310
Длина по платформам, м	11,72	12,17	15,02	15,02	17,58
Высота вагона, м	2,68	3,16	3,20	3,27	3,34

доженные в их днище. Хопперы имеют наклонные торцовые борты, обеспечивающие перемещение груза к выпускным люкам.

Основным типом являются думпкары грузоподъемностью до 180 т (табл. IV.2). Для перевозок габаритных ископаемых из карьера на расстояние более 20—25 км используют более простые в эксплуатации голланды и хопперы сети железных дорог МПС грузоподъемностью до 60—120 т.

Железнодорожный путь

На крупных карьерах СССР применяется стандартная для всех путей МПС колея шириной 1524 мм. На небольших карьерах применяют узкую колею (750 мм, иногда 900 и 1000 мм). На зарубежных карьерах ширина стандартной колеи обычно составляет 1435 мм.

Железнодорожный путь состоит из нижнего и верхнего строения. К нижнему строению относятся земляные полотна, представляющие собой совокупность выемок, насыпей и нулевых отметок; к верхнему — рельсы, шпалы, рельсовые соединения, стрелочные переводы и балласт. Назначение последнего — равномерное распределение на земляное полотно давления и ударов подвижного состава и отвод поверхностных вод. Временные пути обычно не балластируются.

Линия, габариты которой в пространстве определяют план и профиль оси земляного полотна, называется трассой. Горизонтальная проекция трассы является планом пути, вертикальная — его продольным профилем.

Путь в плане состоит из прямых и закруглений, сопряженных переходными кривыми. Минимальный радиус закруглений зависит от типа подвижного состава и составляет не менее 200 м для колеи 1524 мм и 100 м для колеи 750 мм. На временных путях допускаются радиусы кривых 100—150 м. Продольный профиль пути состоит из горизонтальных и наклонных участков, уклона которых определяется типом локомотива и обычно не превышает 25—40‰.

Железнодорожные пути на карьерах разграничивают раздельными пунктами на отдельные участки — перегоны, что позволяет регламентировать движение и повысить его безопасность. К раздельным пунктам относятся станции, развязки и посты, которые отличаются друг от друга путевым развитием.

Станцией называется раздельный пункт, который служит для формирования, отстоя, обгона и обмена поездов, их технического осмотра и мелкого ремонта, экстренной остановки. На диспетчерском посту станции сосредоточено управление движением поездов от забоев до пунктов разгрузки. Обычно станции устраивают на поверхности, а также на верхних горизонтах крупных карьеров.

На рис. IV.2, а показана схема карьерной станции на двухпутной линии. Главные пути 1 и 2 предназначены для пропуска поез-

лов без остановки. Грузовые поезда принимаются с остановкой на путях 3 и 4, а порожняк — на путях 5 и 6. Для отстоя локомотивов и вагонов служат пути 7.

Разъезды — раздельные пункты, служащие для отстоя и обмена поездов. Путьевое развитие на разъездах более простое, чем на станциях, и обычно состоит из двух трех путей (рис. IV.2, б, в). Разъезды располагают как на поверхности, так и непосредственно в карьере эблнзи пунктов погрузки и разгрузки составов.

Максимальное приближение разъездов к этим пунктам позволяет сократить время обмена составов и лучше использовать забойное и отвальное оборудование.

Плэсты — раздельные пункты, не имеющие специального путевого развития и предназначенные для релудирования поездов поездам путем их пропуска на следующий перегон или отстой. Плэсты оборудуются путевыми сигналами и устраиваются в пунктах примыкания забойных и отвальных путей к главным, а также в местах, подразделяющих участки железнодорожных путей на подучастки (блок-участки). Разделение длинных перегонов на более короткие блок-участки позволяет находиться в движении большему числу поездов, так как согласно ПТЭ на каждом однопутном перегоне может находиться только один поезд (исключение допускается для забойных и отвальных путей при мажорировании поездов).

Основными показателями, характеризующими развитие железнодорожных путей, являются их пропускная и провозная способности.

Пропускной способностью карьерных железнодорожных путей называется наибольшее число поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по ограничивающему перегону в единицу времени.

Для однопутных перегонов пропускная способность определяется по формуле

$$N = \frac{60T}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau}, \text{ пар поездов в сутки,} \quad (IV.4)$$

где T — число часов работы транспорта в сутки (18—22); $t_{гр}$ и $t_{пор}$ — время движения поезда по перегону соответственно в грузовом и порожняковом направлении, мин, τ — время на связь между раздельными пунктами, мин (при телеграфной связи $\tau = 3$ —

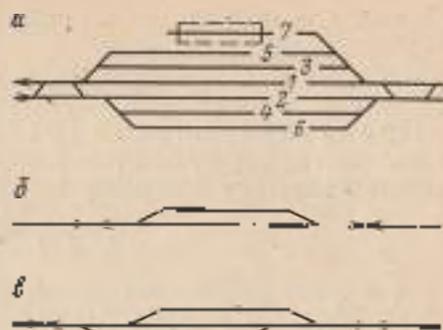


Рис. IV.2. Схемы путевого развития на станциях и разъездах

± 5 мин, при полуавтоматической блокировке $\tau = 1-2$ мин, при автоблокировке $\tau = 0$).

Пропускная способность двухпутной линии определяется аналогично, но для каждого направления движения в отдельности.

Провозной способностью карьерных путей называется количество груза, которое может быть перевезено до ограничивающему перегону в единицу времени,

$$M = \frac{Kng}{f}, \text{ т/сут.} \quad (IV.5)$$

где n — число вагонов в составе; g — грузоподъемность вагона, т; f — коэффициент резерва, равный 1,1—1,2.

Провозную способность карьерных железнодорожных путей можно повысить за счет увеличения полезной массы локомотивосостава и пропускной способности путей устройством дополнительных линий на ограничивающих перегонах, разделением ограничивающего перегона на несколько самостоятельных перегонов, увеличением скорости движения и сокращением времени на связь между разделками пунктами.

Путевые работы

Путевые работы на карьерах относятся к наиболее трудоемким и плохо поддающимся механизации процессам. Они включают укладку постоянных и перемещаемых временных путей, текущее содержание и ремонт пути, монтаж, перемещение и текущее содержание контактной сети.

Среди путевых работ наиболее трудоемкими являются работы по перемещению временных путей, протяженность которых достигает 50—75% общей длины карьерных путей. На крупных карьерах ежедневно перемещают до 10 км пути.

Перемещение временных путей на карьерах производится двумя способами — передвижкой и переукладкой, выбор которых определяется применяемой техникой и технологией горных работ.

Передвижка временных путей производится без разъединения рельсовых стыков посредством последовательного сдвигания пути в сторону путеperedвигателями циклического или непрерывного действия и турнодсерами.

Путеperedвигатель циклического действия представляет собой двухосную платформу, на которой смонтированы двигатель, подъемно-осевый механизм и рычаги управления. Технология передвижки пути состоит из следующих основных операций (рис. IV.3): установка путеperedвигателя и захват головок рельсов; опускание зубчатой рейки в упорный башмак, наклоненной в сторону передвижки; подъем рельсов вместе со штапами и путеperedвигателем до тех пор, пока он, теряя равновесие, не переместится вместе с рельсами в сторону передвижки. Затем путеperedвигатель переезжает на расстояние 5—15 м и передвигает очередной участок пути. Шаг передвижки при этом составляет 0,7—0,9 м. Сменная произ-

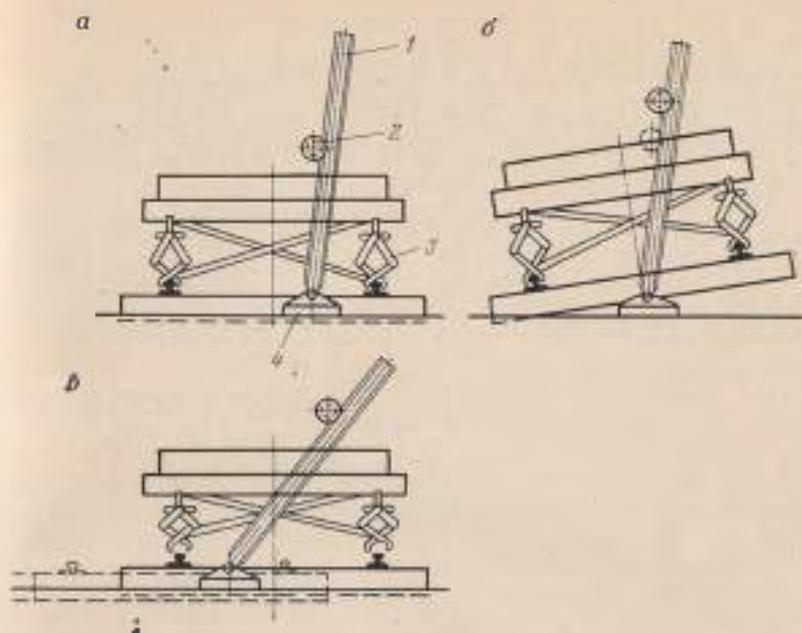


Рис IV.3. Схема работы путепередвигателя непрерывного действия: а — исходное положение; б — левый путь; в — конечное положение; 1 — зубчатая рейка, 2 — паровая шестерня; 3 — захват; 4 — ролик

водительность путепередвигателя достигает 450—550 м пути при общем шаге передвижки 2,8—3,2 м. Путепередвигатели циклического действия обычно применяют для передвижки временных путей на клужных отводах, а также на различных вспомогательных работах.

Путепередвигатели непрерывного действия используют для передвижки путей экскаваторных платформ и транспортно-отвалных мостов. Принцип действия их заключается в том, что путь при помощи роликовых захватов приподнимается на высоту 0,2—0,4 м и отводится в сторону на 0,3—0,5 м (рис. IV.4). После этого путепередвигатель, двигаясь со скоростью 5—15 км/ч, непрерывно смещает путь в сторону и, совершив несколько рабочих ходов, передвигает его на требуемое расстояние. У новых путепередвигателей роликовые захваты заменены электромагнитами, что позволяет передвигать путь со стрелочными переводами.

В зависимости от места расположения рельсозахватывающего приспособления путепередвигатели непрерывного действия делятся на мостовые, консольные и комбинированные, по способу передвижения — самоходные и прицепные, работающие в снегу с экскаваторами, мостами или локомотивами.

При работе мостового путепередвигателя передняя по ходу тележка движется по старой трассе, а задняя — по новой. В связи

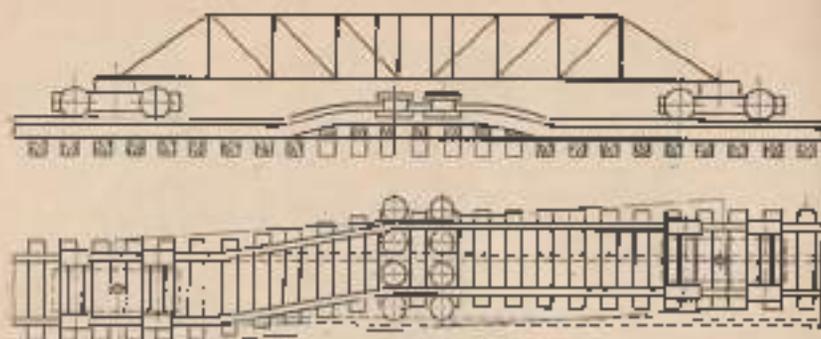


Рис. VI.4. Схема работы мостового путепередвижателя непрерывного действия

с этим шаг передвижки составляет не более 0,3—0,5 м и невозможно перевозка тункива длиной 10—15 м, которые передвигают с помощью бульдозеров. У консольных путепередвижателей обе ходовые тележки движутся по одной трассе, в связи с чем можно увеличить шаг передвижки до 1,5 м и передвигать тункивые участки пути.

В последние годы на карьерах все шире применяется непрерывная передвижка пути с помощью турнодозеров — гусеничных тракторов или колесных тягачей, оборудованных управляемым роликовым рельсобхватным устройством. При передвижке пути турнодозер захватывает головку рельса, приподнимает его на 15—20 см и, передвигаясь вдоль пути, сдвигает его на 0,5—2 м. Объем подготовительных работ при использовании турнодозеров в 5—10 раз меньше, чем при путепередвижателях.

Переукладка промежуточных путей широко применяется при работе однокорпусных экскаваторов в забоях и на отвалах и производится путевыми кранами на рельсовом (реже гусеничном) ходу с разъединением рельсовых путей на отдельные звенья.

Технология крановой переукладки пути включает: маркировку, разбивку шпала и профиля пути, подсыпку земляного полотна для новой трассы и планировку ее бульдозером; подготовку железнодорожного пути для переукладки (очистку шлаковых ящиков и разъединение стыков рельсов); переукладку звеньев краном; устройство пути на новой трассе (соединение стыков, балластную и подбивку шпал); переезд крана на новое место для переноса следующего звена.

В зависимости от требуемого шага переукладки применяют непосредственную или кратную переукладку, а также переукладку с переводной рельсовой звеньев.

Непосредственная переукладка применяется при перемещении пути на расстояние, не превышающее радиуса действия крана. Она обычно осуществляется отступавшим и реже наступающим ходом.

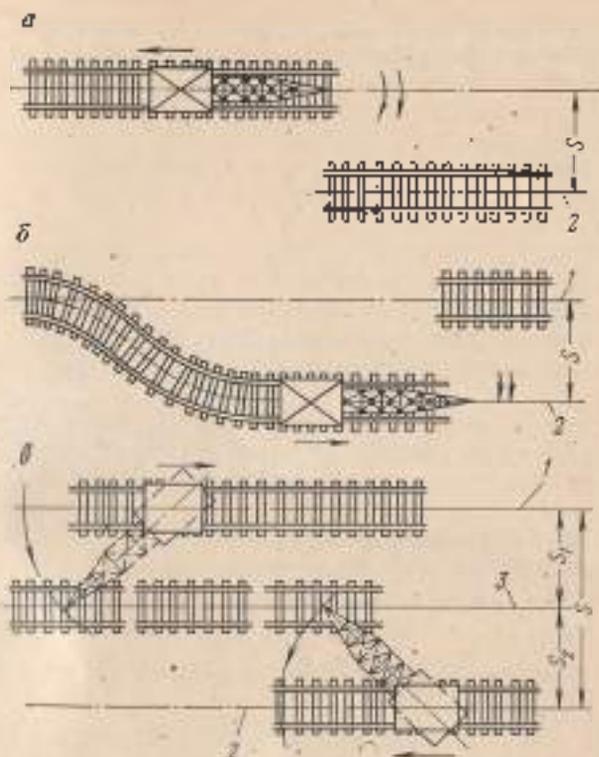


Рис. IV.5. Схемы переукладки пути краном
 1, 2 и 3 — старый, новый и промежуточный траект. 3, 3₁, 3₂ — для переукладки пути.

При переукладке отступающим ходом (рис. IV.5, а) достигается наиболее высокая производительность крана, так как он движется по нарастающему в эксплуатации обкатанному пути ступенька к месту примыкания, производя отрыв рельсовых звеньев при минимальном вылете стрелы. Однако объем лутевых работ до начала разработки новой заходки в этом случае больше, чем при переукладке наступающим ходом (рис. IV.5, б).

Средняя производительность 25-тонных кранов при непосредственной переукладке составляет 300—500 м пути при шаге переукладки 12—16 м.

Краткая переукладка применяется для необходимости перемещения пути на расстоянии, превышающее вылет стрелы крана. Наиболее часто применяют переукладку пути в два приема: сначала кран отступающим ходом переключает рельсовые звенья на промежуточную трассу, а затем, переходя на шовой трассе, укладывает их наступающим ходом (рис. IV.5, в).

Переукладку и перевозкой рельсовых звеньев применяют при

большом шаге передовки, когда краткая передовка не может обеспечить необходимое перемещение пути, а также при необходимости временной вывозки рельсовых звеньев из-за опасности их разрушения буровзрывными работами. В этом случае рельсовые звенья перевозят переукладочными поездами, состоящими из локомотива, прицепной платформы и крапа, который используют для погрузки 6—8 звеньев на платформу, их разгрузки и укладки на новую трассу.

Достоинства крановой переукладки пути: высокая производительность и большой шаг перемещения пути и стрелочных переводов, небольшой объем планировочных работ. Основным недостатком является необходимость разведения пути на стыках рельсов, что значительно повышает трудоемкость работ и удельный вес ручного труда.

Текущее содержание железнодорожных путей включает комплекс работ, обеспечивающий их исправное состояние. К наиболее распространенным видам ремонтно-путевых работ относятся очистка габарита пути, выправка просадов и черехогов, смена изношенных шпал и рельсов, рихтовка пути и регулировка стыковых зазоров. Одним из важнейших мероприятий содержания пути в зимнее время является борьба со снежными заносами.

Схема развития железнодорожного пути на уступах карьера

Наиболее высокая производительность погрузочно-транспортного оборудования достигается при максимальном использовании рабочего времени экскаваторов и локомотивосоставов. Это возможно при минимальных простоях экскаваторов из-за отсутствия порожняка и наименьших потерях времени при маневрировании и обмене локомотивосоставов. Поэтому к схемам путевого развития на уступе наряду с основным требованием — минимальные простои экскаватора при смене локомотивосоставов — предъявляются и другие: максимальная простота, минимальный объем маневровых и дутепередвижных работ, независимость работы нескольких экскаваторов на уступе.

Эффективность принятой схемы забойных путей определяется величиной коэффициента обеспеченности забоя порожняком — отношения времени погрузки к сумме времени погрузки и обмена состава.

$$k_0 = \frac{t_n}{t_n + t_0} \quad (IV.6)$$

где t_n и t_0 — соответственно время погрузки и обмена состава, мин.

При $t_0 = \text{const}$ величина k_0 определяется временем обмена состава t_n и в зависимости от принятой схемы забойных путей, места расположения обменного пункта и условий обмена изменяется от 0,5 до 0,9—0,95.

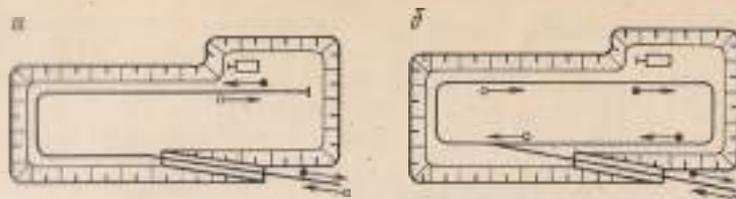


Рис. IV.6. Туиковая (а) и поточная (б) схемы путевого развешия на уступе

В зависимости от направления движения составов различают туиковые и поточные схемы путевого развешия на уступах (рис. IV.6). При туиковых схемах направления движения порожних и груженых составов пересекаются, что требует устройства обменных пунктов. При поточных схемах такое пересечение не происходит и обменные пункты не обязательны. Порожняк подается в забой после отправления груженого состава, в связи с чем время замены груженого состава на порожний минимальное. Однако общая протяженность путей на уступе при поточных схемах значительно больше, чем при туиковых.

При работе на уступе одного экскаватора наиболее простой является однопутевая туиковая схема с постоянным разъездом в начале пути (рис. IV.7, а). Объем путевых работ при этой схеме минимальный, но время обмена наиболее продолжительное и состоит из времени движения состава от забоя до разъезда, маневров на разъезде и движения порожнего состава от разъезда к забюю. По мере удаления забоя от разъезда время обмена составов увеличивается.

Применение схемы с перекрестным туиком (рис. IV.7, б) позволяет сократить время обмена, так как во время погрузки одного состава другой подает на переносной туик, расположенный около экскаваторного забоя. После отправления груженого состава порожний из туика подает под погрузку. Разъезд в начале забойных путей в этом случае можно не устраивать. По мере приближения забоя туики периодически перемещают в новое положение вблизи экскаваторного забоя. Во время перемещения туика экскаватору обычно производят текущий ремонт.

Применение вместо туиков дрепосных разъездов (рис. IV.7, в) позволяет обеспечить работу экскаватора практически без потерь времени на смену составов. Во время погрузки одного состава другой, порожний, подает через разъезд на погрузочный путь и после отправления груженого состава порожний поступает под погрузку без каких-либо маневров. Экскаватор простаивает только во время перемещения разъезда.

Указанные простои экскаватора можно исключить при применении или двухпутевой туиковой схемы со съездами между путями

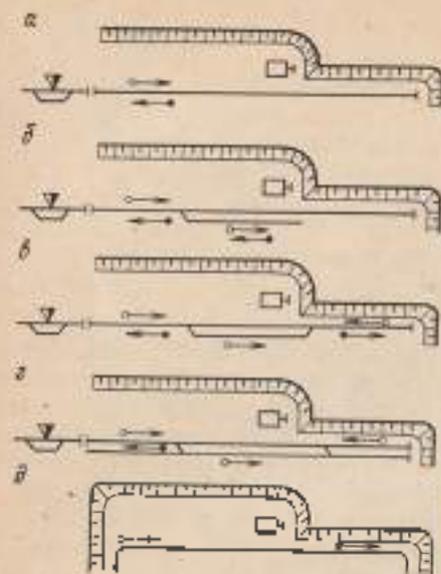


Рис. IV.7. Схемы различных забойных путей

(рис. IV.7, г). Однако при этой схеме объем путевых работ увеличивается более чем в два раза.

Наиболее эффективной является поточная схема (рис. IV.7, б), обеспечивающая максимальную производительность экскаватора и минимальный объем путеперемещенных работ.

При работе на уступе двух и больше экскаваторов различают зависимые и независимые схемы забойных путей. В первом случае погрузочные пути в одном экскаваторном блоке используют для подачи составов к другому экскаватору, во втором — к каждому экскаватору проводят самостоятельные маневровые и погрузочные пути. Независимые схемы наиболее просты, но требуют синхронной работы

экскаваторов и четкой организации движения поездов. Поэтому на карьерах наиболее часто применяют независимые схемы забойных путей, позволяющие сократить время обмена составов.

Производительность локомотивосостава

Производительность локомотивосостава зависит от его полезной емкости Q : времени рейса:

$$Q_c = \frac{60T}{T_p} \cdot n \cdot g, \text{ м}^3/\text{сут}, \quad (IV.7)$$

где T — время работы состава в сутки, ч; T_p — время одного рейса (оборота), мин; n — число вагонов в составе; g — емкость одного вагона, м³.

Время одного рейса

$$T_p = t_n + t_{rp} + t_p + t_{пор} + t_{ож}, \text{ мин}, \quad (IV.8)$$

где t_n и t_p — время погрузки и разгрузки состава, t_{rp} и $t_{пор}$ — время движения состава в грузовом и порожняковом направлениях; $t_{ож}$ — время простоя состава в течение одного рейса в ожидании погрузки и разгрузки.

Время погрузки состава

$$t_p = \frac{qgk_p}{Ek_n} \frac{t_u}{60}, \text{ мин.} \quad (IV.9)$$

где k_p — коэффициент разрыхления породы; E — емкость ковша экскаватора, м³; k_n — коэффициент наполнения ковша экскаватора; t_u — продолжительность рабочего цикла экскаватора, с.

Время движения состава в грузовой и порожняковом направлении определяется расстоянием транспортирования и скоростью движения грузового и порожнякового состава. Учитывая, что скорости движения зависят от продольного уступа и состояния железнодорожных путей, время движения целесообразно определять по наиболее характерным участкам пути:

$$t_{гр} = t'_{гр} + t''_{гр} + t'''_{гр} \quad (IV.10)$$

$$t_{пор} = t'_{пор} + t''_{пор} + t'''_{пор}$$

где $t'_{гр}$, $t''_{гр}$, $t'''_{гр}$ и $t'_{пор}$, $t''_{пор}$, $t'''_{пор}$ — соответственно время движения грузового и порожнякового состава по забойным путям, по борту и по поверхности карьера, определяемое длиной каждого участка и скоростью движения на нем.

Время разгрузки состава t_r зависит от продолжительности разгрузки одного вагона и их числа в составе. Обычно время разгрузки думпкара составляет 1,5—2 мин летом и 3—5 мин зимой.

Время простоев в течение одного рейса t_s определяется схемой путевого развития и организацией работ к, как правило, не превышает 5—10 мин.

Месячная и годовая производительность локомотивосоставов определяется исходя из их суточной производительности с учетом количества дней работы состава в месяце и в году.

Локомотивный парк карьера $N_{л}$ состоит из локомотивов занятых на перевозке горной массы $N_{пер}$, хозяйственных грузов $N_{хоз}$, находящихся в ремонте $N_{рем}$ и в резерве $N_{рез}$:

$$N_{л} = N_{пер} + N_{хоз} + N_{рем} + N_{рез} \quad (IV.11)$$

Число рабочих локомотивов, занятых на перевозке горной массы, определяется грузооборотом карьера и производительностью состава:

$$N_{пер} = \frac{Q_k f}{Q_c} \quad (IV.12)$$

где Q_k — суточный грузооборот карьера; $f = 1,25$ — коэффициент неравномерности движения.

Для хозяйственных перевозок обычно выделяются 1—2 локомотива. Число локомотивов, находящихся в ремонте и резерве, определяется в зависимости от числа рабочих локомотивов: $N_{рем} = 0,15 N_{пер}$; $N_{рез} = (0,05 \div 0,1) N_{пер}$.

Число вагонов в работе

$$N_{\text{в. рад}} = n \cdot N_{\text{ваг}} \quad (IV.13)$$

инвентарный парк вагонов

$$N_{\text{а. инв}} = k_0 \cdot N_{\text{в. рад}} \quad (IV.14)$$

где $k_0 = 1.25 \div 1.3$ — коэффициент, учитывающий вагоны, находящиеся в ремонте и резерве.

§ 3. Автомобильный транспорт

Автомобильный транспорт находит все более широкое применение на карьерах. Удельный вес его по объему перевозок в перспективе составит 70—75% на добычных и 35—40% на вскрышных работах.

К достоинствам автомобильного транспорта относятся: высокая маневренность, большие преодолеваемые уклоны и малые радиусы поворота, высокая проходимость, автономность питания, отсутствие рельсовых путей. Эти качества автотранспорта позволяют значительно уменьшить расстояния транспортирования и объемы горно-капитальных работ, ускорить строительство карьеров и улучшить режим горных работ в период их эксплуатации, повысить производительность экскаваторов и снизить стоимость путевых и отвальных работ, упростить организацию горных работ.

Недостатки автотранспорта: высокая стоимость автомашин, их эксплуатации и ремонта, значительный рост стоимости и увеличением расстояния транспортирования, жесткая зависимость работы от климатических условий и состояния дорог.

Автомобильный транспорт наиболее эффективно применять в период строительства карьеров, а также в период эксплуатации и доработки глубоких карьеров при расстояниях транспортирования до 4—6 км.

Подвижной состав

Подвижной состав карьерного автотранспорта отличается высокой прочностью, большой грузоподъемностью и короткой колесной базой, обеспечивающей малые радиусы поворотов. Основные типы его: автосамосвалы, полуприцепы, прицепы, троллейбусы и дизель-троллейбусы.

Автосамосвалы наиболее широко распространены на карьерах. Они имеют высокую маневренность вследствие малых (10—15 м) радиусов поворота, преодолевают значительные уклоны, достигающие 40—100% в грузовом направлении и 120—140% в порожняковом, развивают большие (до 55—65 км/ч) скорости движения (табл. IV.3). Автосамосвалы грузоподъемностью 5—18 т применяют на карьерах небольшой производительности; на средних и крупных карьерах применяют автосамосвалы грузоподъемностью 27—40 т и больше.

Таблица IV 3

Техническая характеристика карьерных автосамосвалов

Показатель	Автосамосвалы				
	КрАЗ-356Б	МвАЗ-502	БелАЗ-540	БелАЗ-348	БелАЗ-349
Грузоподъемность, т	12	18	27	40	75
Емкость кузова*, м ³	4	10,7	15,5	21,7	37,6
Масса машины, т	11,5	17	27	27	48
Коэффициент тяги	0,87	0,94	0,78	0,67	0,64
Максимальная скорость, км/ч	65	50	55	57	66
Ширина машины, м	2,64	3,13	3,48	3,7	4,0
Максимальный радиус разврата, м	10,5	9,8	8,3	9,5	9,5
Удельная мощность двигателя, кВт/т	7,5	4,8-6,3	5,5	5,7	5,1
Максимальная нагрузка на ось, кН	95	190	324	458	814
Расход топлива на 1000 км, кг	67	100	125	200	350

* Емкость кузова, нагруженного до 80%, на 25-30% больше.

Автосамосвалы-полуприцепы состоят из двухосного седельного автотягача и одно- или двухосного кузова-полуприцепа, окраивающегося передней частью с помощью поворотно-сцепного устройства из шасси тягача. Благодаря наличию шарнирной связи между тягачом и кузовом полуприцепы при одинаковых с автосамосвалами радиусах поворота имеют большую длину, а следовательно, объем и грузоподъемность кузова (см. табл. IV.3). Поэтому их обычно применяют для перевозки угля и пород большой пластичности. Полуприцепы имеют заднюю, боковую или лопатку разгрузки. Основной недостаток их — снижение преодолеваемых уклонов до 40—50% вследствие меньшей сферной массы по сравнению с автосамосвалами.

Прицепы в виде автопоездов в сцепе с автосамосвалами или полуприцепами применяют при транспортировании по хорошим дорогам с небольшим уклоном на расстояние более 4—5 км. Основное достоинство их — большая суммарная грузоподъемность, недостатка — низкая маневренность и малая сцепная масса. При транспортировании по плохим дорогам на расстояние до 0,5 км используют гусеничные тягачи.

Троллейбусы представляют собой автосамосвалы, снабженные тяговыми электродвигателями, питающимися от двухпроводной контактной сети. Преимущества их по сравнению с автосамосвалами: высокая скорость движения как на горизонтальных участках пути, так и на подъеме, способность преодолевать уклоны до 150%, более низкие затраты на ремонт и эксплуатацию, менее жесткая зависимость работы от климатических условий. Основной

недостаток — наличие контактной сети, что снижает их маневренность и усложняет эксплуатацию.

Указанный недостаток в определенной мере устранен в дизель-троллейбусах, которые при движении по постоянным путям питаются от контактной сети, при движении по временным путям — от дизеля. В настоящее время 65-тонные троллейбусы и дизель-троллейбусы успешно эксплуатируются на карьерах Якутии и Красноярском угольном карьере.

Карьерные автодороги

Карьерные автодороги отличаются сравнительно небольшой длиной (до 5—10 км), крутыми уклонами (до 100—150‰), малыми (15—40 м) радиусами кривых, высокой интенсивностью (до 80—120 машин в час) и односторонностью движения грузовых и порожних автомашин.

По сроку службы карьерные автодороги подразделяются на постоянные, рассчитанные на длительный (5—10 лет и более) период эксплуатации, и временные, перемещаемые вслед за продвижением фронта горных работ. Постоянные дороги прокладываются на поверхности карьера, в капитальных траншеях и на постоянных съездах, временные — на рабочем борту карьера и на отвалах.

Постоянные автодороги состоят из проезжей части, обочин и мостов. Проезжая часть покрывается дорожной одеждой, состоящей из покрытия, несущего слоя, воспринимающего нагрузку от покрытия, и подстилающего слоя, уложенного на земляное полотно и предназначенного для дренажирования воды.

Наиболее эффективным дорожное покрытие из сборно-разборных решетчатых железобетонных плит, которые обычно применяют при сроке службы дороги более 5 лет и грузообороте более 10 млн. т в год. При меньшем сроке службы и грузообороте чаще применяют щебеночное покрытие, обработанное вязкими битумами. Оно отличается достаточной прочностью, относительно низкой стоимостью и сравнительно небольшим содержанием движущей массы.

Временные автодороги дорожного покрытия обычно не имеют. Их планируют бульдозерами или грейдерами и укатывают дорожными катками. При высокой несущей способности грунтов на временных трассах устраивают щебеночные или сборно-разборные бетонные дороги.

Текущее содержание и ремонт карьерных автодорог включают очистку их от грязи, снега, льда, поливку для подавления пыли, посылку песком при гололеде, заделку мелких трещин и выбоин, профилировку грунтовых и щебеночных дорог. Эти работы проводятся ежедневно дорожной службой карьера.

Основные параметры автодорог: ширина проезжей части, радиусы закруглений, поперечные и продольные уклоны, троллейсная и провозная способность.

Ширина проезжей части

$$B_n = nB_s + (k - 1)k + 2b, \quad (IV.15)$$

где n — число полос движения; B_s — ширина автомобиля по задним колесам (примерно равна ширине кузова), м; k — зазор между встречными автомобилями (0,7—1,7), м; b — ширина полосы съезда (0,4—1), м.

Для автосамосвалов грузоподъемностью 27—40 т ширина проезжей части дороги составляет 4,5 м при однополосном и 7—8,5 м при двухполосном движении.

На кривых участках для безопасности движения ширину дороги увеличивают на 1—2 м.

Радиусы закруглений на постоянных дорогах принимают не менее 10 м, на временных — 10—15 м. При этом закругления должны быть ограждены со стороны выработанного пространства карьера надолбами или валом высотой 0,75—0,8 м.

Поперечный профиль автодороги обычно двухскатный с поперечным углом проезжей части 1,5—4‰. На закруглениях принимают односкатный профиль проезжей части с уклоном 2—6‰ к центру кривой.

Предельный уклон автодорог в зависимости от условий движения составляет 60—140‰ (чаще 70—90‰). На крутых закруглениях уклон уменьшают на 4—5‰. На затяжных подъемах для исключения перегрева двигателя через каждые 500 м устраивают разгрузочные участки длиной 50—70 м с уклоном не более 2‰.

Пропускной способностью карьерной автодороги называется максимальное допустимое число автомашин, проходящих через определенный пункт в одном направлении в единицу времени:

$$N_1 = \frac{1000v}{l_x} k_n, \quad (IV.16)$$

где v — скорость движения, км/ч; n — число полос движения в одном направлении; l_x — допустимый интервал между машинами (50—80), м; k_n — коэффициент неравномерности. В зависимости от числа машин $k_n = 0,6 \div 1$.

Пропускная способность карьерной автодороги — масса груза, которую можно перевезти по ней в единицу времени:

$$M_1 = N_1 Q, \quad \text{т/ч}, \quad (IV.17)$$

где Q — грузоподъемность автомашины, т.

Продуктивная способность карьерных автодвиг составляет 200—300 машин в час, провозная достигает 8000 т/ч.

Схемы движения и маневров автотранспорта в карьере

Движение автотранспорта в карьере осуществляется по встречной или кольцевой схеме. В первом случае карьер вскрывают однокорными траншеями, в которых прокладывают от двухполосные дороги, служащие для спуска порожних и подъема груженных автомашин. Во втором — вскрытие производится парными траншеями, по одной из которых подают порожник, по другой вывозят груз из карьера.

Встречная схема движения требует меньшего объема работ по вскрытию карьера и обеспечивает минимальное расстояние транспортирования. Поэтому она наиболее распространена. Однако при кольцевой схеме применяются безопасность и скорость движения, требуются меньшие размеры рабочих площадок, упрощаются подъезды машин к экскаваторам, установка их под погрузку и обмен. Наиболее часто эту схему применяют при строительстве карьеров.

Производительность погрузочно-транспортного оборудования в значительной мере зависит от применяемых схем подъездов и установки автомашин под погрузку, которые должны обеспечить безопасность работ, максимальное использование экскаватора, минимальные затраты времени на маневрирование, загрузку и обмен машин, маневрирование по возможности порожних, а же груженных машин, минимальную ширину рабочей площадки. При всех схемах погрузка тарной массы в машину должна производиться сбоку или сзади и груженный чонг экскаватора не должен проходить над кабиной водителя; в ожидании погрузки машина должна находиться вне заднего действия экскаватора.

В связи с многообразием условий применения и высокой маневренностью автотранспорта существует большое количество различных схем подачи самосвалов под погрузку. В зависимости от вида маневров самосвалов в забое всех их разделяют на три группы: кольцевые, петлевые и тупиковые. Выбор схемы определяется условиями погрузки и движения автомашин в карьере, шириной рабочей площадки и экскаваторной заходки, а также способом подъезда автомашин под погрузку, который в зависимости от взаимного направления движения машин и экскаватора может быть встречным и попутным. Встречный подъезд более безопасен и в большинстве случаев позволяет более рационально установить машины под погрузку.

Наиболее распространенные схемы подачи автомашин под погрузку показаны на рис. IV.8. При кольцевом движении машин в карьере и встречном подъезде применяют кольцевые схемы 1 и 2, при попутном — петлевые 3 или тупиковые 4. При встречном движении автомашин в карьере не используют петлевые 5—6, а в стесненных условиях — тупиковые 9—11 схемы подачи машин.

Для лучшей установки машины под погрузку иногда при допустимом подъезде применяют координированную схему 12, сочетающую пеллерой и туниковый подъезд.

Сквозные схемы подачи машины под погрузку наиболее эффективны. Однако область применения их ограничена условиями движения автотранспорта в карьере. Наиболее распространены пеллерные схемы, при которых осуществляется поточный обмен машин. Время маневрирования при этих схемах составляет 10—25 с, а время обмена — 15—20 с, что меньше производительности цикла экскаватора, и поэтому простои его в ожидании порожняка практически отсутствуют. Туниковые схемы требуют минимальные по длине и ширине (35—40 × 25—30 м) площадки для маневров автомашин, но время маневров и обмена при этих схемах возрастает соответственно до 50—60 и 40—45 с.

Установка автомашин под погрузку должна обеспечить максимальную производительность экскаватора. Целесообразно располагать машину справа от экскаватора со стороны пульта его управления так, чтобы ось машины и ось стрелы экскаватора в момент разгрузки ковша составляли угол 90° . Это улучшает машинисту обзор места погрузки, повышает безопасность работ и на 5—10% сокращает цикл экскавации, а также обеспечивает лучшие условия разгрузки ковша, более равномерное распределение порода в кузове машины и минимальные ее просыпания. Угол поворота экскаватора для погрузки машины должен быть минимальным. Снижение угла поворота от 100° — 110° до 60° — 65° повышает производительность экскаватора на 20—30%.

По числу машин, одновременно заходящих под погрузкой, различают одиночную и спаренную их установку. В основном применяют одиночную установку. Спаренная двусторонняя установка целесообразна в траншейном и фронтальном забоях, что позволяет обеспечить непрерывность погрузки и уменьшить угол поворота экскаватора.

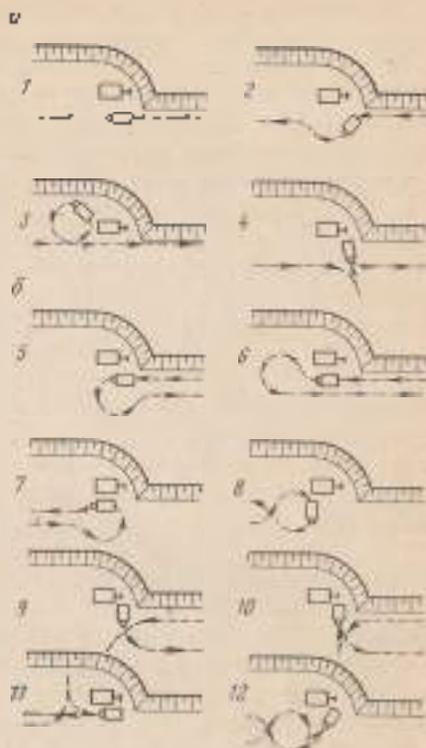


Рис. 14.8. Схемы подачи автомашин под погрузку:
а — при кольцевом движении, б — при поступательном движении

Организация работы и производительность автотранспорта

Работа автомашин в течение смены может осуществляться по закрытому или открытому циклу. В первом случае за каждым экскаватором закрепляется определенное количество автомашин, работающих с ним всю смену, во втором — машины при каждом рейсе направляются диспетчером к тому забою, где они могут быть загружены с наименьшими потерями времени. При открытом цикле снижаются простои экскаваторов и автомашин, однако привлечение его требует организации на карьере четкой диспетчерской службы с непрерывно поступающей информацией о местонахождении всех машин и условиях погрузки в каждом забое.

Режим работы автомашин в течение суток принимают двухсменным. При круглосуточной работе карьера график выхода машин на линию строит так, чтобы одна смена отводилась для осмотра и ремонта машин.

Сменная производительность автомашин

$$Q_c = \frac{60 T}{T_p} p \eta, \text{ т/смену}, \quad (IV.18)$$

где T — продолжительность смены, ч; T_p — время рейса, мин; p — грузоподъемность машины, т; η — коэффициент использования сменной времени, равный отношению времени работы к продолжительности смены (0,7—0,9).

Время рейса автомашин

$$T_p = t_n + t_{дв} + t_p + t_w + t_o, \text{ мин.}, \quad (IV.19)$$

где t_n — время погрузки; $t_{дв}$ — время движения груженой и порожней автомашин; t_p — время разгрузки (1—1,2 мин); t_w — время маневров при погрузке и разгрузке (1,5—3 мин); t_o — время простоя в ожидании погрузки и разгрузки, принимаемое равным 0,5 ($t_n + t_p$).

Время погрузки

$$t_n = \frac{t_{ц} n_k}{60}, \text{ мин.}, \quad (IV.20)$$

где $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла экскаватора, с; n_k — число ковшей, загружаемых в кузов автомашин.

Число загружаемых ковшей рассчитывают по грузоподъемности машины и по емкости ее кузова:

$$n_k = \frac{\rho k_p}{E \gamma k_n}; \quad (IV.21)$$

$$n_k = \frac{V}{E k_n}, \quad (IV.22)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м³; k_p и k_n — коэффициенты разрыхления породы и наполнения ковша экскаватора; γ — плотность породы, т/м³; V — емкость кузова автомашин, м³.

Рассчитанные по выражениям (IV.21) и (IV.22) значения t_k округляют до целых чисел и принимают меньшее из них.

Время движения автомашин

$$t_{\text{ав}} = \frac{60L_r}{v_{\text{ср.г}}} + \frac{60L_n}{v_{\text{ср.н}}}, \text{ мин.} \quad (\text{IV.23})$$

где L_r и L_n — расстояния транспортирования соответственно в грузовом и порожнем направлениях, км; $v_{\text{ср.г}}$ и $v_{\text{ср.н}}$ — среднетехнические скорости движения соответственно груженых и порожних машин, км/ч.

Среднетехническая скорость движения определяется в зависимости от количества и длины участков дороги с разным дорожным покрытием и скорости движения по ним:

$$v_{\text{ср}} = \frac{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_n}{\frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + \dots + \frac{l_n}{v_n}}, \text{ км/ч.} \quad (\text{IV.24})$$

где $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ — длина участков дороги с одинаковыми условиями движения, км; $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ — скорости движения на этих участках дороги, км/ч.

Для упрощения расчетов трасса карьерной автодороги может быть разделена на четыре характерных участка, в пределах которых скорость движения автомашин принимается постоянной по рабочим уступам, по капитальным съездам и трассеми, по поверхности карьера и по отвалам.

Головная производительность автомашин

$$Q_{\text{гол}} = Q_{\text{см}} n_{\text{см}} n_{\text{сут}}, \text{ т.} \quad (\text{IV.25})$$

где $n_{\text{см}}$ — число смен работы машин в сутки; $n_{\text{сут}}$ — число дней работы машин в год (240—260).

Число автомашин в работе в связи с неодинаковыми расстояниями перевозок от отдельных экскаваторов в условиях погрузки определяют как сумму машин, необходимых для обслуживания всех экскаваторов:

$$N_s = N_1 + N_2 + N_3 + \dots + N_n. \quad (\text{IV.26})$$

где $N_1, N_2, N_3, \dots, N_n$ — число машин, необходимых для обслуживания первого, второго, третьего, ..., n -го экскаваторов, определяемое по выражению

$$N_s = \frac{Q_{\text{э.с}}}{Q_r} = \frac{Q_{\text{э.с}}}{N_{\text{э}} Q_r}, \quad (\text{IV.27})$$

где $Q_{\text{э.с}}$ — сменная производительность экскаватора, т; Q_r — производительность карьера, т/смену; $N_{\text{э}}$ — число рабочих экскаваторов; k_n — коэффициент неравномерности работы карьера (1,15—1,2).

Рабочий парк машин определяют с учетом числа смен работы их и карьера в сутки:

$$N_{\text{реб}} = N_a \frac{n_{\text{см.к}}}{n_{\text{см}}} \quad (\text{IV.28})$$

где $n_{\text{см.к}}$ — число смен работы карьера в сутки.

Инвентарный парк автомашин

$$N_{\text{инв}} = \frac{N_{\text{реб}}}{k_{\text{г.г}}} \quad (\text{IV.29})$$

где $k_{\text{г.г}}$ — коэффициент технической готовности автопарка, равный отношению числа технически исправных автомашин к их общему числу в автопарке ($k_{\text{г.г}} = 0,7 \div 0,9$).

§ 4. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт широко применяется на карьерах для транспортирования мягких и полускальных горных пород. Он наиболее эффективен в сочетании с многоковшовыми экскаваторами, составляя вместе с ними высокопроизводительные комплексы машин непрерывного действия. В последние годы конвейерный транспорт испытывают для транспортирования хорошо раздробленных скальных пород. В этом случае погрузка породы на конвейер производится одноковшовыми экскаваторами через передвижной бункер, иногда с предварительным дроблением крупных кусков механическими дробилками, установленными перед бункером.

Достоинства конвейерного транспорта: поточность транспортирования и высокая производительность, простота конструкции и эксплуатации, компактность оборудования и большие преодолеваемые уклоны, что позволяет значительно уменьшить объемы горнокапитальных работ, высокая производительность экскаваторов, возможность автоматизации и дистанционного управления работой конвейерных установок. Основной недостаток — ограниченная область применения мягкими, полускальными и хорошо раздробленными скальными горными породами.

Типы конвейеров

Применяемые на карьерах конвейеры в зависимости от типа рабочего органа подразделяются на ленточные, ленточно-ковшовые, ленточно-цепные и пластинчатые.

Наибольшее распространение получили ленточные конвейеры, которые просты в изготовлении и надежны в эксплуатации, обладают большой производительностью (табл. IV 4). Основной составной частью их является конвейерная лента, которая одновременно выполняет функции тягового и грузонесущего органа. Поэтому лента должна быть прочной и эластичной, иметь

Таблица IV 4

Максимальные значения параметров конвейера (по В. В. Ржевскому)

Конвейеры	Пропускная способность, шт/ч	Скорость движения рабочего органа, м/с	Допустимый угол подъема, градус	Длина, м	Допустимый радиус кривизны и горизонтальная плоскости, м
Ленточные	20 000	До 6	18°	2000	Практически не допускается
Ленточно-резиновые	1200	2,5—2,5	16	4000	120—150
Ленточно-цепные	3000	1,5—1,5	45—50	Не ограничена	60
Пластинчатые	2500	1,0—1,5	45—50	То же	40

* При специальной конструкции конвейера до 35—40°

высокий коэффициент трения и большой срок службы. От эксплуатационных свойств ее в значительной степени зависят долговечность и эффективность работы конвейера.

На карьерах применяют тканевые прорезканные ленты шириной от 400 до 3600 мм, состоящие из нескольких слоев (4—14) хлопчатобумажной ткани «бельтинг», соединенных между собой толстыми слоями резины. Каркас ленты часто усиливают синтетические склади прокладками, стальными тросами или сетками. Для защиты от истирания и атмосферных воздействий ленту покрывают резиновым покрытием толщиной до 5—10 мм. Срок службы тканевых лент ориентировочно составляет 2—4 года, тросовых — 4—6 лет. Создание высокопрочных лент позволяет значительно расширить область применения конвейерного транспорта на карьерах.

В ленточно-канатных конвейерах в качестве тягового органа используют стальные канаты, а в качестве грузонесущего — ленту облепленную конструктором. Благодаря этому снижается стоимость ленты и повышается срок ее службы, значительно увеличивается длина конвейерного стада (см. табл. IV.4). Вместе с тем усложняются конструкция и эксплуатация конвейера, снижается его производительность.

Наиболее часто их применяют для подъема горной массы на карьерах и транспортирования ее по поверхности на значительные (не менее 500 м) расстояния.

Рабочим органом ленточно-цепных конвейеров являются тяговые цепи и несущие ленты. Конструкция их допускает установку промежуточных приводов, в результате чего они могут иметь большой угол подъема и практически не ограниченную длину става и иногда используются для подъема горной массы из карьера.

Тяговым органом пластинчатых конвейеров служат цепи, а несущим — стальное пластинчатое полотно, поддерживаемое хи-

довыми роликами. Такие конвейеры способны воспринимать большие ударные нагрузки и поэтому используются на карьерах в качестве питателей и перегружателей.

Максимальные углы подъема конвейерами зависят от их конструкции и свойств транспортируемых пород. При применении ленточных конвейеров они достигают 20—22° для мягких и 16—18° для раздробленных скальных пород. С целью увеличения угла подъема до 35—45° применяют специальные конструкции конвейеров с дополнительной прижимной цепью для сетчатой лентой. Иногда используют ленты с выступами «рифами» на рабочей поверхности, препятствующими сползанию транспортируемых пород.

Эксплуатация ленточных конвейеров

Основными работами при эксплуатации ленточных конвейеров являются периодическая передвигка или наращивание конвейерных линий, обслуживание загрузочных и разгрузочных пунктов, уборка присыпанной породы, содержание и ремонт конвейеров.

Передвигку конвейеров, расположенных на рабочих уступах карьера и его отвалах, производят вслед за продвижением фронта горных работ. В настоящее время выпускаются самоходные ленточные конвейеры, приводная станция и катящее устройство которых имеют гусеничный ходовой механизм. При отсутствии его передвигка конвейеров производится обычно турнодозром, который передвигает конвейерные линии, установленные на рельсах со Шпалами, аналогично передвигке железнодорожных путей.

Для уменьшения числа передвижек конвейеров или сокращения количества транспортных горизонтов применяют самоходные ленточные перегружатели, передающие горную породу от экскаватора к конвейеру или от одного конвейера к другому. Они представляют собой полноповоротные механизмы на гусеничном ходу с двумя консолями конвейерами, которые могут подниматься или опускаться относительно шарнирной оси.

Наращивание конвейера производится путем установки отдельных секций его стана и соответствующего удлинения конвейерной ленты.

Загрузочные устройства применяются для передачи горной породы от экскаватора или перегружателя на конвейер. Они состоят из загрузочной воронки или бункера, снабженных питателями, и передвигаются обычно по рельсам вдоль стана конвейера.

Разгрузочные устройства предназначены для разгрузки породы в любом месте по длине конвейера. При эксплуатации конвейеров с большой производительностью применяют передвигаемые разгрузочные тележки консольного типа, при малой производительности — плужные сбрасыватели.

Содержание ленточных конвейеров заключается главным образом в уборке присыпанной породы и в ежедневном осмотре ленты, очистке ее от устранимых повреждений.

Технологические схемы конвейерного транспорта

Технологические схемы конвейерного транспорта на карьерах определяются горно-геологическими условиями месторождения, применяемой системой разработки, производительностью карьера и расстоянием транспортирования.

По назначению и месту в технологических схемах конвейеры подразделяются на забойные, сборочные, подъемные, магистральные и отвальные.

Забойные конвейеры служат для транспортирования горных пород от экскаваторов до сборочного или подъемного конвейера. Их располагают на рабочих площадках уступа и перемещают вслед за продвижением фронта горных работ.

Сборочные (передаточные) конвейеры обычно полустационарные и предназначены для доставки породы от одного или нескольких забойных конвейеров к подъемному или отвальному конвейеру.

Подъемные конвейеры стационарные, устанавливаются на рабочем борту карьера или в пройденных дод или наклонных подземных выработках и служат для подъема породы из карьера на поверхность.

Магистральные конвейеры также стационарные, транспортируют породу по поверхности карьера.

Отвальные конвейеры передвижные, располагаются на отвалах и применяются для доставки вскрышных пород от магистральных конвейеров к отвалообразователям, которые размещают их в отвал.

При перемещении вскрышных пород конвейерным транспортом во внутренние отвалы технологическая схема состоит из забойных, передаточных и отвальных конвейеров. Вскрышные породы могут обрабатываться одним или несколькими уступами, и соответственно переключение их в отвал может осуществляться одной или несколькими конвейерными линиями. В последнем случае применяют следующие основные схемы развития конвейерных линий:

1) каждый уступ обслуживается отдельной линией, состоящей из забойного, передаточного и отвального конвейера (рис. IV.9, а). При этой схеме достигается независимость работы конвейеров на каждом уступе и упрощается организация работы транспорта, но требуется большое число конвейерных линий и отвалообразователей, увеличиваются расходы на передвижку забойных и отвальных конвейеров;

2) каждый уступ обрабатывается с погрузкой породы на отдельные забойные конвейеры с последующей передачей породы с двух забойных на один передаточный конвейер (рис. IV.9, б). При такой схеме в два раза уменьшается число передаточных и отвальных конвейеров, но требуется примерно конвейерного пе-

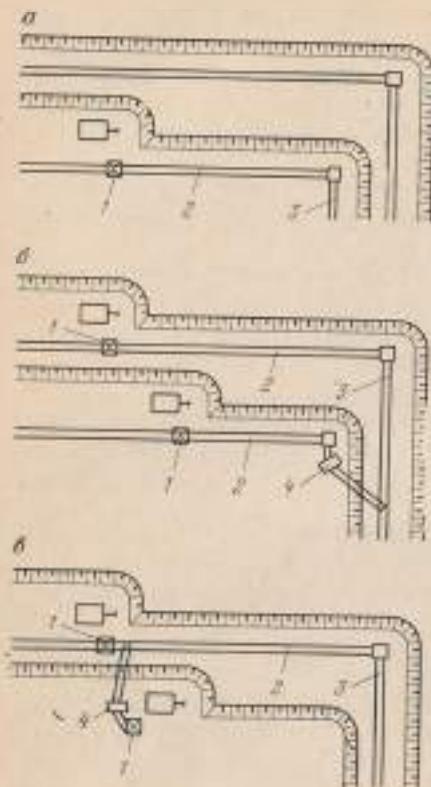


Рис IV.9. Схемы конвейерных линий при перемещении вскрышных пород по внутренним отвалам:

1 — устройство; 2 — основной конвейер; 3 — перебоксный конвейер; 4 — перегрузочная

регрузочная для передачи породы с нижнего на верхний уступ;

3) уступы объединяются в группы по два уступа, и конвейерная линия устанавливается только на каждом верхнем подуступе; с нижнего подуступа порода передается на верхний с помощью перегрузочной (рис. IV.9, в). Применением такой схемы позволяет в два раза уменьшить число конвейерных линий, но значительно усложняет организацию работ в связи с жесткой взаимозависимостью работы верхнего и нижнего экскаваторов.

На крупных карьерах, отличающихся большим объемом вскрышных работ, обычно применяют первые две схемы. При небольшом объеме вскрыши и малых моделях экскаваторов, а также при больших расстояниях транспортирования более целесообразной может быть третья схема.

При перемещении вскрышных пород на внешние отвалы технологические схемы развития конвейерных линий аналогичны, но кроме забойных, передаточных и отвалных конвейеров включают также подъемные и магистральные конвейеры.

Производительность ленточных конвейеров

Производительность ленточного конвейера зависит от ширины ленты, скорости ее движения, свойств транспортируемых пород и формы поперечного сечения ленты.

Производительность конвейера при плоской форме ленты

$$Q_n = 576 B^2 v \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (\text{IV.30})$$

при лотковой ленте

$$Q_n = \left(576 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + 156 \right) B^2 v, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (\text{IV.31})$$

где B — ширина ленты, м; v — скорость движения ленты, м/с; α — угол откоса перемещаемых пород, градус.

Для подземных конвейеров при угле наклона их $10-22^\circ$ рас-
считанные по выражениям (IV.30) и (IV.31) значения производи-
тельности конвейера уменьшают на 5—10%.

Производительность современных ленточных конвейеров дости-
гает 12,5 тыс м³/ч. и возможно дальнейшее ее увеличение.

§ 5. Комбинированный и специальный транспорт

Комбинированный транспорт представляет собой сочетание
двух или трех основных видов карьерного транспорта, обеспечи-
вающего наиболее экономичную разработку месторождений.

В настоящее время комбинированный транспорт широко при-
меняется на карьерах. Он позволяет наилучшим образом использо-
вать преимущества отдельных видов транспорта на наиболее ха-
рактерных для них участках транспортирования.

Наиболее широко комбинированный транспорт применяется при
разработке глубоких карьеров, где четко выделяются три харак-
терных участка транспортирования, к каждому из которых предъ-
являются определенные требования:

транспорт на рабочих уступах карьера должен быть мобильным
и маневренным, иметь небольшие радиусы закруглений и предва-
рительно выделенные уклоны, обеспечить максимальную производи-
тельность элеваторов, простоту устройства и перемещения ленточ-
ных дорог;

транспорт на участке подъема (спуска) по борту карьера дол-
жен иметь простые и надежные перегрузочные пункты, обеспечить
минимальную длину транспортных коммуникаций и большую про-
пускную способность их;

транспорт на поверхности карьера должен обладать высокой
скоростью и надежностью, обеспечить незначительное снижение
производительности с увеличением расстояния транспортирования,
простоту и экономичность штабельных работ.

В соответствии с этими требованиями на карьерах применяют
следующие основные виды комбинированного транспорта: автомо-
бильный с железнодорожным, автомобильный с конвейерным и
автомобильный со скреповым подъемом.

Автомобильный транспорт в сочетании с железнодорожным
является наиболее распространенным видом комбинированного
транспорта на карьерах. Его применяют при больших расстояниях
транспортирования, при разработке глубоких горизонтов и разра-
ботке карьеров. Горючую массу из выбоев транспортируют автомаши-
нами до перегрузочных пунктов, где перегружают ее в железнодо-
рожные вагоны. Перегрузочные пункты устраивают на поверхно-
сти карьера или на его верхних горизонтах и по мере увеличения
глубины разработки периодически перемещают их на нижележа-
щие (до глубины 100—150 м) горизонты, что позволяет сохранить
постоянное расстояние откатки автомашинами. При расположе-
нии перегрузочных пунктов в карьере верхние уступы обычно раз-
рабатывают с погрузкой на железнодорожный транспорт.

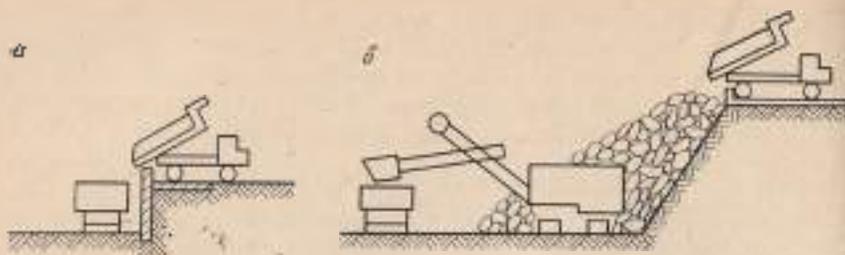


Рис. IV 10. Схемы перегрузочных пунктов при автомобильно-железнодорожном транспорте:

Перегрузка горной массы осуществляется или путем непосредственной разгрузки автомосвалов в думпкеры (рис. IV.10, а), или путем разгрузки самосвала в кивал, откуда горная масса экскаваторами перегружается в думпкеры (рис. IV.10.б). Непосредственная перегрузка более проста и экономична, но требует жесткой взаимосвязи работы автомобильного и железнодорожного транспорта. Поэтому на крупных карьерах обычно применяют посредственную и экскаваторную перегрузку.

Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт находит все более широкое применение и является одним из наиболее перспективных видов транспорта на глубоких карьерах, разрабатывающих скальные породы. При применении его горная масса автотранспортом доставляется на перегрузочный пункт, откуда конвейером транспортируется на поверхность карьера. Транспортирование горной массы по поверхности карьера в зависимости от конкретных условий производится конвейерным, автомобильным или железнодорожным транспортом.

Перегрузочный пункт обычно устраивают на нерабочем борту карьера на концентрическом горизонте. По мере углубки карьера через каждые 50—100 м по вертикали его переносит на нижележащие горизонты. Если в поступающей на забой дороге содержится значительное количество экстраординарных дробильными конвейерами крупных кусков размерами более 300—500 мм, то на перегрузочном пункте сооружается дробильная установка, с помощью которой осуществляется механическое дробление пород перед поступлением ее на конвейер. При относительно небольшом количестве крупных кусков перегрузочный пункт вместо сложной дробильной установки оборудуется конвейерными протейми колесными грохотами, с помощью которых производится отсев крупных кусков. После прохождения крупные куски автомашинами вывозят из карьера.

Автомобильный транспорт в сочетании с наклонным склиповым подъемом применяется при разработке глубоких карьеров с ограниченными размерами в плане. Подъем породы из карьера в этом случае производится склипами грузоподъемностью до 40 т, которые движутся под действием тяговых канатов по рельсам, уложенным

в крутой траншее. Угол наклона траншеи достигает при этом 30—45°, что обеспечивает подъем породы из карьера по кратчайшему пути.

На некоторых зарубежных карьерах применяют клетевые канатные подъемники, с помощью которых производят подъем из карьера грузовых и опуск породных вытесывателей. Однако из-за сложности организации работ и невысокой производительности перспективы применения их ограничены.

К наиболее распространенным специальным видам карьерного транспорта относятся канатные подвесные дороги, рудопуски и рудоскаты.

Канатные подвесные дороги применяют преимущественно в качестве соединительного звена транспорта между карьером и поверхностными приемными пунктами, расположенными в пересеченной гористой местности. Они представляют собой подвешенные на опорах канатные линии, по которым перемещаются затонетки. Высота опор составляет обычно 30—50 м, расстояние между ними 100—300 м. При сильно пересеченном рельефе местности расстояние между опорами увеличивают до 500—1000 м. Длина канатных дорог изменяется от 0,5 до 20 км.

Обычно применяют двухканатные подвесные дороги с кольцевым или маятниковым движением вагонеток грузоподъемностью 1—2 т. Расстояние между вагонетками в среднем составляет 50—150 м, скорость движения их достигает 3 м/с. Производительность действующих канатных дорог составляет 50—250 т/ч.

Основные достоинства канатных дорог: независимость от рельефа местности, большие допустимые уклоны (30—45°) и пролеты между опорами, позволяющие прокладывать трассу по кратчайшему расстоянию в сложных топографических условиях. Недостатки: ограниченная производительность, недостаточная надежность эксплуатации и высокая трудоемкость ремонтных работ.

При разработке залекопных месторождений в качестве промежуточного транспортного звена часто применяют рудоскаты и рудопуски. Рудоскаты представляют собой открытые тараны выработки, устраиваемые на естественных склонах и бортах нагорных карьеров для спуска руды. Применяют их обычно в начальный период эксплуатации или при ограниченной производительности карьера. Рудопуски — наклонные или вертикальные подземные выработки обычно круглого сечения площадью до 6 м², предназначенные для перемещения руды с рабочих уступов карьера на подземный откаточный горизонт. Вертикальная высота рудопусков достигает 500 м, производительность — до 3000 т/ч и больше, что позволяет эффективно применять их на средних и крупных карьерах.

В перспективе в качестве специальных видов карьерного транспорта могут применяться дирижабли, вертолеты и реактивные метатели.

ОТВАЛЬНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. Общие сведения

Процесс размещения вскрышных пород на специально отведенной площади называют отвалообразованием, а выполняемые при этом работы — отвальными. Насыпь, которая образуется в результате отвальных работ, называют отвалом.

От организации отвальных работ во многом зависит производительность вскрышных экскаваторов и транспорта, а также ритмичность работы всего карьера. Удельный вес отвальных работ в общей стоимости 1 м³ вскрыши составляет 10—20%.

В зависимости от места расположения различают внутренние, внешние и комбинированные отвалы.

Внутренние отвалы располагают в выработанном пространстве карьера. Они наиболее эффективны, так как расположены непосредственно около места выемочных работ и занимают территорию, мало пригодную для использования под сельскохозяйственные угодья. Однако применены внутренних отвалов возможно только при разработке сразу из всю мощность горизонтальных или пологих заложий.

Внешние отвалы размещают за пределами карьерного поля в местах, не содержащих полезных ископаемых и по возможности мало пригодных для выращивания сельскохозяйственных культур. Они применяются при разработке наклонных и крутопадающих месторождений и являются наиболее распространенными.

При комбинированных отвалах одну часть вскрышных пород перемещают на внешние отвалы, а другую — на внутренние. Их обычно применяют при разработке горизонтальных и пологих месторождений с большой мощностью вскрываемых пород. В этом случае породы верхних уступов перемещают на внешние отвалы, а нижнего уступа — на внутренний отвал.

Строительство отвала или железнодорожном транспорте включает возведение первоначальной насыпи, укладку рельсового пути, монтаж контактной сети и линий электропередач.

При строительстве отвалов целесообразно использовать склоны гор и холмов, овраги и различные котловины, что часто позволяет размещать отвалы без образования первоначальных насыпей (рис. V.1). При возведении отвалов на равнинной местности иначе-

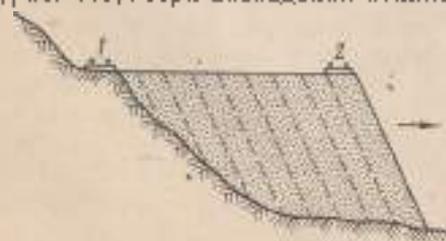


Рис. V.1. Схема разлития отвала на склоне возвышенности: 1, 2 — первоначальное и новое положение пути.

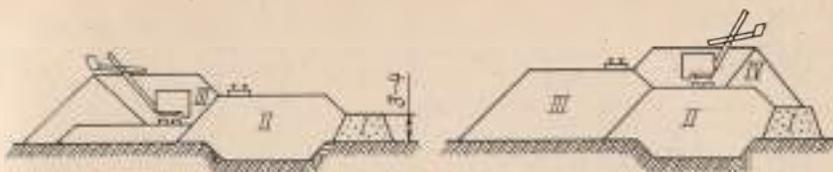


Рис. V.2. Этапы I, II, III, IV развития экскаваторного отвала

ле необходимо соорудить насыпи с помощью механических лопат, драглайнов, скреперов или бульдозеров.

При железнодорожном транспорте первоначальную насыпь возводят экскаваторами (механическими лопатами или режущими драглайнами) из пород, вмещаемых рядом с насыпью (рис. V.2). Высота ее при применении экскаваторов средних размеров составляет от 3—4 м. Дальнейшее увеличение высоты отвала до проектной осуществляется в процессе его эксплуатации постепенным подъемом пути.

При транспортировании вскрыши на отвалах автомобилями создание первоначальной насыпи значительно упрощается, так как эта работа выполняется непосредственно автосамосвалами и бульдозерами. В последние годы фронтальство отвалов с помощью автосамосвалов и бульдозеров успешно применяют на многих карьерах даже тогда, когда в карьере основным является железнодорожный транспорт.

Развитие отвалов в плане (рис. V.3) может быть параллельным (а), веерным (б) и криволинейным (в).

При параллельном развитии отвала горюды отсылают слои постоянной ширины, а рельсовые пути передвигают параллельно их первоначальному положению. Длина фронта отвала вследствие особенностей разгрузки вагона в тундре постепенно сокращается. Угол сокращения длины фронта отвала α составляет 25—45°. Если необходимо сохранить постоянную длину фронта отвала, возводят передовую насыпь (рис. V.4).

При веерном развитии отвала горюды отсылают слоями переменной ширины, что упрощает отвальные работы. Наряду с этим передвижка рельсовых путей упрощается, так как проводится относительно постоянного поворотно-го пункта O и не тре-

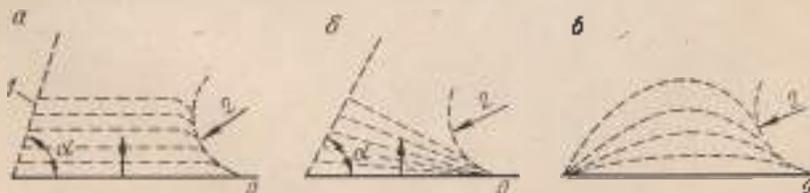


Рис. V.3. Схемы развития отвалов

1 — граница отвала, 2 — кривая стрелочного перевода

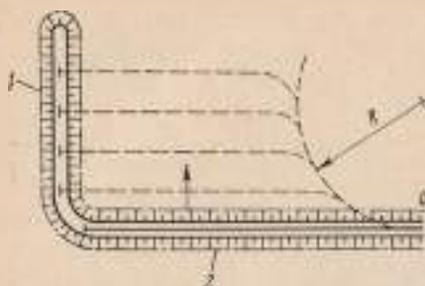


Рис. V.4. Параллельное развитие отвала с передней настилкой

1 — передняя настилка, 2 — параллельная настилка

бует перевозки нагрузок. Длина фронта отвала при всерном развитии также сокращается.

Характерной особенностью криволинейного отвала является постепенное удлинение фронта отвальных работ за счет увеличения длины более выпуклой кривой (см. рис. V.3, в), что позволяет создавать новые рабочие тупики. Удлиненные пути при этом производят путем вставки в него отрезков рельсов различной длины.

Наиболее широко на современных карьерах применяют параллельное и криволинейное развитие отвала. Всерное развитие обычно применяют при работе на отвале отвальных многоковшовых экскаваторов-абразиверов.

При ограниченной площади, отведенной под отвалы, отвальные работы ведут в два уступа и более. Необходимая площадь отвального отвала определяется объемом вскрытых пород на карьере и высотой отвала:

$$S = \frac{V_0 k_p}{H_1 - H_2 \eta} \text{ м}^2, \quad (V.1)$$

где V_0 — объем вскрытых пород на карьере, м³; k_p — коэффициент разрыхления пород в отвале (1,15—1,35); H_1 и H_2 — высота соответственно первого и второго уступов отвала, м; η — коэффициент заполнения площади отвала породами второго уступа (0,5—0,7).

Обычно на карьере устраивают несколько самостоятельных отвалов или один большой разделяют на несколько участков-тупиков (рис. V.5). Для обеспечения непрерывной работы карьера на одних отвальных участках идет прием породы, на других — планировка, на третьих — передвижка рельсовых путей, четвертые находятся в резерве.

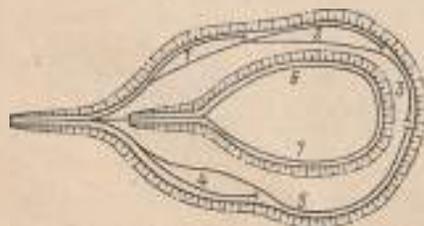


Рис. V.5. Схема развития раздельного отвала:

1—2 — начальные тупики

К основным параметрам отвалов относится их высота, длина отвального тупика, арочная способность отвального тупика между двумя смежными передвижками пути, объем отвала, число отвальных тупиков, производительность тупика и всего отвала. Величина этих параметров зависит главным образом от свойств разрабатываемых и отвала пород и способа отвалообразования.

По типу применяемого отвального оборудования отвалы делят на плужные, экскаваторные, конвейерные, бульдозерные и гидравлические. Средства механизации отвальных работ выбирают с учетом горно-геологических, топографических и климатических факторов, а также вида применяемого из карьера погружно-транспортного оборудования.

Правильно выбранный способ отвалообразования должен обеспечивать необходимую приемную способность отвала, безопасную работу людей и оборудования, широкую стойкость отвальных работ и высокую производительность труда.

§ 2. Плужные отвалы

При плужном отвалообразовании породу из думпкеров разгружают непосредственно под откос уступа. При этом одна часть породы скалывается вниз, а другая (около 40—70% от всего объема) остается на отвальной бровке и затем отвальным плугом сталкивается под откос отвала.

Отвальный плуг представляет собой агрегат, основным органом которого является система подвижных лемехов, смонтированных на железнодорожной платформе (рис. V.6). В передней его части расположены носовые листы 1, которые при движении цилиндра 2 огибают путь от породы или щебня. Главные лемехи 3 крепят к стойкам 4 так, что они могут подниматься и опускаться, а также поворачиваться вокруг вертикальной оси. На конце главного лемеха укреплен откосный лемех 5.

Основными рабочими параметрами отвальных плугов являются вылет главного лемеха и масса плуга. В зависимости от этого различают легкие плуги (с вылетом до 3,6 м и массой до 20 т), средние (с вылетом до 5 м и массой до 40 т) и тяжелые (с вылетом

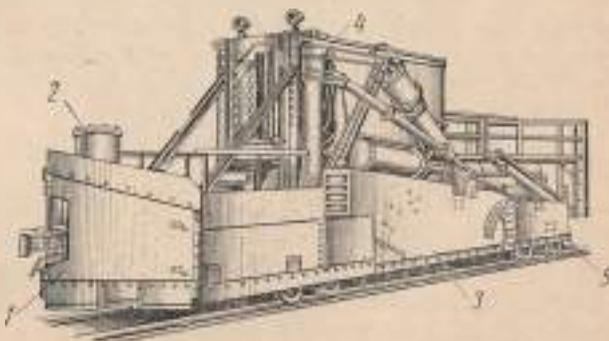


Рис. V.6 Тяжелый отвальный плуг МОП-1

том до 7,5 м и массой до 60—70 т). На рудных карьерах, отличающихся наличием крепких вскрышных пород, применяют средние и тяжелые отвальные плуги, технические характеристики которых приведены ниже.

	МДП-1	МДП-1
Вылет главного лемеха при угле раскрытия 45° от оси пути, мм	4700	7500
Масса плуга, т	40	60
Габариты, мм:		
длина	12 300	18 300
ширина	4 600	3 100
высота	4 000	3 000
Управление	Ручным приводом	Сжатым воздухом
Род тяги	Локомотив	Локомотив
Тяговое усилие, кН	100	150
Рабочая скорость, км/ч	6—10	6—10

Производительность отвального плуга достигает 500 м³ за час чистой работы или 3000 м³ в смену.

Технологический процесс плужного отвалообразования (рис. V.7) включает разгрузку породы из думпкаров, профилирование откоса отвала, планирование полотна для рельсового пути и передвижку пути. Все операции выполняются последовательно.

После разгрузки думпкаров по всей длине отвального тупика его профилируют отвальным плугом, который боковым лемехом сталкивает породу под откос отвала. В результате создается площадка, на которую снова выгружают породу. Операции по разгрузке составов с последующим профилированием повторяют 4—8 раз, пока не образуется горизонтальная площадка шириной 3—4 м. После этого планируют отвальную бровку и передвигают пути в новое положение, а затем все операции повторяют снова.

В зависимости от устойчивости откоса отвала думпкары состава разгружают по одному, отдельными группами или одновременно все. Наиболее часто их разгружают по одному. Время разгрузки состава составляет для скальных пород 5—7 мин в летний и 15—20 мин в зимний период, для метких влажных пород — соответственно 12—18 и 25—30 мин.

Отвальную бровку планируют так, чтобы новое полотно для рельсового пути было выше старого на 0,1—0,5 м, что позволяет учесть усадку пород в отвале при движении по нему составов.

Рельсовые пути обычно передвигают путепередвижателями циклического действия.

Применяя способность отвального тупика между двумя передвижками рельсового пути

$$V = \frac{H L_T c}{k_p} \cdot \eta, \quad (V.2)$$

где H — высота отвала, м; L_T — длина отвального тупика, м; c — шаг передвижки пути, м; k_p — коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале (1,06—1,15).

Высота плужных отвалов составляет в среднем 8—12 м, в отдельных случаях достигает 20—30 м. Рабочая длина отвальных тупиков изменяется от 250 до 1000—2500 м.

Шаг передвижки отвальных путей

$$c = a + b, \text{ м}, \quad (V.3)$$

где a — максимальный вылет главного домкрата отвального плуга от оси пути, м; b — безопасное расстояние от оси пути до бровки отвального уступа (для думпкаров грузоподъемностью 50—60 т принимается не менее 1,8 м).

Шаг передвижки отвальных путей на плужных отвалах обычно составляет 1,5—2,5 м, реже 3—4 м. С увеличением его возрастает приемная способность отвалов, уменьшается количество тупиков и сокращается объем работ по передвижке и ремонту путей.

Приспосабливая способность 1 м отвального тупика составляет 30—60 м³. Сменная производительность отвального тупика

$$V_c = NQ = \frac{Tqk_n}{t_p + t_o} gn, \text{ м}^3, \quad (V.4)$$

где N — число составов, разгружаемых в тупике в смену; Q — объем породы в одном составе, м³; T — продолжительность смены, ч; $q = 0,7 : 0,8$ — коэффициент использования времени смены на прием состава; $k_n = 0,85 : 0,95$ — коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта; t_p — продолжительность разгрузки одного состава, мин; t_o — время на обмен составов, мин; g — емкость кузова думпкара, м³; n — число думпкаров в составе.

Необходимое число рабочих тупиков на отвале

$$M_{p\tau} = \frac{V_n}{V_c}, \quad (V.5)$$

где V_n — объем породы, поступающей из карьера в отвал в смену, м³.

Общее число тупиков на отвале с учетом тупиков, на которых передвигают пути, должно быть на 25—50% больше расчетного.

Основными достоинствами плужных отвалов: сравнительно низкая стоимость отвального оборудования и возможность иметь резервные тупики, поскольку один отвальный плуг может обслуживать

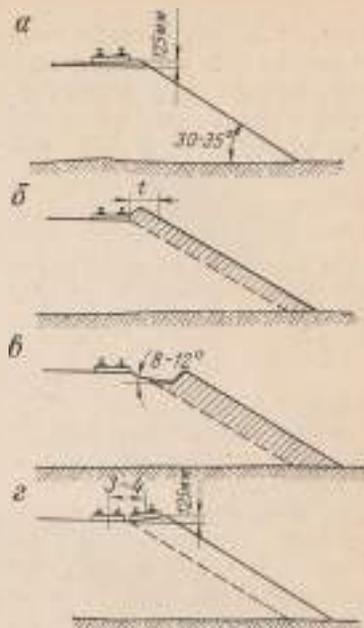


Рис. V.7. Типовая схема плужного отвалообразователя:

а — под стартовым и прыжку перед отвалом; б — отвал после горки загрузки кислоты; в — отвал после оформления плуга; г — передвижка пути в новое положение

несколько отвальных тупиков. К недостаткам плужных отвалов относят: низкую производительность, ограниченную высоту отвала, необходимость частой передвижки отвальных путей, что связано с большими трудовыми затратами, большие эксплуатационные расходы на ремонт и содержание отвальных путей.

Применение плужных отвалов рационально при относительно небольшой производительности карьера и большой разбросанности отвальных участков.

Плужное отвалообразование может также применяться из резервных, периодически используемых тупиков, когда основной объем отвальных работ выполняется экскаваторами.

§ 3. Экскаваторные отвалы

Экскаваторными называются отвалы, на которых породу после выгрузки ее из транспортных средств размещают однокосильными экскаваторами.

Наиболее широко при экскаваторном способе отвалообразования применяют прямые механические лопаты. Отвальный уступ при этом делают на два подступа: верхний — высотой 4—7 м и нижний — высотой 10—25 м. На кровле верхнего подступа размещают транспортные пути, на кровле нижнего — экскаватор.

Технология отвалообразования механической лопатой заключается в следующем. Порода из думпкаров разгружают в специальный приемный котлован, создаваемый экскаватором у нижней бровки верхнего подступа, откуда ее экскаватором переваливают в двух направлениях: вперед по ходу экскаватора под отвес нижнего подступа и назад в верхний подступ (рис. V.8). С учетом усадки пород в отвале верхний подступ отсыпается на 0,5—1 м выше уровня расположения железнодорожных путей.

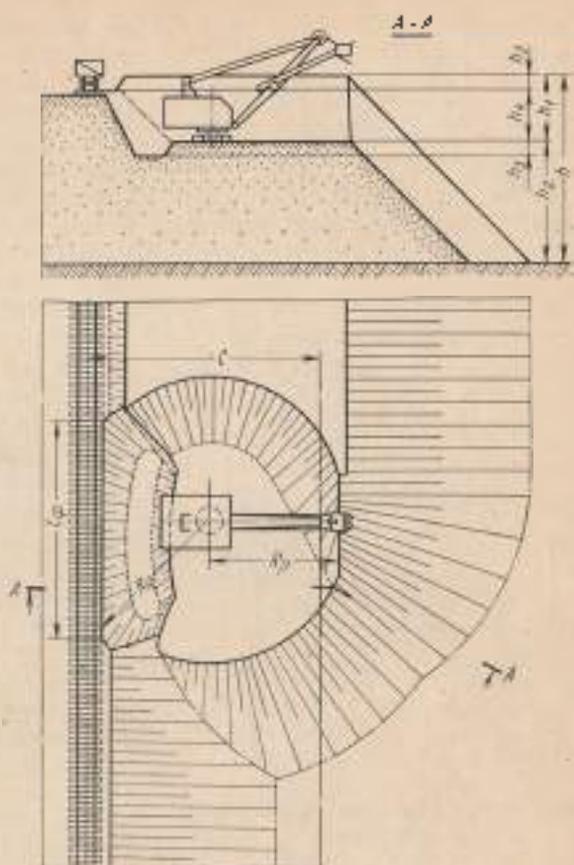
Длину приемного котлована принимают не менее длины одного-двух думпкаров (обычно 15—20 м), глубину 0,8—1 м, что увеличивает его вместимость и предохраняет экскаватор от ударов крупных кусков породы при разгрузке вагонов.

При неустойчивых отвалах сначала отсыплют нижний подступ на длину до 100 м и более, после чего экскаватор отсыпает верхний подступ, затем операцию повторяют.

После отсыпки заходки по всей длине отвального тупика экскаватор поднимается на кровлю верхнего подступа, возвращается в исходное положение и начинает отсыпать следующую отвальную заходку. На некоторых карьерах в исходное положение экскаваторы переводят из специальных железнодорожных платформ, что значительно сокращает время на переход экскаватора и сохраняет его ходовую часть.

Переводка железнодорожного пути в новое положение после отсыпки отвальной заходки обычно производится крапом на рельсовом и реже на гусеничном ходу. Шаг передвижки пути равен

Рис. V.8. Схема отвало-
сбрасывания механиче-
ской лопатой



ширина отвальной закладки и составляет 22—25 м для экскаваторов ЭКГ-4,6 и 25—30 м для экскаваторов ЭКГ-8. Число перекладок пугей зависит от шара передержки, высоты отвала и длины тупика; обычно при длине отвального тупика 1000—2000 м их бывает три-четыре в год.

Прямая способность 1 м отвального тупика достигает 600—700 м³ и более.

Производительность механических лопат на отвалах, как правило, значительно выше, чем однотипных лопат в карьере, что объясняется как снижением трудоемкости экскавации пород, так и увеличением рабочих параметров отсыпки: ширины закладки, высоты уступа, длины блока.

Для размещения в отвал мягких пород в последние годы все чаще применяют экскаваторы драглайны с ковшами емкостью 4—10 м³. При наиболее распространенной схеме отсыпки породы в отвал драглайны и железнодорожный путь располагают на кров-

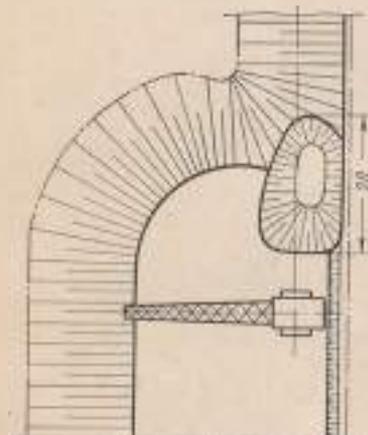
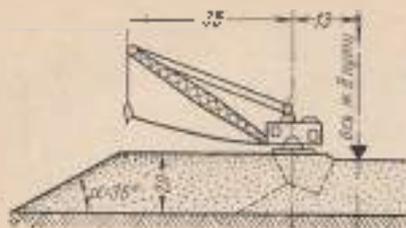


Рис. V 9. Схема отвалообразования драглайном

стигает 2000—3000 м³. В связи с большой приемной способностью отвального фронта пути обычно передвигают через год и более, что позволяет их хорошо балластировать и увеличить полезный вес и скорость движения железнодорожных составов на отвалах. Наряду с этим при применении драглайнов на отвальных работах увеличиваются капитальные затраты и снижается надежность работы по сравнению с механическими лопатями, резко уменьшается производительность экскаваторов и землечерпуд, повышаются требования к квалификации обслуживающего персонала. При недостаточной четкой организации отвальных работ производительность драглайнов на 1 м² емкости коша может оказаться ниже по сравнению с производительностью механических лопат.

Расчет экскаваторных отвалов при применении одноковшовых экскаваторов, как и при движущих отвалах, в основном сводится к определению необходимого числа отвальных тулчков.

Приемная способность отвального тулчка между двумя передвижками пути определяется по формуле (V.2). При этом шаг пе-

ле отвального уступа, отсыпается сразу на всю высоту. Черпая породу из приемного котлована длиной 20—30 м и глубиной 5—6 м, драглайн размещает ее впереди себя и под откос уступа (рис. V 9). Угол поворота драглайна при этом изменяется от 0 до 110—120°. Иногда применяют схему отвалообразования с верхней отсыпкой или с последовательной нижней и верхней отсыпкой. В первом случае отсыпка породы производится в отвальный уступ, расположенный выше горизонта установки экскаватора, во втором порода отсыпается в два яруса при проходе и обратном проходе экскаватора, расположенного на кровле нижнего отвального уступа. Выбор рациональной схемы отвалообразования производят в каждом конкретном случае на основе технико-экономических расчетов.

Применение на отвалах драглайнов позволяет увеличить высоту отвала до 30—40 м и шаг передвижки пути до 70—100 м, в результате чего приемная способность отвала на 1 м пути до-

передвижки пути (см. рис. V.8)

$$C = \sqrt{R_0^2 + \frac{l_{\Phi}^2}{4}} + R_p, \text{ м.} \quad (\text{V.6})$$

где R_0 и R_p — соответственно радиусы черпания и разгрузки экскаватора; l_{Φ} — длина фронта разгрузки (обычно принимается равной длине думпкара), м.

Производительность отвального тупика в смену при экскаваторном отвалообразовании определяют по формуле (V.4) без учета коэффициента η . При этом продолжительность разгрузки и обмена состава:

$$t_p = nt_d; \quad (\text{V.7})$$

$$t_u = \frac{2L}{v} + t, \quad (\text{V.8})$$

где t_d — время на разгрузку одного думпкара (в среднем $t_d = 0,02$), м; L — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, км; v — средняя скорость движения составов на отвале (10—12), км/ч; t — время на связь при обмене состава (0,05), м.

Необходимое число отвальных тупиков в работе определяют по формуле (V.5).

Число смен работы отвального тупика между двумя передвижками пути

$$T_{\text{ос}} = \frac{V}{V_{\text{т}}}. \quad (\text{V.9})$$

Общее число отвальных тупиков на отвале с учетом тупиков, на которых производят переукладку пути.

$$N_{\text{ос}} = N_{\text{р.т}} \left(1 + \frac{T_{\text{пер}}}{T_{\text{ос}}} \right). \quad (\text{V.10})$$

где $T_{\text{пер}}$ — число смен, затрачиваемых на переукладку пути отвального тупика.

Основными достоинствами отвалообразования одноколесными экскаваторами по сравнению с шпунтовыми являются: более высокая производительность отвальных тупиков в рабочих, занятых на отвальных работах; значительно меньший объем лугвельных работ; возможность применения более тяжелого подвижного состава в связи с большей устойчивостью железнодорожных путей.

К недостаткам экскаваторных отвалов относятся: необходимость применения на отвалах дорностоящих экскаваторов; увеличение времени разгрузки составов в связи с коротким фронтом разгрузки на отвальном тупике (1—2 думпкара), невозможность иметь в резерве отвальный тупик с экскаватором.

Достоинства экскаваторных отвалов в большинстве случаев значительно преобладают над их недостатками, и поэтому при при-

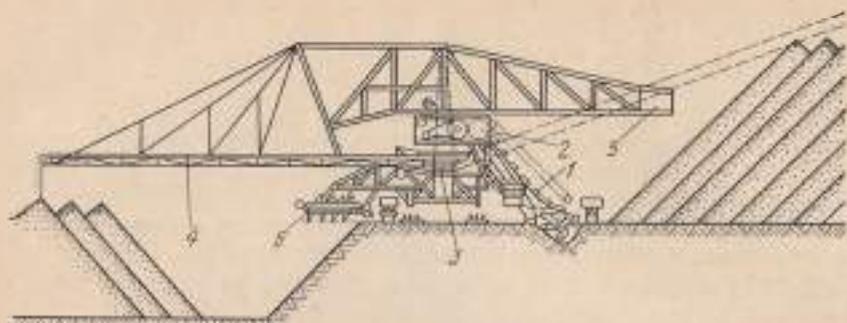


Рис. V.10 Схема обратного абзетцера:

1 — ковшевая рама; 2 — разгружаемый барабан; 3 — джексовая ленточная; 4 — разгружающая ленточная; 5 — приемная; 6 — обшлюбованная рама.

менении железнодорожного транспорта наиболее широкое распространение получили экскаваторные отвалы.

§ 4. Абзетцерные отвалы

Для размещения в отвалы мягких пород при железнодорожном транспорте широко применяют специальные отвальные многоконтурные экскаваторы-абзетцеры. В отличие от обычных многоконтурных экскаваторов, абзетцеры имеют коронную черпающую раму, приспособленную для черпания породы из приемной траншеи шириной 1,5—2,5 м, и разгрузочную кассету, на которой установлен ленточный конвейер (рис. V.10). Для выравнивания поверхности отвала перед передвижкой железнодорожных путей абзетцеры снабжены также специальной планирующей рамой длиной 10—15 м.

Современные абзетцеры (табл. V.1) обычно выпускают полноповоротными, на рельсовом ходу, с длиной отвальной кассеты до 60—100 м.

Технология отвалообразования абзетцерами заключается в следующем. Абзетцер, передвигаясь вдоль откоса отвальной уступы, черпает породу, разгружаемую из думпкеров в приемную траншею, а затем по ленточному конвейеру размещает ее в отвал. Отвальную заходку отсыпают отдельными слоями при многократном передвижении абзетцера вдоль фронта работ. После отсыпки отвальной заходки на всю ее ширину (10—60 м) планируют поверхность отвала и перемещают путь в новое положение.

Полноповоротные абзетцеры могут с одного положения пути производить двухъярусную отсыпку породы в отвал общей высотой до 60—90 м. Сначала отсыпают слой породы в нижний ярус отвала, затем при обратном ходе — в верхний, расположенный по другую сторону железнодорожного пути (см. рис. V.10).

Для повышения устойчивости отвала отсыпку нижнего яруса обычно начинают с образования передового отвала при рас-

Таблица V.1

Техническая характеристика абзетцера

Показатели	Емкость ковша λ							
	400	600	800	1200	1500	2000	2700	4500
Теоретическая производительность, м ³ /ч	770	1000	1350	1900	2390	2640	3500	5050
Длина отвальной консоли, м	63,5	38	53	50	50	69	100	91,2
Число разгрузок в минуту	32	26	26	25	22	22	35	20,9
Рабочая масса, т	395	395	600	1185	1950	2070	2490	2620
Ширина ленты главного конвейера, мм	1100	1500	1300	1600	1800	2200	2000	2200
Скорость движения ленты, м/с	2,6	3,3	3,5	4,0	4,0	3,6	6,4	5,5
Высота штабеля, м	—	—	17	18	22	22	30	35
Ширина транспортной колес, мм	900	900	900	1400	1435	1435	1435	1435
Число колесных пар	48	40	56	104	160	280	—	172
Установленная мощность, кВт	465	430	630	1230	1510	1480	4235	4900

положении отвальной консоли абзетцера перпендикулярно к фронту отвальных работ. Затем поворотом отвальной консоли в горизонтальной плоскости засыпают отдельными слоями пространство между передовым отвалом и откосом вышнего отвального подступа.

Верхний ярус отвала отсыплют при подъеме и повороте отвальной консоли в противоположную сторону.

К основным достоинствам абзетцерного отвалообразования относятся: большая приемная способность отвалов и высокая производительность отвального оборудования. Однако применение этого способа отвалообразования ограничивается мягкими породами и благоприятными климатическими условиями. Обычно абзетцерные отвалы применяют при работе в карьере многоковшовых экскаваторов.

§ 5. Конвейерные отвалы

При конвейерном способе отвалообразования мягкие вскрышные породы размещают в отвалы в основном ковшовыми ленточными отвалообразователями, работающими в комплексе с передвижными ленточными конвейерами или многоковшовыми экскаваторами*.

* Сами и параметры внутренних отвалов при работе ковшовых отвалообразователей в комплексе с многоковшовыми экскаваторами рассматриваются в главе «Системы стартовой разработки месторождений».

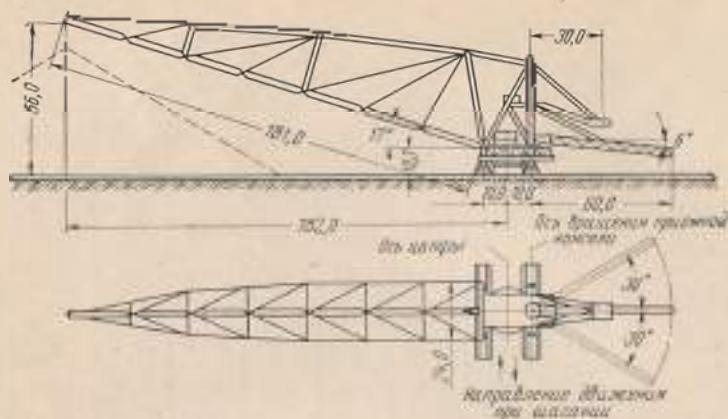


Рис. V.11. Кансольный отвалообразователь ОШР-180/4500

Кансольные отвалообразователи (рис. V.11) состоят из приемной и отвальной консолей, оборудованных ленточными конвейерами, поворотной платформой и ходовой части, которая у малых моделей (производительностью до 500 м³/ч) имеет гусеничный ход, у средних и мощных (производительностью до 1000 м³/ч и более) — шагающий и тягающе-рельсовый. Для работы в комплексе с цепными экскаваторами отвалообразователи изготавливают на рельсовом ходу.

Современные кансольные отвалообразователи (табл. V.2) выпускают полноповоротными, с отвальными консолями длиной до 180—225 м, способными при укладке породы в верхний и нижний уступы с одной рабочей площадью образовывать отвалы общей высотой до 100 м и более.

Технология отвалообразования кансольными отвалообразователями заключается в следующем. Порода с магистрального конвейера поступает на приемный отвальный конвейер, откуда через загрузочную тележку передается на кансольный отвалообразователь, который отсыпает ее в отвал. После отсыпки отвальной заходки на всю ее ширину мощными бульдозерами планируют поверхность отвала и передвигают отвальный конвейер и отвалообразователь в новое положение для отсыпки следующей заходки. Иногда между отвалообразователем и отвальным конвейером устанавливают ленточный перегружатель, что позволяет значительно увеличить прорывную способность отвала при одном положении отвального конвейера.

Отсыпку породы в отвал кансольным отвалообразователем, как правило, производят в два яруса. При этом сначала отсыпает отвальную заходку в нижний ярус, затем при обратном ходе — в верхний, расположенный по другую сторону отвального конвейера.

ра. Для увеличения ширины отвальной заходки отвалообразователя при отсыпке верхнего яруса перемещается на другую сторону от отвального конвейера (рис. V.12). При работе отвалообразователя с вылетом консоли 100 м ширина отвальной заходки достигает 115 м при общей высоте отвала 134 м.

Конвейерный способ отвалообразования при доставке породы из карьера на отвалы конвейерным транспортом является наиболее простым и экономичным, обеспечивающим наибольшую приемную способность отвала и производительность труда.

В последнее время на ряде карьеров с сравнительно небольшим объемом вскрышных работ успешно применяют поворотные звеньевые конвейерные отвалообразователи, состоящие из набора последовательно соединенных консольных звеньев длиной 15—30 м, на конце которых смонтированы ходовые тележки. За счет движения тележек по монтажным осям осуществляется поворот отвального конвейера и отсыпка отвала (рис. V.13). По мере разуклонки отвала производится наращивание отвального конвейера консольными звеньями.

Таблица V.3

Техническая характеристика консольных отвалообразователей

Показатели	ОИВ-1	ОИВ-125, 1700	ОИВ-50/4500	ОИВ-60/4500	ОИВ-75/4200
Максимальная производительность при разуклонке породы, м ³ /ч	650	1200	4,00	4500	11 200
Длина отвальной консоли, м	75	125	50	180	225
Максимальный угол подъема отвальной консоли, градус	16	18	18	17	17
Максимальная высота отсыпки, м	20	40	30	65	83
Ширина ленты отвального конвейера, мм	1200	1200	1600	1600	1600
Скорость движения ленты отвального конвейера, м/с	3,3	4,5	5	6	6
Длина приемной консоли, м	14,8	37,5	30	61,5	50
Ширина ленты приемного конвейера, мм	1200	1200	1600	1600	1600
Скорость движения ленты приемного конвейера, м/с	2	4,5	3,7	6	6
Установленная мощность, кВт	180	890	15,0	3460	10 500
Рабочая масса, т	190	504	6,0	2000	6000

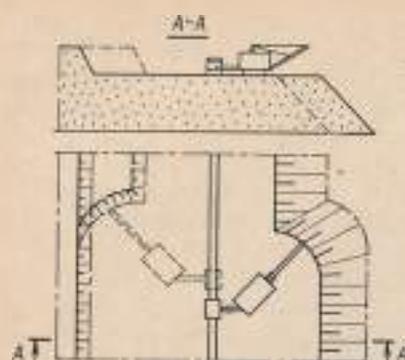


Рис. V.12. Схема отсыпки двухъярусного отвала

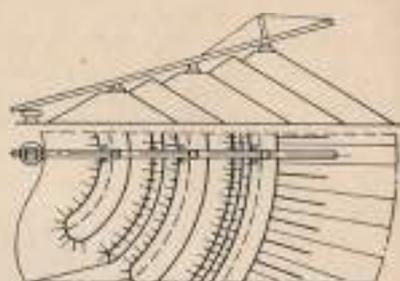


Рис. V.13. Схема отсыпки поворотными колесными отвалообразователями

§ 6. Бульдозерные отвалы

Бульдозерные отвалы применяют обычно при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом. Технология отвалообразования состоит из трех операций: разгрузки автосамосвалов, планировки отвальной площадки и устройства автодорог.

Различают два способа образования бульдозерных отвалов: периферийный и площадной.

При периферийном способе отвалообразования породу из автосамосвалов разгружают по периферии отвального фронта на расстоянии 3—5 м от верхней бровки откоса отвала и бульдозерами сталкивают под откос отвального уступа (рис. V.14). При достаточной устойчивости отвала являющегося подходить к бровке отвала и разгружают породу непосредственно под откос уступа. Для безопасности работ у бровки отвала бульдозерами создают поперечный вал высотой 0,4—0,8 м и шириной 1,0—1,5 м или устанавливают поперечные деревянные или металлические уборы для заезда колес автосамосвалов. С этой же целью поверхности отвала придают уклон до 3°, направленный от бровки отвала к его центру.

При площадном способе отвалообразования породу разгружают по всей площади отвального участка, а затем отсыпанный слой породы планируют бульдозерами и укатывают катками. После этого отсыпают следующий слой породы, и операции повторяют.

Периферийный способ отвалообразования более экономичен и чаще применяется в практике. Объем планировочных и дорожных работ при этом способе значительно меньше, чем при площадном. Площадные отвалообразования обычно применяют при малостойчивых мягких породах или при большой высоте отвала, что обеспечивает безопасность работы автомашин при разгрузке.

Высота отвальных уступов, расположенных на равнинной местности, зависит главным образом от устойчивости складываемых пород и составляет для скальных пород до 30—40 м, для песчаных

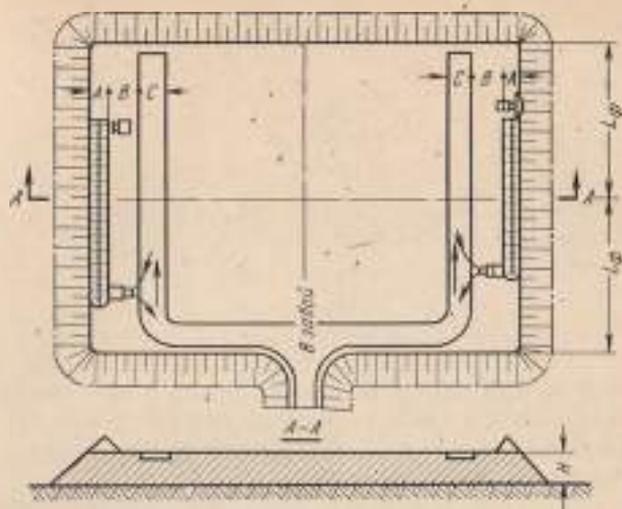


Рис. V.14. Схема бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте

до 15—20 м, для глинистых до 10—15 м. При отсыпке скальных пород на склонах тор высота отвала достигает 100—200 м и более.

Длину фронта отсыпки породы устанавливают в зависимости от высоты отвального уступа, объема размещаемой в отвал породы, типа автомобилей и бульдозеров. На высокогорных отвалах при большой высоте отвальных уступов и стесненных условиях длина фронта отсыпки обычно составляет 20—50 м, на равнинных достигает 80—250 м. При коротком фронте отсыпки разгрузку автомобилей и планировочные работы совмещают на одной участке. При возможности увеличения фронта отсыпки его разделяют на несколько участков (обычно 2—4) и попеременно производят на каждом участке отсыпку и планировку.

Эффективность работы автоперевозки на отвалах в значительной мере зависит от состояния автодорог. В скальных породах автомобильные дороги на отвалах планируют бульдозерами и уплотняют катками. На отвалах, сложенных скальными породами, целесообразно устраивать дороги со щебеночным лохритием, впресывая в о вяжущими материалами. На крутых карьерах с большим объемом вскрышных работ подъездные и главные отвальные автодороги часто имеют дорожное покрытие из железобетонных плит.

Расчет бульдозерных отвалов заключается в определении длины и количества отвальных участков, а также общей длины фронта отвальных работ.

Длина отвального участка для работы одного бульдозера в течение смены $L_{гр}$ определяется как условием планировки, так и

разгрузки автосамосвалов и из полученных значений принимаем большее.

По условиям планировки

$$L_0 = \frac{Q_0}{V}, \text{ м.} \quad (V.11)$$

где Q_0 — производительность бульдозера, м³/смену; V — удельная приемная способность отвального участка, м³/м.

В свою очередь,

$$V = \frac{V_a \lambda}{b}, \text{ м}^2/\text{м}, \quad (V.12)$$

где V_a — емкость кузова автосамосвала, м³; λ — коэффициент кратности разгрузки по ширине кузова (для БелАЗ-510 $\lambda = 1,5$, для КрАЗ-256 $\lambda = 2,5$); b — ширина кузова автосамосвала, м.

По условиям разгрузки автосамосвалов

$$L_0'' = n_a b_a \frac{t_p}{T_p}, \text{ м}, \quad (V.13)$$

где n_a — количество работающих на отвальном участке автосамосвалов; b_a — ширина полки, занимаемой автосамосвалом при разгрузке и маневрировании (20—30), м; t_p — продолжительность разгрузки и маневрирования автосамосвала на отвале (1÷2), мин; T_p — продолжительности рейса автосамосвала, мин.

При выборе типа бульдозера для отвальных работ необходимо учитывать изменение его производительности в зависимости от расстояния перемещения породы (табл. V.3).

Таблица V.3

Производительность бульдозеров, м³/смену, в зависимости от расстояния транспортирования породы (по П. Ф. Зуркову)

Расстояние транспортирования породы, м	Д-271	Д-275	Д-365
10	700	1070	2100
15	660	880	1730
20	395	500	1180
25	270	400	810
30	170	290	570

При перемещении мягких пород приведенную в табл. V.3 производительность бульдозеров необходимо увеличить на 20—30%.

Длина отвального участка

$$L_{от} = l_b n_b, \text{ м}, \quad (V.14)$$

где l_b — число бульдозеров, работающих на отвальном участке.

Число рабочих отвальных участков

$$N = \frac{Q_{\text{см}}}{Q_{\text{обл}}}, \quad (\text{V.15})$$

где $Q_{\text{см}}$ — объем вскрытых пород, размещаемых в отвал за смену, м³.

Общая длина фронта отвальных работ

$$L_{\text{общ}} = L_{\text{гн}} N k_0, \text{ м}, \quad (\text{V.16})$$

где k_0 — коэффициент, учитывающий резервные участки при полевой отсыпке и планировке ($k_0 = 1-4$).

Основными достоинствами бульдозерных отвалов являются простота организации отвальных работ, низкие капитальные затраты и эксплуатационные расходы, малые сроки строительства отвалов, благоприятные условия работы отвального оборудования. К недостаткам бульдозерных отвалов относят: зависимость эффективности работ от климатических условий и свойств размещаемых в отвал пород, большой расход топлива, необходимость устройства и содержания автодорог.

Из приведенных в табл. V.4 данных видно, что бульдозерные отвалы при автотранспорте обеспечивают высокую производительность труда при наиболее низкой стоимости отвальных работ.

Таблица V.4

Технико-экономические показатели различных способов отвалообразования (по М. Г. Носкиной)

Оборудование для отвалообразования	Средняя высота отвального уступа, м	Средняя производительность труда одного работника, м ³ /смену	Применяемый способ укладки отвального материала, м ³ /смену	Стоимость укладки в отвал 1 м ³ пород, коп.
Отвальные плуги	10—30	100—200	2000—3000	3—6
Отваловые экскаваторы	15—40	150—250	3000—6000	4—8
Отвальные многоковшовые экскаваторы	20—60	200—800	15000—18000	3—6
Бульдозеры при автотранспорте	До 70	300—500	1800—2000	2—3

Бульдозерный способ отвалообразования при применении мощных бульдозеров может быть достаточно эффективным и при железнодорожном транспорте. В этом случае породу на думпкарах разгружают на специальную отвальную площадку шириной 10—15 м, расположенную на 1,5—2,5 м ниже уровня железнодорожного пути. Разгружаемую породу бульдозером сталкивают под откос отвального уступа (рис. V.15). При использовании бульдозеров мощно-

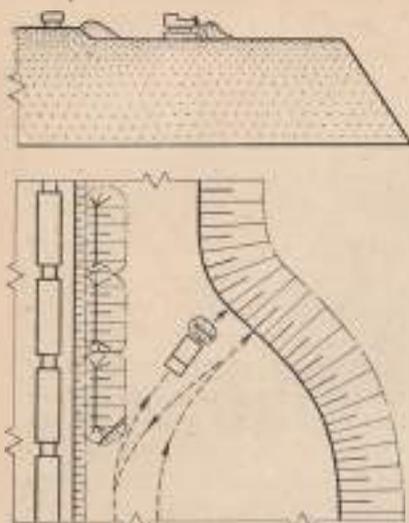


Рис. V.15. Схема бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте

родный слой почвы и складывают в особый отвал. По окончании отсыпки отвала поверхность его разравнивает бульдозерами и на нее равномерно наносят ранее убранную почву. Для восстановления ее плодородия необходимо несколько лет. Поэтому в первый год на ней сажают неприхотливые папоротниковые культуры, затем травы и только через несколько лет происходит полное восстановление плодородия почвы.

Биологический способ рекультивации заключается в создании плодородного поверхностного слоя на общей массе вскрытых пород за счет люцерновых засадок неприхотливой растительности. Для развития и укрепления дичерных засадок необходимо около 6—8 лет.

Механический способ применяют при значительном верхнем слое плодородной почвы. При отсутствии его более целесообразно применять биологический способ.

стью 405—515 кВт этот способ отвалообразования может обеспечить лучшие технико-экономические показатели по сравнению с экскаваторным способом.

§ 7. Восстановление поверхности и рекультивация отвалов

Организация отвальных работ должна предусматривать возможность последующего использования отвальных площадей для сельского хозяйства и лесонасаждения. Исключенке допускается для районов тундры и пустынь.

В настоящее время применяют два основных способа рекультивации отвалов — механический и биологический.

При механическом способе перед началом строительства отвалов снимают верхний плодородный слой почвы.

Глава VI

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ НА КАРЬЕРАХ

§ 1. Осушение карьерных полей

При отработке карьерных полей обводненных месторождений осуществляют широкий комплекс осушительных работ. Источником обводнения горных пород являются грунтовые воды, вблизи расположенные реки, водосмы, ливневые воды.

Рис. VI.1. Иглофильтр обычной конструкции

1 — стальной тубус; 2 — сетка; 3 — загрузочная головка; 4 — шариковый клапан

Подготовительные и эксплуатационные выработки, пройденные в обводненных породах, особенно в неустойчивых, деформируются и выходят из строя. Характер деформаций зависит от гидрогеологических условий и физико-механических свойств горных пород. Наиболее распространенным видом деформаций являются оползни, развивающиеся на неработающих и рабочих бертах карьеров, прорывы плывунов и лапторной воды, подземная эрозия, в результате которой часто образуются привальные воронки.

В зависимости от конкретной гидрогеологической обстановки различают три периода осушения карьерных полей: предварительное, эксплуатационное и комбинированное.

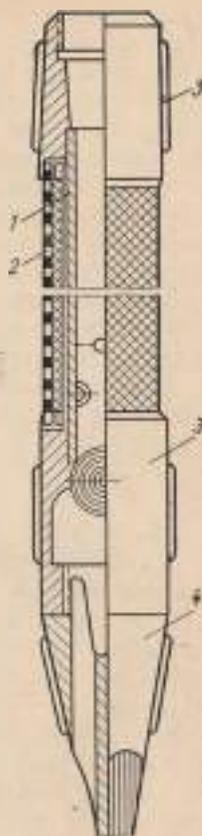
При предварительном осушении и осушительные мероприятия выполняются до начала вскрышных и добычных работ. Его применяют в тех случаях, когда необходимо заблаговременно произвести частичное или полное снижение уровня подземных вод. При этом водоотведение осуществляют путём отвода рек за пределы карьерных полей, глубокого вертикального дренажа и др.

Эксплуатационное осушение осуществляют с помощью водоотливного хозяйства карьеров и дренажных устройств в процессе добычи. Откачку рудничных вод ведут через дренажные выработки, специальные иглофильтровые установки, оставляемые по дну карьера защитных экранов.

При комбинированном осушении применяют сочетание дренажных устройств, которые используются при предварительном и эксплуатационном осушении.

Иглофильтры применяют для осушения плывунов, иловатых и глинисто-глинистых грунтов, которые характеризуются слабой водоотдачей. При осушении месторождений иглофильтрами по периметру осушаемого участка забуривается ряд скважин диаметром 50 мм с расстоянием между ними, кратным 0,6 м, в зависимости от водоотдачи осушаемых пород. Грунтовые воды откачивают центробежным насосом и вакуум-насосом, к которому при помощи шланга подключают иглофильтры.

Иглофильтр (рис. VI.1) состоит из стальной трубы с отверстиями диаметром 10 мм. В нижней части труба заключена в сет-



чатый фильтр. Иглофильтры погружают в грунт методом подмыва. При этом подаваемая под напором вода из коллектора по стальной трубе фильтра обтекает шаровый клапан и устремляется к трем отверстиям сошла, размывает грунт и выносит его по заглубленному пространству на поверхность. После погружения всех иглофильтров насосы переключают на откачку воды. Иглофильтры могут быть одноуровневые или двухуровневые. Их применяют при необходимости понижения уровня воды более чем на 5 м при осушении разрезных траншей, при строительстве центральных водосборников, при борьбе с опоздневыми явлениями.

При весеннем паводке для регулирования поверхности стока устраивают натерные канавы для перехвата весенних вод. Сечение канав рассчитывают исходя из ожидаемого поступления воды. В рядом расположенных водоемах спускают воду или понижают ее уровень, а болота осушают. Эти мероприятия выполняют заблаговременно.

§ 2. Водоотлив в карьере

Для обеспечения устойчивости бортов карьера и откосов уступов при добыче полезного ископаемого необходимо осушить породы вскрыши и снизить напор в водоносных горизонтах. Работы по осушению месторождения должны опережать горные работы. Осушение осуществляется внутрикарьерным или подземным водоотливом.

Внутрикарьерный (поверхностный) доступный водоотлив применяют в карьерах глубиной до 100 м при возможности предварительного осушения месторождения с поверхности через скважины. В остальных случаях устраивают водосборник в наиболее влажном месте, куда направляют внутрикарьерные воды канавами.

Внутрикарьерный водоотлив бывает самотечный и насосный. Для самотечного водоотлива необходимо, чтобы почва карьера имела свободный уклон к выходу в сторону пониженной части рельефа местности. При отсутствии этого условия применяют смешанный водоотлив, представляющий комбинацию самотечного и напорного водоотлива. При этом способе водоотлива вода собирается по канавам и направляется к водосборнику (рис. VI.2), расположенному в наиболее низком месте, и насосной станцией перекачивается по заглубленному трубопроводу к месту слива.

Подземный водоотлив применяют при разработке месторождений со значительным притоком грунтовых и атмосферных вод к сильно обводненным месторождениям. При этом способе вне проектных контуров карьера прокладывают водоотливной ствол, а из него — кверцлаг и серию водоотливных штреков. Со дна карьера на обойзу со штреками пробуривают серию водоспускных скважин. Подземные водоотливные выработки являются также дренажными.

В тех случаях, когда водоотливной штрек (кверцлаг) выходит на земную поверхность в сторону пониженной части рельефа,

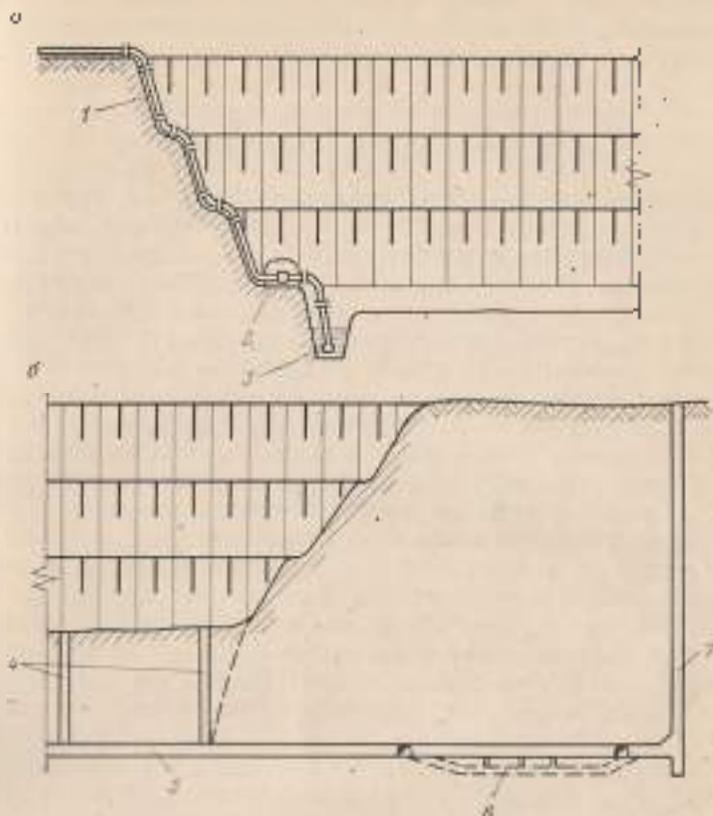


Рис. VI.2. Схемы водоотлива.

а — с поверхности общеканарьерного, б — подземного; 1 — затопительный трубопровод; 2 — насосная станция; 3 — щитовая; 4 — водоперепускные камеры; 5 — поверхностный штек; 6 — водосборник; 7 — водоотливный штек.

подземный водоотлив может быть самотечным. Внутрикарьерная вода по завалам и водоспускным скважинам передускается в подземные выработки и по канавкам направляется в водосборник (см. рис. VI.2), а из него завалами по трубопроводу перекачивается на земную поверхность к месту сброса. В гористой местности вместо ствола прокладывают водоотливную штольку. По штольке внутрикарьерная вода сбрасывается самотеком.

Для обеспечения своевременного удаления воды суммарная производительность главных водоотливной установки должна обеспечить откачку максимально ожидаемого суточного притока воды и иметь резервные напоры с суммарной производительностью 20—25% производительности рабочих насосов. Из насосной камеры главного водоотлива к стволу шахты выбивают наклонный ходок,

который выводят в ствол на расстоянии не менее 7 м от уровня пола насосной. С околовальным дном насосная камера должна соединяться не менее чем одним герметически закрывающимся ходком.

§ 3. Освещение карьеров и отвалов

В процессе добычи руды открытым способом при постоянно меняющейся конфигурации горных работ, увеличении глубины карьера буровзрывные работы требуют применения подвижных осветительных средств. Они должны быть экономичными, создавать равномерную освещенность рабочих мест при минимальном количестве осветительных установок, транспортабельными, надежными и долговечными, простыми и контактными.

Для освещения карьеров применяют следующие источники света: лампы накаливания, люминесцентные лампы, дуговые ртутные лампы, ксенонные лампы, ртутно-кварцевые лампы высокого давления. Передвижным источником света для карьеров являются полные лампы, которые включаются непосредственно в сеть без зажигающих устройств высокого напряжения.

На открытых горных работах применяют общую и местную комбинированную систему освещения.

При системе местного освещения освещаются отдельные виды работ на незначительной площади (буровые и экскаваторные забои, перегрузочные площадки и др.). Освещение осуществляется осветильниками, установленными на рабочих органах машин и опорах.

Более целесообразной считается система комбинированного освещения осветильниками на передвижных опорах вдоль карьерных дорог, прожекторами на передвижных и стационарных мачтах, ксенонными лампами на передвижных и стационарных опорах.

Для уменьшения светоточек и улучшения освещенности карьерного поля применяют мощные ксенонные лампы.

Опоры осветительной сети разделяют на стационарные и передвижные. По мере продвижения горных работ осветительные установки перемещают на новые места. При переносе стационарных опор их демонтируют и устанавливают на новом месте. Прожекторы устанавливают на стационарных или передвижных мачтах развешивая конструкции.

§ 4. Планировочные работы

Кровлю залежи зачищают при помощи малогабаритных экскаваторов бульдозеров, скреперов. При зачистке кровли оставшийся материал сбрасывают к нижней бровке следующей экскаваторной заходки или грузят экскаваторами в транспортные средства и вывозят. Просыпи, образовавшиеся при догрузке в железнодорожные вагоны, можно убирать отвальными плутами, оборудованными

специальными лемехами, а уборку просыпей рыхлой горной массы в забоях и на складах полезных ископаемых — погрузчиками, оборудованными префрерными ковшами.

Выраженные подшвы уступа при разработке крепких пород производят бульдозерами только после рыхления неровностей буровзрывным способом. В этих случаях применяют мелкие буровые станки или колонковые перфораторы на тележках.

Временные автомобильные дороги на рабочих уступах и отвалах при скальных, щебенистых и устойчивых гравелистых грунтах выполняют планировкой и укаткой долог естественного и насыпного грунта. При неустойчивых грунтах временные автодороги выполняют в виде сплошных или колеиных дорог из железобетонных сборно-разборных покрытий.

Железнодорожные пути укладывают на земляное полотно. Для насыпки земляного полотна применяют бульдозеры, автогрейдеры, скреперы, отвальные плуги, универсальные скреповальные экскаваторы, колесные тракторы. Земляное полотно для забойных и отвальных путей подготавливают экскаваторами при ведении горных работ. Планировку земляного полотна, формирование насыпей, планировку грунтов производят бульдозерами, автогрейдерами, прицепными скреперами.

При переукладочном ремонте выполняют работы по восстановлению пути после перемещения до положения, отвечающего техническим нормам содержания в профиле и в плане, а также стабилизацию пути. В состав переукладочного ремонта пути входит: ремонт путейой решетки с замкнутой шпал, дозировки балласта, укладка пути на балласт, выравнивание укладки в плане и профиле, подбивка шпал.

Для перевозки, механизированной разгрузки и дозировки балласта при перемещении забойных и отвальных путей применяют ходордозатор ЦНИИ-ДВЗ. Работы по подъему путейой решетки выполняют путепередвижателем циклического действия типа ПУ-26, ПУ-30, ПП-3 и др. Шпалы подбиваются шпалоподбивочными машинками типа ШПМ-02 на железнодорожном ходу. Для очистки железнодорожных путей от снега применяют плужные снегоочистители типа ЦУМЗ и СДП, отвальные плуги МОИ, скреповальные машины ЛЭС-350, реактивные снегоочистители, для которых используется турбореактивный двигатель типа ВК-1А или другие двигатели с отработанным моторесурсом.

Наиболее кооперные, применяемые на открытых горных работах, разделяют на передвижные, полустационарные и стационарные, а по месту установки — на забойные, отвальные, передвижные, подъемные и магистральные. Наиболее трудоемкими работами при эксплуатации кооперных машин являются подпожогательные операции и процессы.

Наиболее трудоемким процессом является перемещение кооперной вала за продвижением фронта горных работ. Эти работы выполняют перемещением разнообразных отдельных секций и по-

следующим их монтажом (циклический способ) и перемещением всего стана жидвейера без разборки (непрерывный способ), получивший наиболее широкое распространение в последние годы.

§ 5. Ремонт горного оборудования

При добыче полезных ископаемых открытым способом применяют крупногабаритные тяжеловесные буровые и погрузочные машины, труднотранспортбельные, которые рассредоточены по уступам и удалены на значительные расстояния от ремонтных баз. Поэтому текущие ремонты производят непосредственно у рабочих мест на свободных площадках под открытым небом в любую погоду и в любое время года. Экскаваторы простаивают в плановых и аварийных ремонтах до 15—25% календарного фонда извешного ларка. Такие большие потери времени на текущие и капитальные ремонты объясняются тяжелыми условиями работы из-за больших динамических нагрузок на детали и быстрым их износом, низким качеством отдельных деталей, отсутствием запасных частей, неудовлетворительным состоянием технической эксплуатации.

Для производства текущих ремонтов и технического обслуживания необходимо подготовить ремонтную площадку, доставить материалы, узлы и оборудование, очистить и установить машины в необходимое положение, снять напряжение. В дальнейшем работы выполняют в следующей последовательности: демонтируют узлы, подлежащие замене, производят слесарно-сборочные работы, наплавку деталей и обрабатывают наплавочный слой, производят наладку оборудования, прокручивают узлы с помощью дистанционного источника питания, регулируют узлы и опробуют машинку под напряжением.

При агрегатно-узловом методе ремонта основного оборудования для перевозки тяжеловесных узлов на ремонтные заводы и мастерские необходимо применение транспортных средств грузоподъемностью от 20—30 до 120—200 т. Для этой цели применяют тяжеловесные прицепы 4МЗАП-5203, 4МЗАП-5208, 4МЗАП-5212, транспортируемые при помощи колесных или гусеничных тягачей.

Тяжеловесные экскаваторы (180 т и более) доставляют на завод в разобранном виде по частям на прицепах марки ЗИЛ-810 (2ПН-4), ПАЗ-754В, МАЗ-52078 (2ПН-6), А-741.

Глава VII

ПРОЕКТИРОВАНИЕ КАРЬЕРОВ

§ 1. Организация проектирования горных предприятий

Проект является официальным документом, в котором приводится обоснование технической возможности и экономической целесообразности решения какой либо задачи (в горном деле, например, — строительства и реконструкции шахты или карьера). В про-

цессе проектирования выполняются технические и экономические расчеты, схемы, графики, пояснительные записки, макеты; составляются спецификации, сметы, калькуляции и описания, устанавливающие наилучшие пути решения данной задачи.

Исходными данными для проектирования являются:

задание на проектирование;

геологический отчет по месторождению с протоколом утверждения отчета Государственной комиссией по запасам (ГКЗ).

Задание на проектирование составляется заказчиком (министерством, ведомством, предпринимателем) с участием проектной организации. Заказчик выставляет свои требования к проектируемому объекту, проектная организация обосновывает возможности, пути и средства их выполнения. В задании на проектирование указываются наименование объекта, место строительства, мощность производства, требования к продукции и другие данные и условия строительства.

Геологический отчет по месторождению составляется геологической организацией и содержит: характеристику географических и климатических условий района, оценку его промышленной освоимости, детальную характеристику геологического строения месторождения, данные о качестве полезных ископаемого и сопутствующих полезных и вредных компонентах и др. Эти материалы представляются в отчете в виде описания, таблиц, геологических разрезов, карт изомощности пластов и качества полезного ископаемого, поперечных планов месторождения и т. д.

Проект горного предприятия состоит из следующих частей [49]:

1. Введение и технико-экономическая справка, в которой указываются особенности проекта и основные технико-экономические показатели проекта.

2. Геологическая часть, в которой приводится характеристика района и месторождения, указываются свойства и условия залегания различных видов пород и полезных ископаемых, качество полезного ископаемого, степень разведанности и наличие запасов полезного ископаемого.

3. Горная (технологическая) часть, содержащая обоснование границ и производственной мощности карьера, типа горно-транспортного оборудования для всех технологических процессов; содержание решений вопросов вскрытия, систем разработки, календарного плана, отпадообразования, рекультивации земель и т. д.

4. Горно-механическая часть, содержащая расчет водоотливных, компрессорных, всасывающих и подъемных установок, магистральных конвейеров. Здесь же описана организация ремонтных работ и снабжения запасными частями.

5. Дробильно-обогатительные фабрики и склады. Эта часть включает расчет общегителльных и дробильно-сортировочных установок, перегрузочных бункеров, складов полезного ископаемого.

6. Энергетическая часть, содержащая решения по электро- и теплоснабжению, ДЭП и теплотехническому оборудованию.

7. Строительная часть, содержащая проекты зданий и сооружений на поверхности.

8. Генплан и транспорт. Эта часть включает решения вопросов размещения зданий и сооружений на площадке, трассировки путей сообщения, ЛЭП и различных сетей, вопросов внешнего транспорта. Сюда входит ситуационный план.

9. Экономическая часть, содержащая калькуляцию себестоимости 1 т полезного ископаемого и затрат на 1 м³ вскрыши, расчет штатов трудящихся, производительности труда, прибыли и рентабельности предприятия; обоснование экономической эффективности принятых решений.

10. Сметная часть, включающая сметно-финансовый расчет стоимости строительства проектируемого предприятия и отдельных объектов.

Проектирование осуществляется государственными проектными организациями, которые подразделяются на отраслевые и специализированные. Отраслевая проектная организация, разрабатывающая технологическую часть проекта, как правило, является генеральным проектировщиком, привлекающим в случае необходимости специализированные (субопорядные) проектные организации для выполнения отдельных частей проекта.

В проектных институтах имеются специализированные отделы: геологический, горный, горно-механический, электротехнический, генплана, транспорта и др., выполняющие соответствующие части проекта. В целом за проект отвечает главный инженер проекта. Главный инженер проекта назначается до каждого проектируемого предприятию и руководит проектированием одного или нескольких предприятий. В его обязанности входит: выдача задания отделам и другим организациям, комплексная увязка и назначение сроков выполнения отдельных частей и проекта в целом; принятие окончательных решений по границеделам работам проекта; согласование и защита законченного проекта при его утверждении, сдача заказчику и осуществление авторского надзора за строительством и эксплуатацией предприятия.

После получения задания проектная организация должна приступить к проектированию предприятия. Однако работа над проектом, особенно современного горного предприятия, — трудоемкий процесс, требующий больших затрат средств и времени. Поэтому, чтобы еще раз убедиться в необходимости проектирования данного предприятия, проектная организация составляет технико-экономический доклад (ТЭД) или технико-экономическое обоснование (ТЭО) целесообразности строительства предприятия, в котором делается заключение об экономической целесообразности проектирования. Лишь после такого заключения приступают к проектированию предприятия.

Проектирование горных предприятий осуществляется в две стадии: стадии составления технического проекта и стадии разработки рабочих чертежей.

В задачи технического проекта карьера входят [50]: установление технической возможности и экономической целесообразности его строительства; уточнение производительной мощности, выбор и обоснование основных технологических и конструктивных решений; решение вопросов обеспечения предприятия энергией, водой, топливом; определение места, условий, методов и сроков строительства карьера, вспомогательных сооружений и перерабатывающих предприятий, связности строительства с основными технико-экономическими показателями карьера, а также методов обогащения продукции и ее транспортирования к потребителю; расчеты количества горноотражательного и других видов оборудования.

Рабочие чертежи разрабатываются на основании утвержденного технического проекта. В них уточняются и детализируются проектные решения по отдельным объектам и сооружениям. Рабочие чертежи по горной части включают планы горных работ к моменту пуска карьера в эксплуатацию, к моменту достижения проектной производительности и к окончанию разработки; детальные планы и профили траншей съездов, поступившие планы горных работ с разбивкой объемов работ по годам и т. д. Иногда проектирование карьера осуществляется в одну стадию — составление техникоэкономического проекта (технического проекта, совмещенного с рабочими чертежами).

Полная стоимость строительства карьера определяется сводным сметно-финансовым расчетом на основании объемов работ и потребности в оборудовании, установленных в техническом проекте. Сводный сметно-финансовый расчет после его утверждения является основанием для финансирования строительства.

Методы решения главных вопросов проектирования, оформление проекта, порядок его согласования и утверждения регламентируются специальными инструкциями, нормами и правилами.

§ 2. Понятие о коэффициентах вскрыши

Чтобы добыть 1 т полезного ископаемого, в большинстве случаев необходимо удалить несколько кубических метров пустых пород. Количество вскрышных пород, приходящихся на единицу добываемого полезного ископаемого, называется коэффициентом вскрыши. От величины коэффициента вскрыши зависит величина основных экономических показателей разработки — полная себестоимость добычи полезного ископаемого; с его увеличением себестоимость добычи увеличивается. Поэтому, не проводя экономических расчетов, по величине коэффициента вскрыши можно судить об экономической эффективности различных вариантов месторождений, о целесообразности применения открытого или подземного способа разработки, устанавливать конечную глубину карьера.

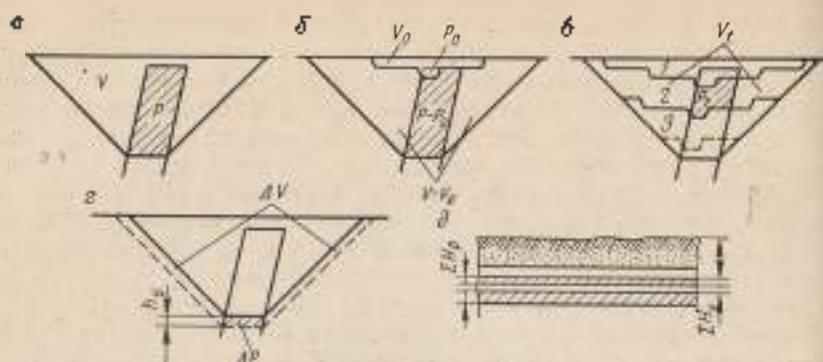


Рис. VII.1. Схемы к определению коэффициента вскрыши

Коэффициент вскрыши определяют по формуле

$$k = \frac{V}{P}, \quad (\text{VII.1})$$

где V , P — соответственно объемы (или количества) вскрышных пород и полезного ископаемого.

Коэффициент вскрыши может иметь размерности: $\text{м}^3/\text{м}^3$; $\text{м}^3/\text{т}$; $\text{т}/\text{т}$; $\text{г}/\text{м}^3$. В практике открытой разработки коэффициент вскрыши чаще всего определяют отношением объема пустых пород к единице массы полезного ископаемого — $\text{м}^3/\text{т}$.

Различают следующие основные коэффициенты вскрыши: средний, среднеэксплуатационный, эксплуатационный, контурный, геологический и др.

Средний коэффициент вскрыши — это отношение объема вскрышных пород в проектных контурах карьера к объему полезного ископаемого в этих же контурах (рис. VII.1, а):

$$k_c = \frac{V}{P}, \quad \text{м}^3/\text{т}, \quad (\text{VII.2})$$

где k_c — средний коэффициент вскрыши; V , P — объемы вскрышных пород и полезного ископаемого в контурах карьера, м^3 .

Перед пуском карьера в эксплуатацию из его контуров извлекают определенную объем пустых пород V_0 и полезного ископаемого P_0 (рис. VII.1, б). Эти работы относят к горно-капитальным и производят обычно за счет капитальных вложений. Оставшийся объем пустых пород и полезного ископаемого извлекают в период эксплуатации карьера.

Среднеэксплуатационный коэффициент вскрыши — отношение общего объема вскрышных пород за вычетом вскрышных пород, извлекаемых за счет капитальных затрат, к

объему полезного ископаемого, извлекаемого за период эксплуатации карьера (после его пуска):

$$k_{\text{с.з.}} = \frac{V - V_0}{P - P_0}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.3})$$

где $k_{\text{с.з.}}$ — среднее эксплуатационный коэффициент вскрыши; V_0 , P_0 — объемы вскрышных пород и шлеса ископаемого, извлекаемых в период строительства карьера (за счет капитальных вложений), м^3 .

Эксплуатационный коэффициент вскрыши (часто его называют текущим) — отношение объема вскрышных пород к объему полезного ископаемого за определенный эксплуатационный период:

$$k_{\text{т}} = \frac{V_t}{P_t}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.4})$$

где V_t , P_t — объемы вскрышных пород и полезного ископаемого, извлекаемые за определенный промежуток времени, м^3 .

Как видно на рис. VII.1, в различные периоды работы эксплуатационный коэффициент вскрыши имеет различную величину. При наращивании горных работ с положения 1 до положения 2 он значительно больше, чем при понижении с положения 2 до 3. Эксплуатационный коэффициент вскрыши рассчитывают за месяц, квартал, год или несколько лет.

Контурный коэффициент вскрыши — отношение приращения объема вскрышных пород к приращению объема полезного ископаемого при увеличении проектной глубины карьера на один уступ (рис. VII.1, а):

$$k_{\text{к}} = \frac{\Delta V}{\Delta P}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.5})$$

где ΔV , ΔP — приращение объемов вскрышных пород и полезного ископаемого при увеличении проектной глубины карьера на величину уступа h_y , м^3 .

Геологический коэффициент вскрыши — отношение мощностей залегающих пустых пород и пропастков к суммарной мощности полезного ископаемого (рис. VII.1, б):

$$k_{\text{г}} = \frac{\sum H_{\text{п}}}{\sum H_{\text{с}}}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.6})$$

где $\sum H_{\text{п}}$ — суммарная мощность залегающих пустых пород и пропастков, м ; $\sum H_{\text{с}}$ — суммарная мощность залежи полезного ископаемого, м .

Перечисленные коэффициенты вскрыши являются теоретическими, т. е. они устанавливаются проектом до отработки карьера. Фактическим коэффициентом вскрыши, т. е. коэффициентом, рас-

считанным на основании уже извлеченных из карьера объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, является текущий коэффициент вскрыши — отношение объема вскрышных пород, извлекаемых за определенный отрезок времени, к объему добытого за этот же период полезного ископаемого. Различают сменный, суточный, месячный, кварталный и годовой текущие коэффициенты вскрыши. При правильной проектировании текущие коэффициенты вскрыши должны быть равны эксплуатационным.

Коэффициент вскрыши во многом определяет величину себестоимости полезного ископаемого. Поэтому его используют в качестве критерия экономической оценки вариантов открытой разработки — наиболее выгодным считают вариант с меньшим коэффициентом вскрыши. Однако коэффициент вскрыши не учитывает качества полезного ископаемого, и часто целесообразный по коэффициенту вскрыши вариант горных работ приводит к выемке худших по качеству сортов руд.

Комплексное влияние объемов вскрышных пород и качества полезного ископаемого на экономичность открытой разработки отражается коэффициентом горной массы. Коэффициент горной массы [16] при открытой добыче бедных железистых кварцитов, являющихся сырьем для производства железорудного кварцита, определяется по формуле

$$m = \frac{1 + \delta k}{\gamma}, \quad \text{т/т}, \quad (\text{VII.7})$$

где $\delta = \frac{C_n}{C_d + C_n}$ — отношение себестоимости вскрышных работ к себестоимости добычи и переработки руды (C_s — себестоимость вскрыши, руб./т; C_x — себестоимость полезного ископаемого без учета вскрышных работ, руб./т; C_n — себестоимость переработки руды до концентрата, руб./т); γ — выход концентрата, доля единицы.

В этом случае коэффициент горной массы показывает, какое количество горной массы (приведенной к руде по стоимости добычи и переработки) извлекается из карьера для производства 1 т железорудного концентрата. За показатель качества руды в коэффициенте горной массы принят выход концентрата, как наиболее полно отражающий совокупность качественных характеристик руды при обогащении.

При добыче товарной руды коэффициент горной массы

$$m = \frac{1 + \delta k}{\alpha}, \quad \text{т/т}, \quad (\text{VII.8})$$

и показывает, какое количество горной массы (приведенной к руде по стоимости разработки) приходится в процессе добычи на 1 т металла в руде. Здесь

$$\delta = \frac{C_x}{C_d},$$

где α — содержание металла в руде, доля единицы.

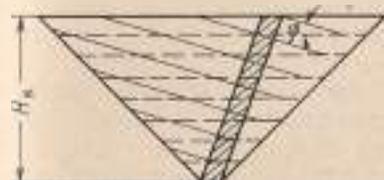


Рис. VII.2. Изменение положений откосов рабочего борта карьера по мере понижения горных работ:

штриховые линии — $\gamma=6^\circ$; сплошные линии — $\gamma=15^\circ$.

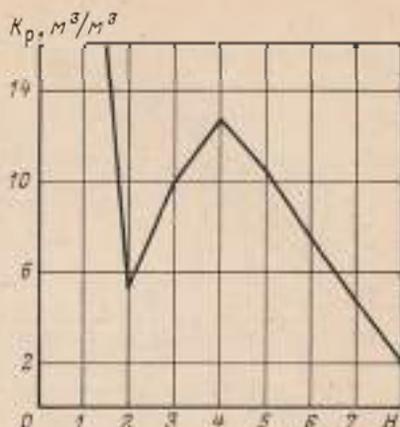


Рис. VII.3. Изменение текущего коэффициента вскрыши K_p по мере понижения горных работ H .

Коэффициент горной массы, так же как и коэффициент вскрыши, может быть средним, средневзвешенными, эксплуатационным (текущим), контурным и др. Для его расчета на любом этапе разработки необходимо принимать соответствующие коэффициенты вскрыши и показатели качества полезного ископаемого. Наиболее выгодным будет вариант с меньшим коэффициентом горной массы.

§ 3. Режим горных работ

Под режимом горных работ понимают порядок выполнения вскрышных и добычных работ в границах карьерного поля за весь срок существования карьера [34].

Проектной практикой установлено, что порядок выполнения горных работ (место начала горных работ, направление углубки карьера и развития горных работ в горизонтальном направлении) оказывает влияние на величину эксплуатационных коэффициентов вскрыши и изменение качества полезного ископаемого и тем самым определяет экономические показатели работы карьера. Поэтому установление рационального режима горных работ является одной из основных задач проектирования.

В процессе отработки карьерного поля положение рабочего борта изменяется. Откос рабочего борта постепенно претерпевает вкис в пределах проектных контуров карьера [4]. Из рис. VII.2 видно, что по мере углубления карьера H_k объемы вскрышных работ увеличиваются и достигают наибольшей величины в момент подхода рабочего борта к верхнему контуру карьера (при опуска-

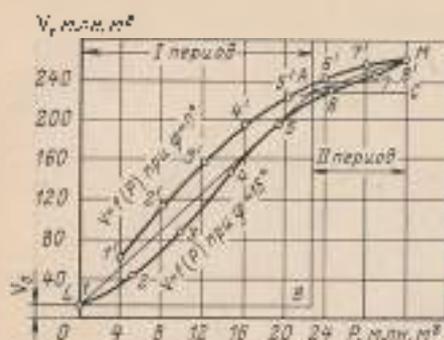


Рис VII.4. График зависимости нарастающих объемов V пустых пород от нарастающих объемов руд P

потребности в рабочей силе, в жилых и бытовых помещениях, в ремонтных мастерских и т. д. Все это ухудшает технико-экономические показатели разработки месторождения и вызывает необходимость регулирования режима горных работ, необходимости ускорения объемов вскрышных и добычных работ. Обычно вариант режима горных работ тем экономичнее, чем больше объемы вскрыши отнесены на поздние периоды.

Для анализа и определения возможной области регулирования объемов горных работ предложен график $V=f(P)$ (рис. VII.4). График строят для двух возможных крайних случаев работы карьера:

1) добычные и вскрышные работы в карьере производятся на максимальном количестве рабочих уступов с сохранением рабочих площадок минимальных размеров. В этом случае угол откоса рабочего борта карьера φ постояен и равен максимально допустимому (по рис. VII.2 $\varphi_{max} = 15^\circ$);

2) добычные и вскрышные работы производятся только на одном рабочем уступе до полной его отработки. Рабочие площадки в этом случае будут максимальной ширины, а угол откоса рабочего борта будет близок к нулю (полезные объемы руд и пустых пород заключены между горизонтальными линиями).

На рис. VII.4 первую случаю работы карьера соответствует нижняя кривая, второй — верхняя; координаты точек 1 и 1', 2 и 2', 3 и 3' и т. д. соответствуют объемам пустых пород и руды, извлеченных из карьера (см. рис. VII.3) к моменту окончания горных работ на горизонтах 1, 2, 3 и т. д.

Если при отработке карьера принять любой из намеченных крайних случаев, придется работать с переменным эксплуатационным коэффициентом вскрыши, что в большинстве случаев нежелательно. Случаи работы с постоянными коэффициентами вскрыши должны быть отражены прямыми, параллельными участки

ния горных работ до четвертого горизонта (см. рис. VII.2). С углублением горных работ ниже этого горизонта объем вскрышных работ сокращается. Объем добычных работ остается постоянным. Коэффициент вскрыши при таком порядке работы будет все время изменяться, и его изменение выразится кривой на рис. VII.3. Колебания объема вскрышных работ приведут к необходимости содержания в карьере и на отвалах несостоятельного количества горнотранспортного оборудования, к колебаниям

кривых графика $V=f(P)$. Так как работа по нижней кривой графика обеспечивает выемку любого количества руды (с начала отработки карьера) с меньшими объемами пустых пород, то линии, усредняющие объемы горных работ, проводят как можно ближе к нижней кривой. В приведенном примере усредняющая линия LA проведена касательной к нижней кривой.

Усредненный коэффициент вскрыши первого периода эксплуатации карьера определяется как отношение

$$k_1 = \frac{AB}{LB}. \quad (VII.9)$$

Усредненный коэффициент вскрыши второго периода эксплуатации карьера определяется как отношение

$$k_2 = \frac{MC}{AC}. \quad (VII.10)$$

Прямая, усредняющая коэффициенты вскрыши в первом периоде эксплуатации карьера, отсекает на оси ординат отрезок V_0 , соответствующий объему горно-капитальных работ, — объему пустых пород, извлекаемых до пуска карьера в эксплуатацию.

График $V=f(P)$ позволяет выявить область назначения объема руды и пустых пород, обеспечивает возможность принятия правильного решения по установлению величин усредненных коэффициентов вскрыши и разделения работ карьера на отдельные этапы.

Для составления календарного плана горных работ (плана добычи полезного ископаемого и выемки пустых пород по годам эксплуатации карьера) достаточно по оси абсцисс графика $V=f(P)$ отложить отрезки, по величине соответствующие заданной годовой производительности карьера по руде, а затем по усредняющим прямым определить годовые объемы вскрышных работ на периоды эксплуатации и продолжительность этих периодов. Кроме этого календарный план горных работ служит для определения сроков строительства карьера и освоения его проектной производительности, потребности в основном горнотранспортном оборудовании и объемов горно-капитальных работ.

§ 4. Производственная мощность карьеров

Основным показателем любого предприятия является его производственная мощность. Производственную мощность карьера различают по полезному ископаемому, вскрышке и горной массе.

Производственная мощность карьера по полезному ископаемому (вскрышке, горной массе) — это количество полезного ископаемого (вскрыши, горной массы), добываемого в карьере за единицу времени. Ее измеряют в смену, сутки, месяц и год.

Между производственной мощностью карьера по полезному

ископаемому P_n , вскрыше P_p и горной массе P_r имеется взаимосвязь:

$$P_n = P_p k_p, \text{ м}^3/\text{год}; \quad (\text{VII}, 11)$$

$$P_p = P_n (1 + k_p), \text{ м}^3/\text{год}, \quad (\text{VII}, 12)$$

где k_p — эксплуатационный коэффициент вскрыши (показатель рентабельности работ), $\text{м}^3/\text{м}^3$.

Чаще всего решающим фактором при установлении производительности карьера по полезному ископаемому является потребность народного хозяйства в данном виде полезного ископаемого. Однако и в этом случае проектировщики должны проверить возможность достижения требуемой производительности, т. е. определить максимально достижимую производительность по полезному ископаемому при разработке конкретного месторождения.

Производительная мощность карьера находится в прямой зависимости от интенсивности развития горных работ, которая характеризуется скоростью подвигания фронта работ и скоростью углубления карьера. Причем при разработке пологих и горизонтальных залежей скорость углубления карьера не имеет существенного значения, а производительность карьера определяется скоростью подвигания фронта работ:

$$P_n = P_{ф.н} M L_{ф.н} \eta (1 + \rho), \text{ м}^3/\text{год}, \quad (\text{VII}, 13)$$

где $P_{ф.н}$ — скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому, $\text{м}/\text{год}$; M — мощность пласта полезного ископаемого, м ; $L_{ф.н}$ — общая протяженность рудного фронта работ в карьере, м ; η — коэффициент извлечения полезного ископаемого; ρ — коэффициент разубоживания.

Скорость подвигания фронта работ по полезному ископаемому определяется производительностью выемочно-погрузочного оборудования на добычных уступах $Q_{д.н}$, высотой добычного уступа $h_{у.н}$ и длиной экскаваторного блока $L_{э.н}$:

$$P_{ф.н} = \frac{Q_{д.н}}{L_{э.н} h_{у.н}}, \text{ м}^3/\text{год}. \quad (\text{VII}, 14)$$

Для обеспечения максимальной скорости подвигания фронта работ необходимо использовать максимально возможное количество экскаваторов на горизонте. Минимальная длина экскаваторного блока при железнодорожном транспорте обычно определяется из условия нормального транспортного обслуживания экскаваторов. Как показали исследования Е. Ф. Шешко, на транспортных условиях длина экскаваторного блока не должна быть меньше длины 2,5—3 железнодорожных составов. Из этого условия длина экскаваторного блока при высоте уступа 10—20 м должна быть не меньше 400—500 м.

При работе с автомобильным транспортом минимальная длина экскаваторного блока 150—250 м, а в отдельных случаях и менее.

При разработке крутопадающих залежей производительная мощность карьера по полезному ископаемому определяется по скорости понижения горных работ:

$$P_n = P_s S_n \eta (i + e), \text{ м}^3/\text{год}, \quad (\text{VII.15})$$

где S_n — горизонтальная площадь полезного ископаемого в контактах карьера, м².

Максимальной скоростью понижения будет соответствовать максимальная мощность карьера по полезному ископаемому. При железнодорожном транспорте скорость понижения горных работ обычно составляет 6—15 м/год, при автомобильном — 10—15, в отдельных случаях достигает 30—45 м/год.

Производительная мощность карьера, определенная по возможной интенсивности развития горных работ, обязательно проверяется по пропускной способности капитальных траншей и станций. В них сосредоточены грузовые потоки всего карьера или с большинства рабочих горизонтов. И часто пропускная способность траншей и станций является фактором, сдерживающим увеличение мощности карьера.

При работе карьера с максимальной возможной производительной мощностью запасы полезного ископаемого в запроектированных контурах карьера могут быть отработаны за короткий срок. В этом случае дробильные и обогатительные фабрики, ремонтные мастерские, бытовки и другие промышленные здания и сооружения и дорогостоящее оборудование не успеют себя окупить, физически и морально износиться. Поэтому производительную мощность карьера, определенную по максимальной возможной интенсивности развития горных работ и пропускной способности капитальных траншей и станций, проверяют до нормального срока эксплуатации месторождения.

$$T = \frac{Z}{P_n}, \text{ лет}, \quad (\text{VII.16})$$

где Z — запасы полезного ископаемого, извлекаемые при разработке месторождения, т; P_n — производительная мощность карьера по полезному ископаемому, т/год.

Если определенный по этой формуле срок эксплуатации месторождения не менее нормируемого, производительная мощность карьера является экономически целесообразной.

В рудной промышленности Норвегии технического проектирования в зависимости от производительной мощности определены следующие нормальные сроки эксплуатации карьеров:

Производительная мощность по руде, млн. т/год	Срок службы, лет
До 1—2	15—20
2—5	20—25
5—10	25—35
Более 10	40

В угольной промышленности предусматриваются следующие мощности и сроки службы карьеров:

	Производственная мощность по углю, млн. т/год	Срок службы, лет
Крупные месторождения	10 - 12	35 - 40
Месторождения с ограниченными запасами	3—5	25—30
Месторождения с малыми запасами	1—2	5—10

Производственная мощность карьера оказывает значительное влияние на технико-экономические показатели разработки месторождения: себестоимость добычи руды и выемки пустых пород, удельные капитальные вложения на строительство карьера, производительность труда и др. С увеличением мощности карьера технико-экономические показатели открытой разработки в большинстве случаев улучшаются. Поэтому в открытых способах разработки наблюдается тенденция строительства и эксплуатации все более крупных по мощности карьеров.

§ 5. Граничный коэффициент вскрыши

Полная себестоимость добычи 1 т полезного ископаемого при открытых работах складывается из себестоимости добычи собственно полезного ископаемого и себестоимости выемки пустых пород, удаляемых для добычи единицы полезного ископаемого, т. е. полную себестоимость добычи полезного ископаемого можно представить в виде

$$C = C_d + kC_p, \text{ руб/м}^3, \quad (\text{VII.17})$$

где C_d — себестоимость добычи полезного ископаемого без учета вскрышных работ, руб/м³; C_p — себестоимость вскрыши, руб/м³; k — коэффициент вскрыши, м³/м³.

С увеличением глубины карьера объемы пустых пород, подлежащих перемещению, возрастают быстрее, чем объемы извлекаемого полезного ископаемого. В связи с этим увеличивается затрата на вскрышные работы, в результате этого и полная себестоимость добычи полезного ископаемого. Наступает момент, когда полная себестоимость добычи полезного ископаемого возрастает до допустимого значения $C_{др}$ по условиям экономичности открытых работ. При этом коэффициент вскрыши также возрастает до максимально допустимой, граничной величины:

$$C_{др} = C_d + k_{др}C_p, \text{ руб/м}^3. \quad (\text{VII.18})$$

Граничный (или экономически целесообразный) коэффициент вскрыши — это максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка место-

рождения является целесообразной. Его определяют по формуле

$$k_{гв} = \frac{C_{гв} - C_a}{C_b}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{VII.19})$$

где $C_{гв}$ — предельно допустимая величина полней (с учетом вскрыши) себестоимости добычи полезного ископаемого, руб./м³; C_a — себестоимость добычи полезного ископаемого без учета вскрышных работ, руб./м³; C_b — себестоимость вскрыши, руб./м³.

Как видно из формулы (VII.19), величина граничного коэффициента вскрыши зависит от себестоимости добычи полезного ископаемого и себестоимости выемки пустых пород. При проектировании горнодобывающего предприятия значения этих показателей берут по фактическим данным действующих карьеров, горнотехнические условия которых аналогичны условиям проектируемого.

Некоторые специалисты при расчете себестоимости предлагают учитывать ее увеличение по мере углубления горных работ, объясняя это ростом расстояния транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого и другими причинами, связанными с увеличением глубины разработки. Исследования крупных специалистов [4, 36, 59] показали, что наряду с увеличением глубины разработки, отрицательно связывающейся на экономической деятельности предприятия, происходит непрерывный процесс совершенствования техники и технологии открытых горных работ. Поэтому при проектировании карьеров себестоимости добычи и выемки вскрышных пород с изменением глубины можно считать неизменными.

Таким образом, задача определения граничного коэффициента вскрыши сводится к определению предельно допустимой полной себестоимости добычи полезного ископаемого различными методами.

Определение $k_{гв}$ на основе сравнения открытого и подземного способов разработки месторождений. В основу определения граничного коэффициента вскрыши принимается условие, что предельно допустимая полней (с учетом вскрышных работ) себестоимость добычи полезного ископаемого открытым способом $C_{гв}$ не превосходит себестоимости добычи этого же полезного ископаемого подземным способом C_a , т. е.

$$C_{гв} = C_a. \quad (\text{VII.20})$$

Тогда граничный коэффициент

$$k_{гв} = \frac{C_{гв} - C_a}{C_b}, \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (\text{VII.21})$$

Это выражение широко используется при проектировании, однако оно применимо лишь при условии, что при подземном и открытом способах разработки добывается полезное ископаемое одинакового качества. В противном случае граничный коэффи-

ент вскрыши определяют по себестоимости концентрата, а не по себестоимости руд.

Величина себестоимости концентрата из руд, добытых подземным способом, является предельно допустимой для себестоимости концентрата из руд, добытых открытым способом, т. е.

$$C_{к.о} = C_{к.п} \quad (\text{VII.22})$$

или

$$\frac{1}{i_0} (C_{пер.о} + C_x + k_{гр} C_0) = \frac{1}{i_p} (C_{пер.п} + C_0), \quad (\text{VII.23})$$

где i_0 , i_p — выход концентрата из руд, добытых открытым и подземным способами, доли единицы; $C_{пер.п}$, $C_{пер.о}$ — себестоимость переработки в концентрат руд, добытых открытым и подземным способами, руб./м³.

С учетом сказанного граничный коэффициент вскрыши

$$k_{гр} = \frac{i_0 (C_{пер.п} + C_0) - (C_{пер.о} + C_x)}{C_0}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.24})$$

Определение $k_{гр}$ на основе оптовой цены на полезное ископаемое и продукты его переработки. Иногда затруднительно определить граничный коэффициент вскрыши на основе сравнения показателей открытой и подземной добычи (например, для месторождений гранита, мрамора, известняка и др.), разрабатываемых только открытым способом. Тогда для этой цели используют оптовую государственную цену U_0 на полезное ископаемое. В этом случае граничный коэффициент

$$k_{гр} = \frac{U_0 - C_x}{C_0}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.25})$$

Если полезное ископаемое является лишь сырьем для производства товарной продукции и не имеет государственной цены (например, бедные железистые кварциты, перерабатываемые в железорудный концентрат), то для определения граничного коэффициента вскрыши используют цену концентрата $U_{к.п}$. Тогда

$$k_{гр} = \frac{U_{к.п} i_0 - (C_{гр} + C_{пер.о}) - C_x}{C_0}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.26})$$

где $C_{гр}$ — затраты на транспортирование 1 м³ полезного ископаемого от карьера до обогатительной фабрики, руб.

Если пользоваться формулами (VII.25) и (VII.26) и принимать глубину карьера за крайним значением $k_{гр}$, то себестоимость продукции предприятия будет равна ее оптовой цене. Для повышения рентабельности предприятия необходимо, чтобы себестоимость товарной продукции была меньше оптовой цены на нее.

При комплексном освоении месторождения некоторые виды вмещающих вскрышных пород могут быть использованы для раз-

личных нужд народного хозяйства. За счет их продажи предприятие получит дополнительную прибыль и может пойти на увеличение объемов вскрышных работ (на увеличение конечной глубины карьера) без ухудшения в целом по карьере экономических показателей. В этом случае граничный коэффициент вскрыши определают по формуле

$$k_{гв} = \frac{C_{пр} - C_0 + U_n k_n}{C_0}, \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (\text{VII.27})$$

где U_n — оптовая государственная цена на допустимо добываемое количество допустимого ископаемого, руб./м³; k_n — коэффициент, показывающий, какое количество допустимого ископаемого в среднем по карьере извлекается при добыче 1 м³ основного полезного ископаемого, м³/м³.

При проектировании границ карьера обязательно должна анализироваться возможность их расширения за счет комплексного использования всех полученных ископаемых месторождений.

§ 6. Принципы и методы определения границ карьеров

Конечные контуры карьера могут определяться сравнением граничного коэффициента вскрыши с контурным, средним и эксплуатационным.

При определении глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши экономически целесообразной считают ту глубину, при которой контурный коэффициент вскрыши равен граничному ($k_c = k_{гв}$). При этом затраты на добычу полезного ископаемого открытым и подземным способами на конечной контуре карьера

$$C_d + k_{гв} C_0 = C_0 + k_c C_0, \quad (\text{VII.28})$$

Этот принцип чаще всего применяют при определении границы открытых и подземных работ.

При определении конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши ее величина будет такой, при которой средний коэффициент вскрыши равен граничному ($k_c = k_{гв}$). В этом случае средняя себестоимость полезного ископаемого в контурах карьера будет соответствовать предельно допустимой.

Принцип определения конечной глубины карьера по среднему коэффициенту вскрыши применяют в том случае, когда вследствие небольших запасов или горизонтального залегания пласта применительно двух способов разработки исключено и месторождение должно разрабатываться только одним способом — либо подземным, либо открытым [50]. Если средний коэффициент вскрыши меньше или равен граничному, применяют открытый способ разработки месторождения. При этом может быть, что затраты на открытую разработку всего месторождения равны затратам на подземную разработку. Тем не менее необходимо принять открытый спо-

соб добычи, при которой создаются более безопасные и лучшие санитарно-гигиенические условия труда.

При определении конечной глубины карьера по эксплуатационному (текущему) коэффициенту вскрыши экономически выгодной глубиной считается такая, при которой эксплуатационный коэффициент вскрыши равен граничному ($K_{\text{т}} = K_{\text{г}}$). Эксплуатационный коэффициент вскрыши изменяется с глубиной разработки, и при расчетах контуров карьера ориентируются на наибольший эксплуатационный коэффициент вскрыши. Обычно максимальный величинам он достигает в период подхода рабочих бортов к проектным контурам карьера по поверхности. Именно в период работы с наибольшим эксплуатационным коэффициентом вскрыши способность добычи полезного ископаемого возрастает до предельно допустимой величины. В остальные периоды она будет меньше.

Порядок определения конечных контуров карьера следующий:

1) на основании физико-механических свойств и строения вмещающих пород принимают углы покатания бортов карьера по условиям устойчивости;

2) проверяют величину углов по условию размещения транспортно-площадок в зависимости от способа вскрытия;

3) определяют граничный коэффициент вскрыши;

4) принимают принцип и метод определения конечной глубины;

5) определяют глубину карьера, устанавливая от его границ по поверхности.

Имеется несколько методов определения конечных контуров карьера. Основные из них — метод вариантов, аналитический и графический методы — расчетным на поперечном сечении по месторождению.

Метод вариантов. При сложных элементах залегания месторождения, а также в тех случаях, когда требуется большая точность расчетов для определения конечной глубины карьера, пользуются методом сравнения вариантов.

Определение конечных контуров карьера по этому методу состоит в следующем.

На поперечном сечении по месторождению (рис. VII.5) вычерчивают контуры карьера для ряда вариантов глубины (для каждого горизонта или через несколько горизонтов). Для каждого контура, т. е. для каждого принятого варианта глубины карьера, определяют запасы полезного ископаемого, объем вскрыши и коэффициент вскрыши. Путем сравнения значений коэффициентов вскрыши по вариантам с граничным коэффициентом вскрыши определяют конечную глубину карьера на данном поперечном сечении.

Запасы полезного ископаемого и объемы вскрыши определяют как площади, с помощью планиметра. Коэффициенты вскрыши могут быть выражены как средние, контурные или эксплуатационные в зависимости от применяемого расчетного принципа определения конечной глубины карьера.

Рис. VII.5. Схема к определению конечной глубины карьера методом параболы.

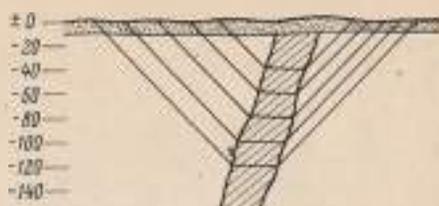
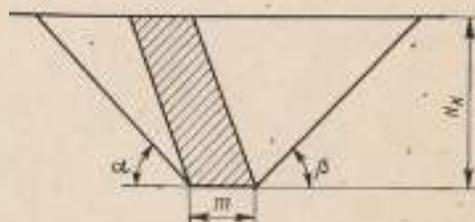


Рис. VII.6. Схема к определению конечной глубины карьера аналитическим способом.



Аналитический метод является удобным для практического применения, так как позволяет быстро найти конечную глубину карьера. В этом случае применительно к заданным условиям выводятся несложные формулы контурного, среднего или эксплуатационного коэффициента вскрыши. Так, для месторождения, представленного на рис. VII.6, средний коэффициент вскрыши определяется по формуле

$$k_c = \frac{(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) H_k}{2m}, \quad (\text{VII.29})$$

где α и β — углы откосов бортов карьера лежачего и висячего боков, градус; H_k — конечная глубина карьера, м; m — горизонтальная мощность залежи, м.

Применив расчетный принцип $k_{rp} = k_c$, получим

$$k_{rp} = \frac{(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta) H_k}{2m}. \quad (\text{VII.30})$$

Из этого уравнения находим значение конечной глубины карьера

$$H_k = \frac{2k_{rp}m}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м.} \quad (\text{VII.31})$$

Исходя из принципа $k_{rp} \geq k_c$, для определения конечной глубины карьера И. И. Горюцкий и Б. И. Боголюбов предложили формулу

$$H_k = \frac{k_{rp}m}{\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta}, \text{ м.} \quad (\text{VII.32})$$

В практике проектирования эта формула получила широкое применение.

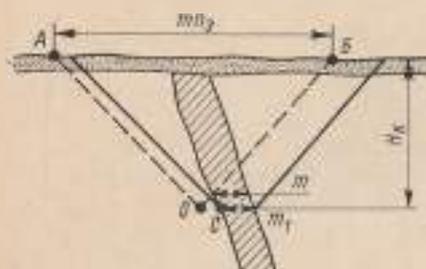


Рис. VII.7. Определение конечной глубины карьера по графическому методу В. В. Ржевского

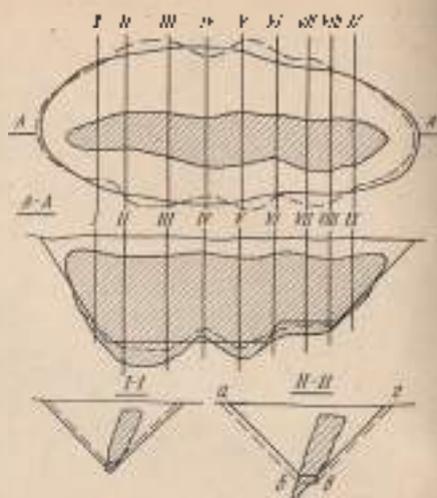


Рис. VII.8. Схема к определению конечных контуров карьера

При сложных элементах залежи месторождения точность расчетов по аналитическому методу недостаточна. Поэтому им пользуются лишь для предварительного определения глубины открытых работ.

Графический метод. Конечную глубину открытых работ можно находить путем графических построений по упрощенному графическому методу В. В. Ржевского (принимая $k_{r, \beta} \approx k_k$).

В наиболее простом виде этот метод состоит в следующем (рис. VII.7). Измеряют горизонтальную мощность залежи m на ориентировочно возможной конечной глубине карьера. От какой-либо произвольно выбранной точки A на поверхности откладывают отрезок AB в том же масштабе, в котором измерена горизонтальная мощность. Величина AB должна отвечать условию

$$AB = m k_{r, \beta} \quad (\text{VII.33})$$

Из точек A и B проводят наклонные линии под углами погружения лежачего α и висячего β бортов карьера. Точка пересечения этих линий O соответствует конечной глубине карьера. Высотное положение этой точки переносится на лежачий бок залежи (точка C), и затем вычерчивается фактическое положение дна карьера и его бортов. Если на уровне точки O горизонтальная мощность залежи m отличается от принятой ранее m , то расчет уточняют повторным построением, принимая отрезок AB равным $m k_{r, \beta}$.

Для определения конечных контуров всего карьера строят ряд поперечных и продольных сечений, достаточно полно характеризующих месторождение (рис. VII.8). На сечениях указывают релье-

еф поверхности, конфигурацию залежей, вмещающие породы и другие элементы месторождения, которые учитывают при проектировании. Количество сечений зависит от сложности залегающих месторождения и от необходимой точности расчета.

На каждом поперечном сечении (например, II - II) определяют предельную глубину карьера, пользуясь одним из методов, рассмотренных выше. Значения предельной глубины карьера, полученные на поперечных сечениях (контуры на поперечном сечении *а-а'*), переносят на план и продольные сечения (штриховые линии). Конечная глубина карьера для различных геологических профилей обычно различна, поэтому расчетный продольный профиль карьера имеет сложную ступенчатую форму, которая непосредственно по условию вскрытия рабочих горизонтов. Профиль карьера должен быть несколько выровнен в соответствии с условием транспортный следов (сложные линии на рис. VII А). При выравнивании заносы, прорезаемые к расчетному контуру, должны быть равны заносам, которые отсекаются от него.

Особенности определения границ карьера для отработки горизонтальных залежей. Необходости в определении конечной глубины карьера для отработки горизонтально залегающих месторождений обычно нет, так как при этом конечная глубина карьера соответствует отметке почвы пласта. В таких случаях необходимо установить эквивалентность прихлестки открытых работ, которая для горизонтально залегающих пластов выражается условием

$$k_c \leq k_p \quad (VII.34)$$

Если площадь карьера относительно велика и можно не учитывать разнос бортов карьера, то средний коэффициент вскрыши

$$k_c = \frac{H_n}{H_{n,в}}, \text{ м}^2/\text{м}^3, \quad (VII.35)$$

где H_n — мощность вскрыши, м; $H_{n,в}$ — мощность полезного ископаемого, м.

В этом случае средний коэффициент вскрыши геологическому k_c и условию (VII.35) можно записать в виде

$$k_c \leq k_p \quad (VII.36)$$

Глава VIII

ТРАНШЕИ И СПОСОБЫ ИХ ПРОВЕДЕНИЯ

§ 1. Назначение и параметры траншей

Траншеями называются открытые горные выработки трапециевидного сечения и значительной длины. По бокам траншеи ограничены бортами, а снизу — поддошью (рис. VIII.1, а). Тран-

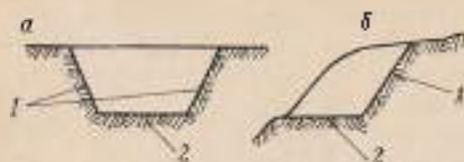


Рис. VIII 1. Формы поперечного сечения траншеи и плутраншеи

1 — борт, 2 — дно траншеи

шен, расположенные на кологоре, имеют только один борт и характеризуются полутраншеями (рис. VIII 1, б).

По назначению различают капитальные (въездные), разрезные и специальные траншеи.

Капитальные траншеи (табл. VIII 1) предназначены для создания транспортной связи между уступами карьера и поверхностью. Они имеют значительный уклон и обычно служат в течение всего срока существования карьера. В этих траншеях размещают железнодорожные пути, автомобильные дороги или стационарные транспортные установки.

Основными параметрами капитальной траншеи являются ее продольный уклон, длина, ширина внизу, углы откосов бортов и обвех.

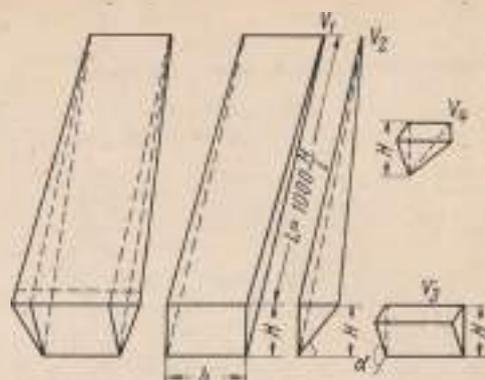
Продольный уклон капитальной траншеи зависит от вида применяемого транспорта. По величине уклона траншеи подразделяют на наклонные и крутые. Наклонные траншеи имеют уклон до 40—120‰ и предназначены для железнодорожного и автомобильного транспорта. Уклон крутых траншей может достигать 18—45°.

Таблица VIII 1

Виды капитальных траншей (по Е. Ф. Шенюв)

Признаки различия	Особенные особенности	24-метровые траншеи
Расположение траншей относительно каменного контура карьера	Вне контура карьера Внутри контура карьера	Внешние Внутренние
Число уступов, обслуживаемых системой траншей	Один уступ Несколько (группа) уступов Все уступы карьера до конечной глубины	Отдельные Групповые Общие
Основное назначение траншей	Для движения служебных и дорожных поездов (матричных движение для горста) Для движения только грузовых (включая дорожных поездов) (штыковые движение транспорта)	Общарные Парные
Стационарность траншей	Постоянное расположение по контуру или на бортах в конечном положении Временное расположение по контуру или на бортах в конечном положении	Стационарные Сквозные (временные)

Рис. VIII.2. Схема к расчету объема единичной капитальной траншеи



Они предназначены для конвейерных установок или канатных подъемников. Длина капитальной траншеи L определяется ее конечной глубиной и величиной продольного уклона:

$$L = 1000 \frac{H}{i}, \text{ м.} \quad (\text{VIII.1})$$

где H — конечная глубина траншеи, м; i — величина продольного уклона, ‰.

Ширину траншей внизу устанавливают в зависимости от вида транспорта и числа путей или полос движения, а также от параметров прехлещевого оборудования и способа проходки.

Углы откоса бортов капитальных траншей принимают в зависимости от срока службы траншей и свойств пород. Борт траншей с длительным сроком службы должен обладать долговременной устойчивостью, угол откоса его в мягких, плотных и полускальных породах принимается не больше величины угла естественного откоса, а в скальных породах — до $50-65^\circ$.

Объем отдельной капитальной траншеи при ровной поверхности определяется как сумма объемов составляющих ее правильных геометрических фигур: призм и пирамид различной величины (рис. VIII.2).

$$V = V_1 + 2V_2 + V_3 + 2V_4, \text{ м}^3. \quad (\text{VIII.2})$$

Как видно из рис. VIII.2, объемы V_3 и V_4 существенно малы и их можно пренебречь. Тогда

$$V = V_1 + 2V_2, \text{ м}^3. \quad (\text{VIII.3})$$

где

$$V_1 = \frac{1}{2} Hb \cdot 1000 \frac{H}{i} = \frac{1000bH^2}{2i}, \text{ м}^3;$$

$$V_2 = \frac{1}{3} \frac{H^2}{2ig\alpha} 1000 \frac{H}{i} = \frac{1000H^3}{6ig\alpha}, \text{ м}^3.$$

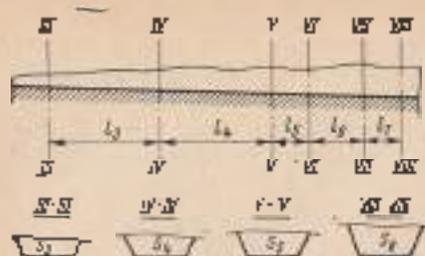


Рис. VIII.3. Схема и определение объема траншеи по методу вертикальных параллельных сечений: III—III, IV—IV, ..., VIII—VIII — линии сечений

После подстановки в выражение (VIII.3) значений V_1 и V_2 и соответствующих преобразований объем капитальной траншеи

$$V = 1000 \frac{H^2}{i} \left(\frac{b}{2} + 31g\alpha \right), \text{ м}^3, \quad (\text{VIII.4})$$

где b — ширина траншеи внизу, м; α — угол откоса бортов траншеи, градус.

Аналогичным образом определяется и объем полутраншеи

$$V' = 1000 \frac{H^2}{i} \left(h - \frac{\psi b}{3} \right), \text{ м}^3, \quad (\text{VIII.5})$$

$$\psi = \frac{1}{\text{ctg } \beta - \text{ctg } \alpha}$$

где h — разность высотных отметок начала и конца полутраншеи, м; β — ширина полутраншеи поверху, м; β — угол откоса косогора, градус.

При неровной поверхности местности объем траншеи определяют по методу вертикальных параллельных сечений. Для этого строят ряд поперечных сечений по длине траншеи (рис. VIII.3), с помощью планиметра определяют площади этих сечений и подсчитывают объем траншеи как сумму объемов составляющих ее отдельных блоков:

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} l_1 + \frac{S_2 + S_3}{2} l_2 + \dots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} l_n, \text{ м}^3, \quad (\text{VIII.6})$$

где $S_1, S_2, S_3, \dots, S_n$ — площади поперечных сечений траншеи, м^2 ; $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ — расстояния между отдельными поперечными сечениями, м.

Точность подсчетов объемов по этому методу тем больше, чем меньше расстояние между поперечными сечениями. Поэтому при сложном рельефе местности число поперечных сечений увеличивают.

Оба борта внешних капитальных траншей имеют постоянное положение. При расположении капитальной траншеи внутри карьера один ее борт имеет постоянное положение, а другой отрабатывается и траншея приобретает форму съезда.

Разрезные траншеи являются продолжением капитальных траншей. Их проводят на каждом горизонте для создания первоначального фронта работ на уступе. После проведения разрезной траншеи один или оба ее борта разрабатывают и по мере развития горных работ на уступе разрезная траншея как горная выработка перестает существовать.

Разрезные траншеи проводят горизонтально или с небольшим уклоном (3—5%) для стока воды. Глубина разрезной траншеи равна высоте подготавливаемого уступа, длина ее зависит от длины фронта работ на уступе, а ширина внизу определяется параметрами проходческого оборудования и способом проходки. Углы откосов бортов разрезной траншеи зависят от крепости пород и обычно принимаются равными углам откосов рабочих уступов. Борта разрезной траншеи, проходящему по конечным контурам карьера, придают угол откоса, обеспечивающий долговременную устойчивость.

Объем горизонтальной разрезной траншеи определяют как объем призматической призмы, в основании которой лежит траншея:

$$V_p = (b + H \operatorname{ctg} \alpha) HL, \text{ м}^3, \quad (\text{VIII.7})$$

где L — длина траншеи, м.

Специальные траншеи предназначены для водоотлива и дренажа, доставки в карьер оборудования и материалов. Размеры поперечного сечения специальных траншей зависят от назначения и горнотехнических условий их проведения.

Способы проведения траншей разнообразны и зависят главным образом от свойств пород, способа перемещения породы в отвал, типа и параметров проходческого оборудования, формы и размеров поперечного сечения траншей. Основным признаком, определяющим эффективность принятого способа проведения траншей, является способ перемещения породы в отвал. В соответствии с этим различают следующие способы проведения траншей: бестранспортные, транспортные, комбинированные и специальные.

§ 2. Бестранспортные способы проведения траншей

Бестранспортные способы проведения траншей применяют в тех случаях, когда один или оба борта траншеи в дальнейшем не будут разрабатываться, достаточно устойчивы и имеется возможность расположить на них породу, вынимаемую экскаваторами при проходке траншей.

Благодаря высокой производительности экскаваторов, разгружающих породу непосредственно в отвал, при бестранспортных способах достигается наиболее высокая скорость проведения траншей и низкая стоимость проходческих работ. Коэффициент использования экскаваторов при этом достигает 0,85—0,90, а то

ремя как при транспортных способах он обычно снижается до 0,35—0,40.

Бестранспортные способы проведения траншей различают по типу экскаваторов, их расположению относительно забоя и способу экскавации. Наиболее часто для проведения траншей используют драглайны, режущие-механические лопаты с увеличенными рабочими параметрами и многоковшовые экскаваторы. Драглайны и многоковшовые экскаваторы применяют в мягких породах, механические лопаты — в скальных. В отдельных случаях, при емкости ковша более 3—4 м³, возможна проходка траншей драглайнами в плотных глинистых или полускальных породах, разрабатываемых с применением буровзрывных работ.

Бестранспортную схему проведения траншей драглайном с размещением породы на обоих бортах широко применяют в период строительства карьеров при проведении внешних капитальных траншей, расположенных за пределами карьерного поля.

Размеры поперечного сечения траншеи при этом способе проходки зависят от рабочих параметров экскаватора, его расположения относительно оси траншеи и физико-механических свойств породы.

При приближенной схеме экскаватора по оси траншеи (рис. VIII.4) ее размеры определяют из условий равенства объемов породы, вынимаемой из траншеи, и возможных объемов отвалов на бортах.

$$V_{тк} k_p \leq 2V_n \quad (\text{VIII.5})$$

где $V_{тк}$ — объем породы, вынимаемой из траншеи, м³; k_p — коэффициент разрыхления породы; V_n — объем породы, который можно разместить на одном борту траншеи, м³.

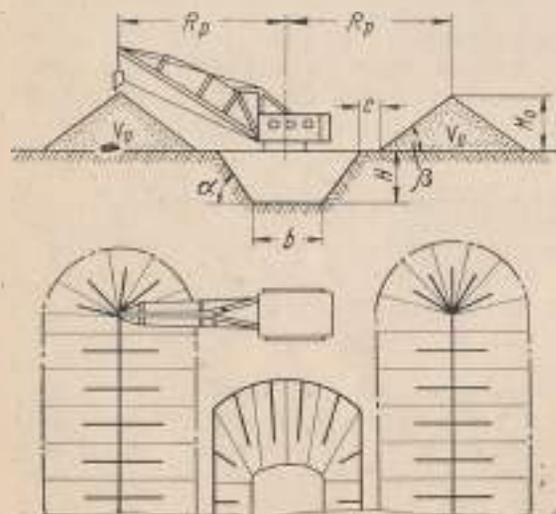


Рис. VIII.4. Схема проведения траншей драглайном с размещением породы на обоих бортах.

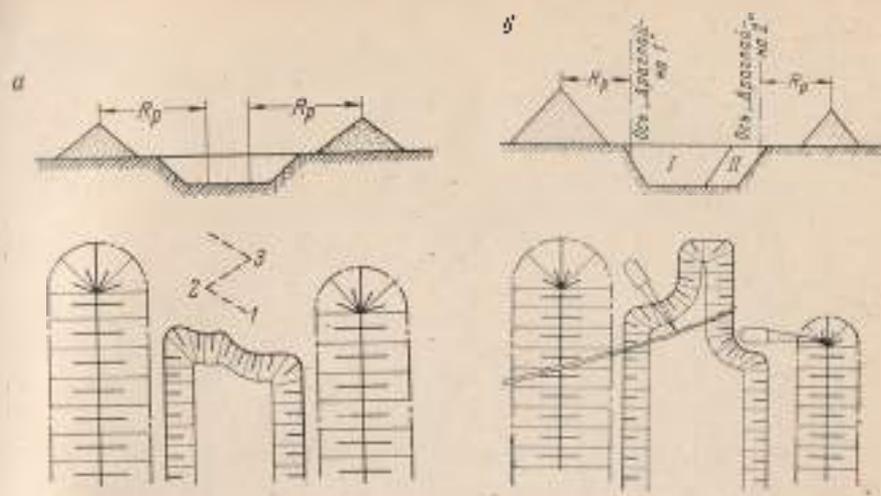


Рис. VIII.5. Схемы проведения траншей при зигзагообразной работе драглайна и за два хода

При этом необходимо, чтобы глубина траншей не превышала глубину черпания экскаватора ($H \leq H_0$), а высота отвала не превышала высоту разгрузки экскаватора ($H_c \leq H_p$).

Расстояние от оси траншеи до центра не должно превышать радиуса разгрузки экскаватора, т. е.

$$R_p \geq \frac{b}{2} + H \operatorname{ctg} \alpha + c + H_0 \operatorname{ctg} \beta. \quad (\text{VIII.9})$$

Если необходимо увеличить ширину траншей, то применяют зигзагообразный ход шагающего драглайна вдоль продольной оси траншей (рис. VIII.5, в). Из положения 1 (3) экскаватор отрабатывает правую часть забоя, из положения 2 — левую часть забоя траншей. В том и другом положении экскаватор смещен относительно оси траншеи, благодаря чему он может перевести породу от центра траншей на расстояние большее, чем радиус разгрузки.

Более широкие траншеи проводят за два хода. При этом в работе могут находиться одновременно два экскаватора (рис. VIII.5, б).

Бесстороннюю схему проведения траншей драглавной с размещением породы на одном борту широко применяют при проходе разрезных и капитальных траншей в период строительства карьера.

Для увеличения ширины траншей или удаления отвалов на большие расстояния от ее бортов драглайн можно сместить к одно-

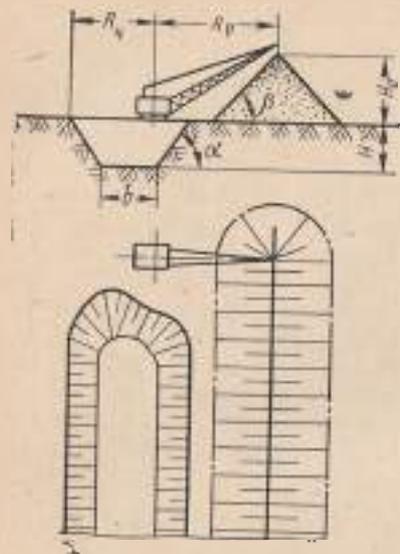


Рис. VIII.6. Схема проведения траншеи драглайном с размещением портала на одном борту

му на бортов траншеи (рис. VIII.6). При этом

$$R_p \geq l + c + H_0 \operatorname{ctg} \beta, \quad (\text{VIII.10})$$

где l — расстояние от оси экскаватора до верхней сровки борта траншеи, определяемое в зависимости от ширины траншеи сверху A и радиуса черпака экскаватора R_0 ($l = A - R_0$).

В свою очередь, $A = b + 2H \operatorname{ctg} \alpha$.

Для проведения более широких траншей применяют схемы с переэкскавацией породы, когда экскаватор при поперечном ходе переэкскавует ранее сложенную в отвал породу на большее расстояние от бортов траншеи и затем вынимает новую заходку, укладывая породу на освобожденное после перелавки место. Объем переэкскавации должен быть таким, чтобы стенка траншеи не была выше, чем при транспортном способе проведения траншеи.

Обычно при таких схемах применяют спаренную рабиту двух драглайнов, один из которых производит выемку породы и укладку ее в первоначальный отвал, а другой — переэкскавацию породы в отвале.

Бестранспортную схему проведения траншеи механической лопатой (рис. VIII.7) из-за малых рабочих параметров экскаваторов применяют сравнительно редко — когда использование драглайнов невозможно. При этой схеме обычно используют механические лопаты с удлиненным рабочим оборудованием.

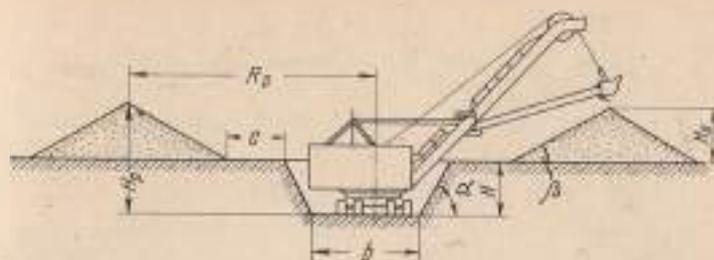


Рис. VIII.7. Бестранспортная схема проведения траншеи механической лопатой

Зависимость размеров поперечного сечения траншеи от рабочих параметров механической лопаты определяется следующими выражениями.

$$\begin{aligned} H_0 &\geq H + H_0; \\ R_p &\geq \frac{b}{2} + H \operatorname{ctg} \alpha + c + H_0 \operatorname{ctg} \beta, \end{aligned} \quad (\text{VIII.11})$$

где H_0 — высота разгрузки экскаватора, м.

Максимальная глубина траншеи при работе экскаватора ЭВГ-4 составляет 6,5 м, высота отвала — до 7 м, а при работе экскаватора ЭВГ-6 — соответственно 11 и 13 м.

Если необходимо провести траншею большего сечения, чем позволяют рабочие параметры механической лопаты, применяют переэкскавацию породы этим же или долговременным экскаватором, а иногда проводят траншею в два или несколько слоев.

Бестранспортную схему проведения полутраншеи осуществляют механическими лопатами, которые переэкскавуют породу под откос кассеты (рис. VIII.8, а). При этом высота отвала породы от уровня установки экскаватора не должна превышать высоту его разгрузки.

При проведении полутраншеи на пологих склонах с уклоном менее 15°, когда оползни исключены, видная полутраншея может быть расширена до величины b за счет вывала (рис. VIII.8, б). Насыпи обычно планируют бульдозером.

Бестранспортные способы проведения траншеи применяют во всех возможных случаях, так как они наиболее производительны и экономичны. Их достоинствами являются простота организации проходческих работ и высокая производительность труда, низкая стоимость работ, возможность проведения траншеи в обводненных породах, высокая производительность экскаваторов и наилучшее их использование, высокая скорость проведения траншеи, возможность одновременной работы несколькими збками, что позволяет значительно сократить сроки проведения траншеи.

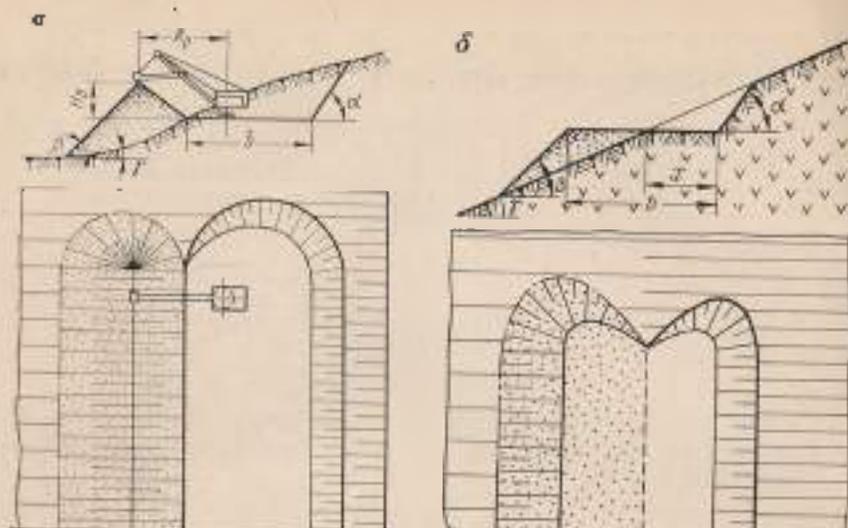


Рис. VIII.8. Бестранспортные схемы проведения полутраншей

§ 3. Транспортные способы проведения траншей

При транспортных способах проведения траншей породу перемещают с помощью железнодорожного, автомобильного, конвейерного или комбинированного транспорта. Выемку породы производят механическими лопатами, реже драглайнами и многоковшовыми экскаваторами сплошным забоем на полное сечение траншеи или послойно, с нижней или верхней погрузкой.

Транспортные способы проведения траншей могут применяться в любых горно-геологических условиях. Однако вследствие необходимости транспортирования породы стоимость проходки траншей при этих способах выше, а производительность экскаваторов ниже по сравнению с бестранспортными способами проведения траншей.

В зависимости от типа применяемых экскаваторов и способа экскавации различают следующие транспортные способы проведения траншей: сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой; сплошным забоем механической лопатой с верхней погрузкой; послойное проведение механической лопатой; сплошным забоем драглайнами и многоковшовыми экскаваторами.

При проведении траншей сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта обычно применяют при разработке горных пород с использованием железнодорожного транспорта и экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием. При этом способе железнодорожные пути располагают на подошве траншеи и доводят их до забоя. Так как экскаватор

в забое траншеи может загружать только один думпкар, состав перед погрузкой расформировывают и подают к экскаватору по одному вагону. Для этого на расстоянии 30—200 м от забоя траншеи устраивают выставочный туннель (рис. VIII.9, а), который служит для размещения груженых думпкаров и формирования их в составы. По мере продвижения экскаватора выставочный туннель переносят ближе к забою траншеи.

Организация работы транспорта при этом способе следующая. Порожний состав подают к экскаватору думпкарами вперед. После загрузки заднего думпкара состав отводят к выставочному туннелю, на котором оставляют груженый вагон. Затем к экскаватору подают следующий думпкар, и операция повторяют. После загрузки последнего думпкара присоединяют груженные вагоны и состав вывозят из траншеи.

По мере продвижения экскаватора в забое траншеи рельсовые пути наращивают отдельными звеньями или отрезками рельсов, которые затем замедляют звеньями. При этом звено собирают заранее вблизи экскаватора, после чего экскаватором укладывают на трассу. Наращивание туннеля в зависимости от скорости проведения траншеи производят через 4—6 смен.

Сложные маневры транспорта в траншее вызывают значительные простои экскаватора в ожидании порожняка, что снижает его производительность по сравнению с работой в боковом забое на 40—50%.

Для уменьшения простоев экскаватора иногда применяют схему проходки с двумя туннелями в забое траншеи (рис. VIII.9, б). В этом случае во время смены думпкаров в одном туннеле экскаватор загружает думпкар, подаваемый в другой туннель. При такой схеме производительность экскаватора несколько повышается, но значительно увеличивается объем путейых и маневровых работ, возрастают ширина траншеи и ее объем.

При необходимости интенсифицировать проходку траншеи применяют спаренную работу двух экскаваторов. Первым забойным экскаватором производят погрузку поролы в последний вагон состава, состоящего из трех—пяти вагонов, а затем складывают по-

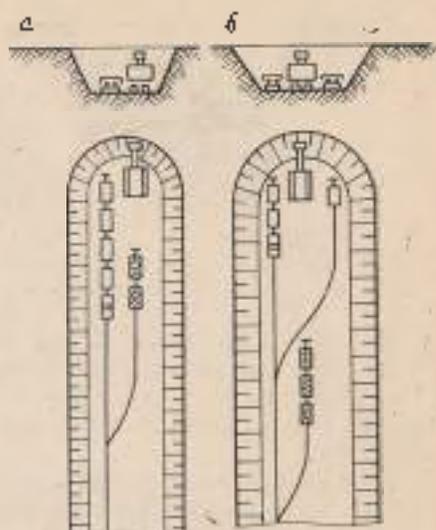


Рис. VIII.9. Схемы проведения траншей сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой при железнодорожном транспорте

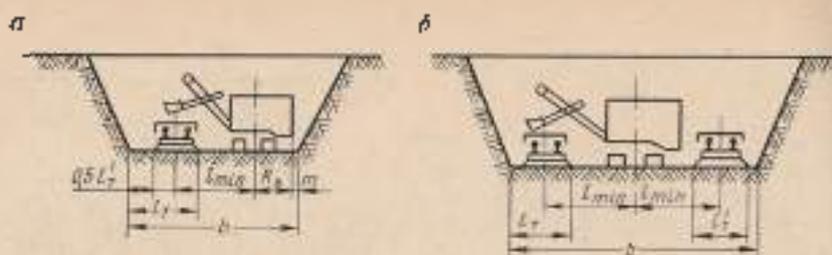


Рис. VIII.13. Схемы и определения ширины траншеи при проделывании сплошной забойки с нижней погрузкой в думпкере

роду и начал работы экскаватора. Вторым экскаватором, черпая породу из впадины загружают сначала первый лагерь состава, а затем остальные. За счет этого значительно повышается скорость проведения траншеи, но параллельно с этим повышается и стоимость проходки.

Для увеличения скорости проведения траншеи ширину ее обычно принимают минимальной из условия размещения проходческого оборудования. Минимальная ширина траншеи понизу при одной погрузочной лунке (рис. VIII.13, а)

$$b_{\min} = R_k + m + l_{\min} + l_r - 0,5l'_r, \text{ м.} \quad (\text{VIII.12})$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; m — минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой борта траншеи (0,4—0,6), м; l_{\min} — минимальное расстояние между осью экскаватора и железнодорожного пути, м; l_r — ширина транспортной полосы (при электрической тяге в нее входит также полоса, отводимая для установки опор контактной сети), м; l'_r — ширина земляного полотна пути, м.

Для экскаваторов типа ЭКГ-4 и стандартных думпкеров $b_{\min} = 18—22$ м. При использовании экскаваторов ЭКГ-6 минимальная ширина траншеи возрастает до 26 м.

При погрузке на два гудька (рис. VI.10, б) минимальная ширина траншеи понизу

$$b_{\min} = 2(l'_{gr} + l_r - 0,5l'_r), \text{ м.} \quad (\text{VIII.13})$$

В этом случае для экскаватора ЭКГ-4 $b_{\min} = 26$ м.

Минимальная ширина траншеи (14—15 м) может быть принята при расхождении погрузочных путей сзади экскаватора. Однако эта схема из-за невозможности полной загрузки даже одного думпера может применяться только в исключительных случаях.

Проведение траншеи сплошным забоем механической лопатой с нижней погрузкой в альпсикосалях позволяет значительно улучшить показатели проходческих работ. Сокращается время простоев экскаваторов в ожидании порожняка, возможно сокращение времени рабочего цикла экскаватора за счет уменьшения угла поворота экскаватора на по-

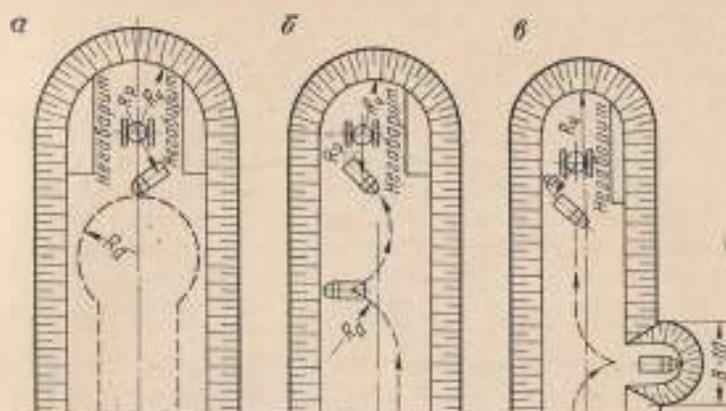


Рис. VIII.11. Схема подачи автосамосвала под погрузку и разгрузку

грузку. Производительность экскаватора в этом случае обычно составляет 80—90% производительности его при работе в боковом забое.

Применение автотранспорта для приведения траншей целесообразно даже тогда, когда он не является основным видом карьерного транспорта. При этом автосамосвалы могут применяться в комбинации с железнодорожными или другими видами транспорта.

При автомобильном транспорте применяют следующие схемы подачи автосамосвалов в забой под погрузку: кольцевую, тупиковую и тупиковую с выездами.

При кольцевой схеме подачи автосамосвалов под погрузку (рис. VIII.11, а) достигается наиболее высокая производительность экскаваторов и автотранспорта, но вместе с этим несколько увеличивается ширина траншей и, следовательно, объем проходческих работ. Минимальная ширина дна траншей при этой схеме

$$b_{\text{min}} = 2(R_0 + 0,5b_0 + \delta), \text{ м.} \quad (\text{VIII.14})$$

где R_0 — минимальный радиус поворота автосамосвала, м; b_0 — ширина кузова автосамосвала, м; δ — минимальный зазор между автосамосвалом и нижней бровкой траншеи (0,4—0,6), м.

При использовании автосамосвалов с минимальным радиусом поворота (11—12 м) ширина траншей под погрузку должна быть не менее 26—27 м.

При тупиковой схеме подачи автосамосвалов под погрузку (рис. VIII.11, б) ширину траншей можно уменьшить. Для автосамосвала с радиусом поворота 11—12 м минимальная ширина дна траншей при тупиковой схеме составляет 20—22 м и определяется по формуле

$$b_{\text{min}} = R_0 + 0,5b_0 + 0,5l_0 + 2\delta, \text{ м.} \quad (\text{VIII.15})$$

где l_0 — длина автосамосвала, м.

При необходимости проведения более узких траншей (15—17 м) в бортах траншей через каждые 50—60 м устраивают пилы для разворота автомашин (рис. VIII П, в). Из-за сложности проходческих работ эту схему применяют в редких случаях.

Производительность экскаватора при кольцевой схеме движения автосамосвалов на 20—50% выше, чем при тупиковой схеме. Поэтому, несмотря на увеличение ширины траншей, скорость проходки ее при кольцевой схеме такая же, как при тупиковой. В связи с этим кольцевая схема наиболее распространена при проходке шурфовых траншей. При тупиковой подаче самосвалов ширина, а следовательно, и объем траншей меньше, чем при кольцевой. Поэтому ее целесообразно применять при проведении шурфовых траншей.

Наиболее высокая производительность экскаваторов и скорость проведения траншей достигаются при двухступенчатой схеме, когда автосамосвалы подаются под погрузку попеременно с одной и другой стороны экскаватора. При этом за время погрузки одного автосамосвала другой устанавливается под погрузку. Однако для обеспечения непрерывности погрузки в работе должно находиться резервное число автосамосвалов, что может привести к повышению общей стоимости проходческих работ.

К основным преимуществам проведения траншей сплошным забоем механических лопатами с нижней погрузкой относят: возможность проведения траншей сразу на полное сечение, что позволяет в отдельных случаях начать вскрышные или добычные работы до окончания проходческих работ; возможность использования экскаваторов с нормальными рабочими параметрами; взаимозаменяемость проходческого и эксплуатационного оборудования.

Недостатками этого способа проведения траншей являются: большой объем маневров и путевых работ при железнодорожном транспорте, что значительно снижает производительность экскаваторов и повышает стоимость проходческих работ, сложность размещения оборудования в траншее и дробления негабаритов.

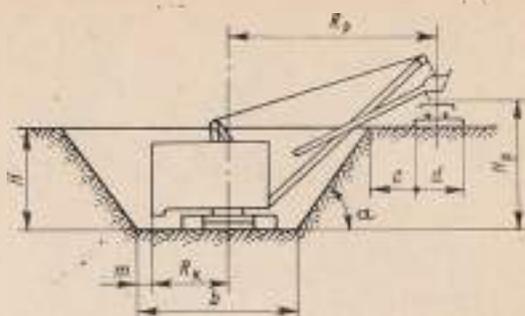
Несмотря на указанные недостатки, этот способ является основным при проведении траншей в скальных породах.

Проведение траншей сплошным забоем механической лопатой с верхней погрузкой (рис. VIII.12) применяется при наличии механических лопат с удлиненным рабочим оборудованием и железнодорожном, реже автомобильном или конвейерном транспорте.

Преимуществом проведения траншей этим способом является нормальное обеспечение экскаватора прокопником, что позволяет значительно повысить его производительность и увеличить скорость проведения траншей. При железнодорожном транспорте этот способ обычно является наиболее рациональным.

Размеры поперечного сечения траншей при верхней погрузке зависят от рабочих параметров экскаваторов, размеров транспортных сосудов и физико-механических свойств пород.

Рис VIII.12. Схема проведения траншеи механической лопатой с верхней разгрузкой



Максимально возможная глубина траншеи H_{max} определяется из условия

$$H_{max} \leq H_{p,max} - h_{т} - h_{з}, \quad (\text{VIII.16})$$

где $H_{p,max}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, м; $h_{т}$ — высота транспортного сосуда от кровли уступа, м; $h_{з}$ — безопасный зазор между открытым дном кошара и верхней кромкой транспортного сосуда (0,4—0,7), м.

Для увеличения высоты разгрузки угол наклона стрелы экскаватора иногда увеличивает до 35—60°.

Максимальная глубина траншей при применении экскаваторов ЭВГ-4 составляет 12 м, при экскаваторах ЭВГ-6 — 18 м.

Наибольшая ширина траншей внизу зависит от величины радиуса вращения экскаватора на уровне стояния R_k и определяется по формуле

$$b_{max} = 2R_{k,y}, \quad (\text{VIII.17})$$

Она составляет 22 м для экскаватора ЭВГ-4 и 27,2 м — для ЭВГ-6.

Наибольшая ширина траншей внизу должна удовлетворять также условию

$$b_{max} \leq 2(R_k - H \operatorname{ctg} \alpha - c - 0,5d), \quad (\text{VIII.18})$$

где R_k — радиус разгрузки при фактической высоте разгрузки, м; H — глубина траншеи, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; c — безопасное расстояние от верхней бровки уступа до транспортной полосы (2,5—3), м; d — ширина транспортной полосы.

Наименьшая ширина траншей внизу зависит от размеров экскаваторов и определяется по формуле

$$b_{min} = 2(R_k + m), \quad (\text{VIII.19})$$

где R_k — радиус вращения кузова экскаватора, м; m — минимальный зазор между кузовом экскаватора и нижней бровкой борта траншеи (0,5—1), м.

Наименьшая ширина траншей внизу для экскаваторов ЭВГ-4 составляет 15—16 м, для ЭВГ-6 — 21—22 м.

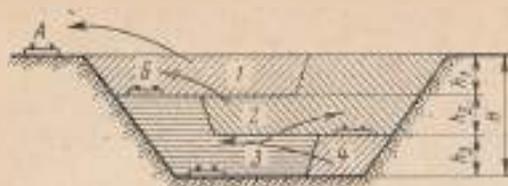


Рис. VIII.13 Схема полойной проходки траншеи

Послойную проходку границ Γ применяют при использовании карьерных механических лопат для верхней погрузки в средства железнодорожного транспорта.

Поперечное сечение траншеи при этом строится по высоте и ширине делая из ряда отдельных заходок, которые последовательно обрабатывает экскаватором (рис. VIII.13). Сначала экскаватор обрабатывает заходку 1, производит погрузку составом, расположенных на пути А. После обработки первой заходки на всю длину траншеи релейный путь переносят из положения А в положение Б на подшвы пробитой заходки, и экскаватор обрабатывает заходку 2. Остальные заходки 3 и 4 обрабатывают аналогично.

При скоростной проходке траншеи одновременно в работе могут находиться несколько экскаваторов, каждый из которых обрабатывает отдельную заходку и производит погрузку на отдельный железнодорожный путь.

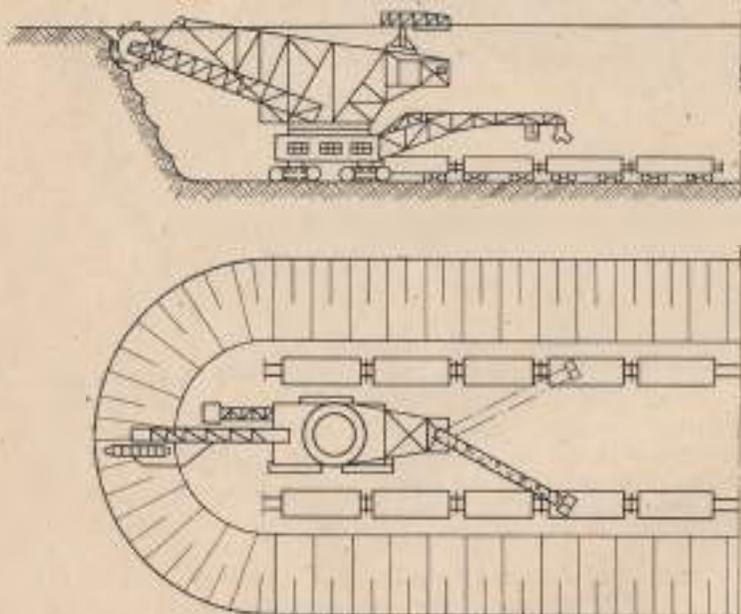


Рис. VIII.14 Схема проведения траншеи лотерной экскаватором с погрузкой в лужарки

Высота каждого слоя h_1, h_2, h_3 определяется рабочими параметрами экскаватора. При железнодорожном транспорте максимальная высота слоя для экскаватора ЭКГ-4 составляет 3—3,2 м, для ЭКГ-8—4,5—4,7 м. Траншеи глубиной 10 м экскаватором ЭКГ-4 обычно проходят в четыре слоя.

При полойной проходке траншей использование экскаваторов во времени приближается к их использованию в боковом забое, значительно повышается скорость проведения траншей. Однако наряду с этим в несколько раз увеличивается объем путевых работ и повышается стоимость проходки траншей.

Проведение траншей сплошным забоем драглайном с погрузкой в средства транспорта обычно применяется в мягких породах, разрабатываемых без применения буровзрывных работ. Драглайны с емкостью ковша 4—6 м³ можно применять также в хорошо разрыхленных взрывом полускальных породах.

Большие по сравнению с механическими лопатами рабочие параметры драглайнов позволяют проводить сплошным забоем траншеи значительной глубины в сухих и обводненных породах без предварительного их осушения. Недостатком этого способа проведения траншей является увеличение продолжительности рабочего цикла экскаватора из-за необходимости наводки ковша над транспортным сосудом.

Траншею проводят торцовым, реже боковым забоем. Преимуществом торцового забоя является большая ширина траншеи (до $0,8 R_{\text{макс}}$), меньший угол поворота экскаватора при разгрузке, возможность проведения траншей с крутыми откосами их бортов. При работе боковым забоем породу можно перемещать на большее расстояние от оси траншеи.

При автомобильном транспорте автосамосвалы можно подвезать под погрузку не на уровень стояния драглайна, а по подложке траншеи, что позволяет значительно сократить продолжительность рабочего цикла.

Проведение траншей многоковшовыми экскаваторами применяют в мягких породах на тех карьерах, где эти экскаваторы являются основным вскрытым или добычным оборудованием.

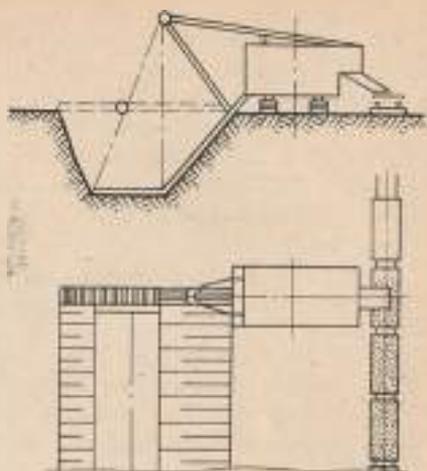


рис. 11.10 Схема проведения траншеи сплошным экскаватором с боковым черпанием с погрузкой и разгрузкой

Для проведения траншей обычно используют роторные экскаваторы (рис. VIII.14), реже — цепные на гусеничном ходу с нижним черпаком (рис. VIII.15).

При проходке траншей цепочковыми экскаваторами вращают грузы и думпкеры или на ленточные конвейеры. В отдельных случаях используют консольные отвалообразователи или транспортно-отвалыные мосты.

§ 4. Комбинированные и специальные способы проведения траншей

Комбинированный способ проведения траншей обычно применяют при использовании наиболее эффективного бестранспортного способа, когда рабочие параметры экскаваторов недостаточны для проведения траншей сплошным забросом. В этом случае часть траншеи проходит бестранспортным способом, а другую часть — с погрузкой в транспортные средства.

Комбинированный способ весьма разнообразен по различным сочетаниям вариантов проведения траншей. Одним из наиболее распространенных является вариант с опережающей разработкой части траншеи драглайном по бестранспортному способу, а оставшейся части траншеи — механической лопатой с погрузкой в железнодорожные составы, расположенные на дне траншеи (рис. VIII.16).

К специальным способам проведения траншей относят способы с применением гидромеханизации, катковых скреперов и взрывов на выброс или сброс.

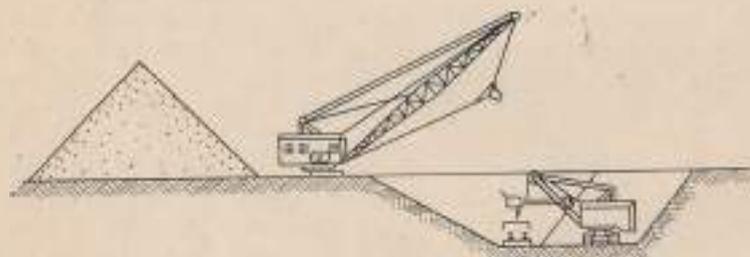


Рис. VIII.16. Схема комбинированного способа проведения траншеи драглайном и механической лопатой

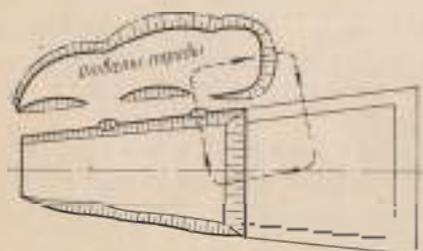


Рис. VIII.17. Схема проведения капитальной траншеи скреперами

Гидромеханизацию применяют на мягких легко разбиваемых породах при наличии достаточного количества воды. Сначала для нее трамшей обычно с помощью одноконных экскаваторов создают котлован размером не менее 8×10 м, в котором размещают средства гидромеханизации для дальнейшего проведения трамшей до проектного сечения.

Проведение трамшей доесными скреперами (рис. VIII.17) возможно в мягких осевших породах при расстоянии транспортировки до 300—500 м при использовании в качестве тягачей тракторов и до 1000—1500 м — скоростных пневмоколесных тягачей.

Взрывной способ проведения трамшей применим для сокращения времени при выполнении работ (по сравнению с экскаваторными работами срок проходки трамшей сокращается в 3—4 раза) в угловых, допускующих производство массовых зарядов на выброс или сброс. При этом способе на трассе трамшей производят массовые направленные заряды с разложением породы на обоих или одном борту трамшей. Заряды ВВ при таких взрывах размещают в подземных камерах, пройденных из шурфов или штател. Достоинством взрывного способа проведения трамшей является высокая производительность труда; недостатком — большой расход ВВ и высокая стоимость проведения.

Глава IX

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

§ 1. Классификация способов вскрытия

Вскрытие месторождения заключается в обеспечении транспортной связи рабочих горизонтов карьера с поверхностью путем проведения специальных горных выработок.

Вскрытиями выработками могут быть трамшеи, шахты, штателы.

Выбор способа вскрытия является важнейшей частью проектирования открытых разработок, во многом определяющей технико-экономические показатели работы горного предприятия.

При выборе способа вскрытия учитывают рельеф поверхности, элементы залегания месторождения, инженерно-геологические и горнотехнические условия.

Рельеф поверхности в районе залегания месторождения оказывает существенное влияние на размещение поверхностных сооружений, расположение вскрывающих выработок и направление транспортных коммуникаций. При выборе транспортных доступов к полезному ископаемому стремятся проводить капитальные трамшеи по пониженным участкам поверхности с целью уменьшения объема земляных работ при их проведении. Месторождения

нагорного типа обычно вскрывают полутраншеями; вешенке отвалы могут быть расположены ниже рабочих горизонтов, что позволяет иметь уклоны в сторону отвалов. В этом случае работа транспорта будет эффективнее.

Элементы залегания месторождения, особенно глубина, угол падения и форма залежи, оказывают решающее влияние на способ вскрытия. Горизонтальные и пологие пласты с неглубоким залеганием обычно вскрывают траншеями, размещаемыми за пределами контура карьера, тогда как наклонные и крутые залежи полезного ископаемого с большой глубиной залегания вскрывают траншеями, расположенными по возможности в пределах карьерного поля.

Инженерно-геологические условия при выборе способа вскрытия карьерного поля влияют главным образом на месторождение качественных пород. Их располагают в наиболее устойчивых породах с наименьшей обводненностью.

К горнотехническим условиям, влияющим на вскрытие карьерного поля, относят: принятую систему разработки и ее параметры, объем перевозок и др. При перемещении горных пород из карьера ленточными конвейерами или ленточными канатными подъемниками месторождение вскрывают крутыми траншеями, в то время как при железнодорожном или автомобильном транспорте требуется относительно небольшая уклон траншеи.

Имеется два основных варианта расположения вскрывающих выработок: с задним выносом — вскрывающие выработки не меняют места расположения за весь период эксплуатации карьера; и с гацели выносом — по мере изменения положения горных работ в карьере вскрывающие выработки меняют свое место расположения.

Во всех случаях способ вскрытия должен обеспечивать безопасность работ, заданную производительность вскрывающих выработок, максимальную экономичность работ.

В практике горного дела применение см. большое количество различных вариантов вскрытия месторождений. Способы вскрытия (табл. IX.1) классифицируем по их основным признакам: наличию, положению, количеству, назначению и виду вскрывающих выработок.

Назначение вскрывающих выработок является обязательным для железнодорожного, автомобильного и конвейерного транспорта. Если горную породу перемещают рабочими органами грузонедвижных отвальных и других горных машин, необходимость в проведении вскрывающих горных выработок для всех или части уступов карьера отпадает. Вскрывающие выработки могут быть расположены вне карьера или внутри него.

Транспортные коммуникации сооружают либо отдельно для каждого уступа, либо для группы или для всех уступов карьера в целом. Количество траншей в каждом из указанных случаев разное.

Классификация способов вскрытия при открытой разработке негорможенных

Вид вскрытия	Группы	Способ вскрытия
Бестраншейное	—	Вскрывающие выработки отсутствуют
	Внешними траншеями	Отдельными траншеями Групповыми траншеями Общими траншеями
Траншейное	Внутренними траншеями	Средними траншеями Групповыми траншеями Общими траншеями Крутыми траншеями
	Коробчатраншеями траншеями	Различные сеч. зния в верхних слоях
Подземная выработка	Горизонтальными выработками	Шпильными Тавельными
	Шпильными стволами	Наклонными шпильными стволами
Комбинированное	Комбинация траншейного вскрытия с бестраншейным Комбинация траншейного вскрытия с подземным	Вертикальными шпильными стволами
		Бестраншейное вскрытие породных уступов и траншейное добычных
		Траншейное вскрытие породных уступов и бестраншейное добычных
		Траншейное вскрытие породных уступов и шахтными стволами добычных

Вскрывающие выработки служат для перемещения грузовых и горючих транспортных сосудов. Иногда по одним выработкам движется грузовой поезд, по другим — горючие. Виды вскрывающих выработок могут быть различными. К ним относят траншеи, полутраншеи, туннели, шпильки, шахтные стволы и др.

§ 2. Бестраншейное вскрытие

Бестраншейное вскрытие представляет собой случай, когда транспортную связь рабочих горизонтов карьера с местом доставки обеспечивают без проведения вскрывающих выработок. Это возможно при размещении вскрышных пород во внутреннем отвале. До места доставки породы транспортируют рабочими органами различных видов шнекового оборудования, драглайнов, кабельных канатов и др.

Бестраншейная транспортная связь добычных уступов с поверхностью возможна при обработке пластов полезного ископаемого с полным падением. В этом случае на проектом борту карьера, который является кровлей вмещающих пород, устанавливают конвейерные подъемники, транспортирующие полезное ископаемое

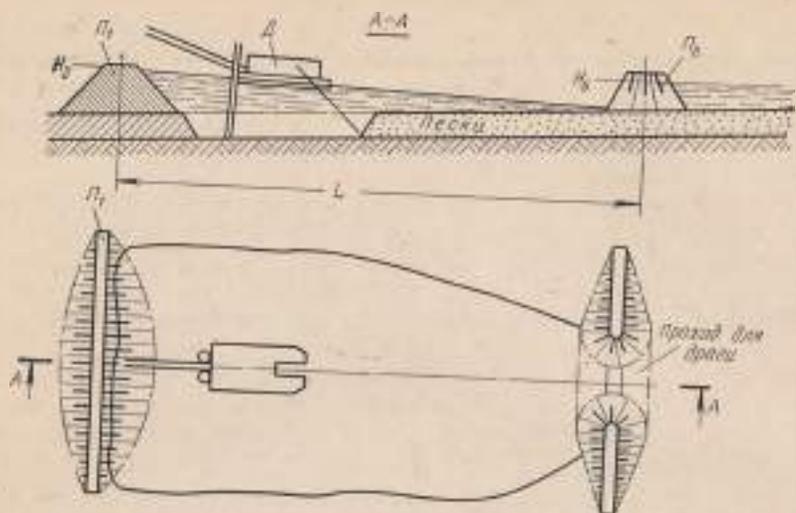


Рис. IX.1. вскрытие дражного полигона плотинами

на поверхность. Горную породу от забоя до подъемника перевозят обычно автотранспортом.

Бестраншейную транспортную связь места выемки с местом доставки применяют при разработке месторождений полигональных ископаемых земснарядами и в других случаях, не требующих проведения трамшей.

Примером бестраншейного вскрытия может служить случай дражной разработки долиновой россыпи [6]. Для подъема воды до нужного уровня H_1 (рис. IX.1) сооружается плотина P_1 . Обычно она состоит из земляной насыпи и деревянного водослива для пропускания воды и регулирования ее уровня на дражном полигоне.

Драга D может обрабатывать участок россыпи по восставанию до тех пор, пока позволит уровень воды в забое. Для дальнейшей работы на расстоянии L сооружается следующая плотина P_2 , которая может поднять уровень воды до отметки H_2 . Когда драга заканчивает обработку первого полигона, она по специально оставленному в плетине P_1 проходу переходит на следующий полигон, а проход засыщается.

Плотины строятся с высотой подъема воды 2—11 м (наиболее часто 5—6 м). Конструктивные размеры зависят от свойств пород и высоты плотины. Срок службы плотин составляет 1—10 лет.

Количество даунт и расстояние между ними зависят главным образом от длины россыпи, необходимого подъема воды и продольного уклона долины. Чем больше уклон долины, тем большее количество плотин надо строить или при том же их количестве плотины должны быть выше.

§ 3. Трассы траншей

Трассой траншеи называют линию, определяющую положение оси пути в пространстве. Трасса траншеи характеризуется продольным профилем трассы и планом трассы.

Продольный профиль трассы — проекция трассы на вертикальную плоскость.

Проведение траншей начинают на поверхности или на предыдущем, ранее открытом горизонте и заканчивают за почве вскрытого уступа. Примыкание капитальных траншей к рабочим горизонтам карьера (рис. IX.2) может быть на руководящем (ρ), смягченном подъеме (δ) или на горизонтальных площадках (θ).

Схема примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам карьера имеет большое значение, особенно для внутренних траншей.

Траншеи, примыкающие к рабочим горизонтам на руководящем подъеме, отличаются наименьшей длиной и объемом. Смягченные встречаются лишь в местах укладки стрелочных переводов и на кривых. При таком профиле траншей мощность локомотива должна быть больше, так как трогание поезда может происходить и на руководящем подъеме.

Примыкание траншей на смягченном подъеме обеспечивает трогание груженого поезда, грузоподъемность которого рассчитана на условия равномерного движения на руководящем подъеме. В этом случае величина смягченного уклона

$$i_n = 0,65i_r \cdot \eta_{доп} \quad (IX.1)$$

где i_r — уклон руководящего подъема.

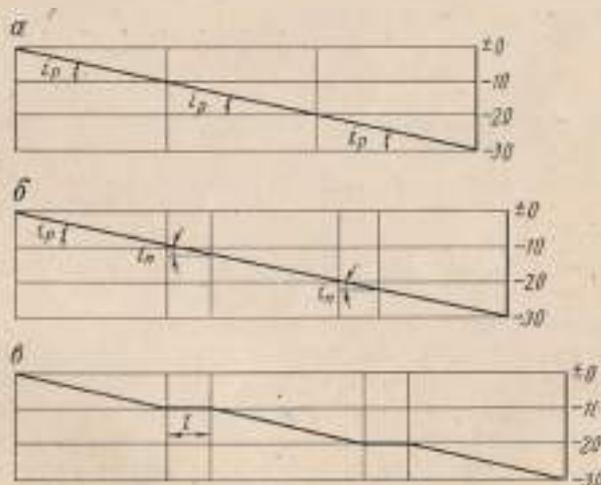


Рис. IX.2. Схемы примыкания побочных железнодорожных путей к путям капитальных траншей

Длина участка смяченного подъема l равна 150—250 м и складывается из длины стрелочного перевода и длины шледа с запасом на точность его установки. Общей прирост длины трассы за счет смячения подъема

$$\Delta L = nl \left(1 - \frac{i_n}{i_p} \right), \text{ м.} \quad (\text{IX.2})$$

где n — число участков примыкания.

Примыкание капитальной траншеи на площадке встречается в глубоких карьерах. Площадки можно использовать для устройства разъемов и для укладки стрелочных переводов. Такое примыкание путей упрощает проведение траншей, но удлиняет трассу, что при глубоких карьерах значительно увеличивает объем строительных работ.

Удлинение трассы за счет площадок примыкания

$$\Delta L = nL.$$

В приближенных расчетах удлинение трассы учитывается коэффициентом удлинения, который определяется как отношение фактической длины трассы к теоретической, т. е.

$$k = \frac{L_{\text{ф}}}{L_{\text{т}}}. \quad (\text{IX.3})$$

Приближенные значения коэффициента удлинения трассы при железнодорожном транспорте приведены ниже.

Траншея	k
С примыканием без смячения уклона	1,10—1,25
С примыканием на смяченном уклоне	1,20—1,35
С примыканием на площадках	1,40—1,60

Теоретическая длина наклонной траншеи

$$L_{\text{т}} = \frac{H}{i}, \text{ м.} \quad (\text{IX.4})$$

где H — глубина заложения траншеи, м; i — уклон траншеи, ‰.

Величина руководящего подъема оказывает значительное влияние на использование горного и транспортного оборудования. При расчете руководящего подъема в несейной норме поезда исходят из того, что капитальная траншея, являющаяся составной частью ограничивающего перегона, должна обеспечивать перевозку установленного количества грузов. Протяженность ограничивающего перегона обычно складывается из участка пути на поверхности от середины станции до устья капитальной траншеи, длины капитальной траншеи и участка пути от траншеи до забоя.

Величину руководящего подвѣса определяют по формуле

$$i_p = \frac{0,1(F_{ca} - a_0(P + Q_{tr}))}{P + Q_{tr}}, \quad (IX.5)$$

где F_{ca} — сила тяги локомотива при расчетной минимальной скорости движения, Н; a_0 — удельное сопротивление движению, Н/т; P — расчетная масса локомотива, т; Q_{tr} — общая масса груженого поезда, т.

Рациональная величина руководящего подвѣса для железнодорожного транспорта в карьерах составляет 20—40%.

План трассы проецируют на горизонтальную плоскость. Его строят одновременно с установленным продольным профилем трассы в соответствии с размерами карьерного поля, глубиной карьера и элементами профиля.

Форма трассы в плане простая, если она имеет одно направление на всем протяжении, и сложная, если она состоит из нескольких участков разного направления.

Если протяженность трассы не превосходит длину борта карьера, на котором производится трассирование, то форма трассы в плане обычно простая — поступательные съезды (рис. IX.3, а). Размещение всей трассы траншей на одном борту карьера исключает дополнительные объемы вскрышных работ и обеспечивает отработку месторождения в одном направлении.

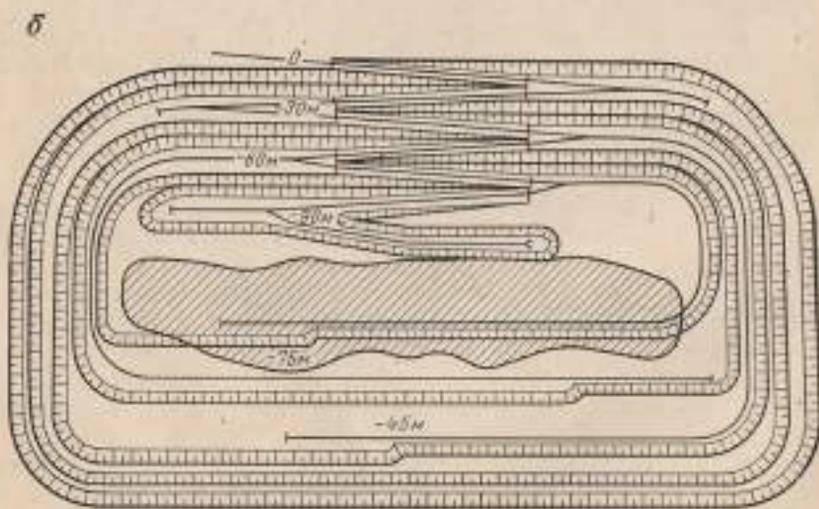
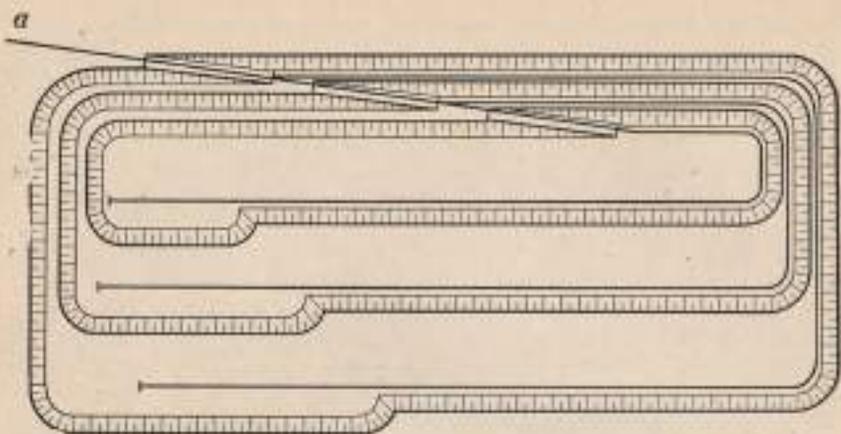
Если протяженность трассы превышает длину борта карьера, то возможны случаи, показанные на рис. IX.3, б, в: 1) трассу размещают на одном борту карьера, ее простые отрезки разного направления соединяют тупиками (при железнодорожном транспорте) или петлями минимально допустимого радиуса (при автомобильном транспорте); 2) трассу переводят с одного борта на другой до полного размещения ее на всю глубину карьера, при этом трасса приобретает спиральную форму.

Тупиковую трассу широко применяют на глубоких карьерах, она отличается от простой меньшей провозной способностью. Последнее объясняется тем, что поезда движутся в направлении движения, оставаясь в тупиках. В связи с этим увеличивается время движения поезда по съездам.

Соединение разнонаправленных отрезков трассы траншей петлями сохраняет провозную способность ее такой же, как при простой трассе.

Глубокие карьеры характеризуются большим грузооборотом и наличием сложных форм трасс. Отрезки одного направления тупиковых трасс могут вскрывать в зависимости от длины карьерного поля, величины уклона траншей и высоты уступов от одного до пяти уступов. Чтобы сократить число тупиков в глубоких карьерах, применяют смешанную трассу.

Если вскрывают месторождение с неустоявшимися элементами залегания, трасса траншей может быть комбинированной, например простой и тупиковой, простой и спиральной и т. д.



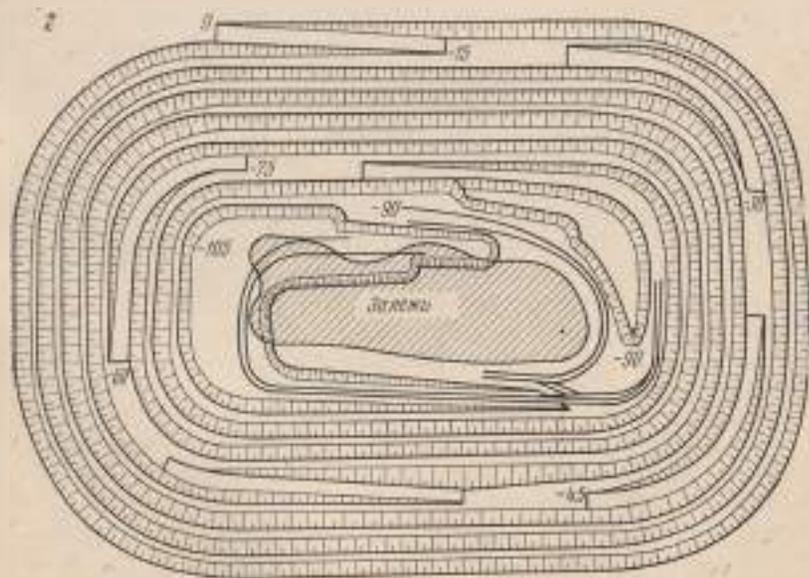
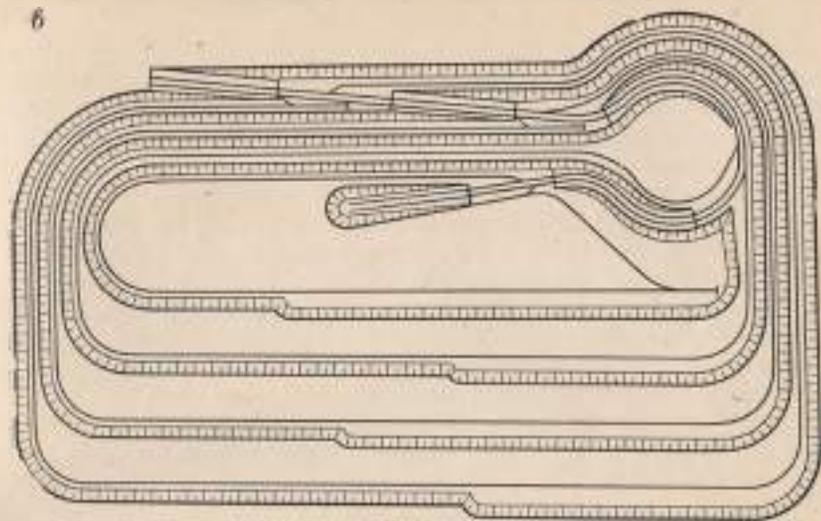


Рис. 1X3 Форма троса в разрезе

§ 4. Вскрытие месторождений внешними траншеями

Внешними считают траншеи, расположенные за контурами карьера. Внешними траншеями вскрывают горизонтальные или пологие месторождения, расположенные на относительно небольшой глубине, верхние горизонты наклонных и крутых пластов подлежащих выемкам, а также месторождения на косогоре.

При вскрытии месторождений отдельными внешними траншеями создают доступ к каждому уступу посредством независимой траншеи (рис. IX.4). Грузопотоки горной породы с каждого уступа полностью сосредоточены и имеют независимый друг от друга выход на поверхность. Эти обстоятельства создают благоприятные условия для организации горных работ в карьере. Однако при большом числе уступов такой способ сложен и характеризуется большим объемом горно-капитальных работ.

Данный способ вскрытия применяют для неглубоких месторождений с горизонтальным или пологим залеганием пластов малой и средней мощности.

Вскрытие месторождений групповыми внешними траншеями (рис. IX.5) применяют в карьерах, разрабатывающих месторождения с горизонтальным или пологим залеганием пластов большой мощности. Сущность этого способа вскрытия заключается в том, что группа смежных уступов карьера (группа вскрышных и группа добычных уступов) вскрывают независимо друг от друга траншеями. Грузопотоки сосредоточены и имеют независимый выход на поверхность. Это позволяет применять различные виды транспорта для верхних и нижних горизонтов карьера. Данный способ по сравнению со вскрытием отдельными траншеями отличается меньшим объемом горно-капитальных работ.

Ступенчатая форма внешних групповых траншей, значительный средний их объем, допускает применение их для вскрытия сравнительно глубоких месторождений.

Вскрытие месторождений общими внешними траншеями (рис. IX.6) характеризуется вскрытием всех горизонтов одной траншей. Его применяют для вскрытия горизонтальных, пологих и наклонных пластов значительной мощности, верхних горизонтов крутых пластов, а также при разработке нагорных месторождений.

Внешнее заложение общих траншей применяют при разработке месторождений с наклонным и наклонным залеганием пластов на глубину не более 40—60 м. Траншеи обычно располагают на флангах карьерного поля, реже в центре, разделяя карьерное поле на два крыла. Достоинством таких траншей является создание благоприятных условий для работы транспорта; недостатком — большой объем горных работ при их проведении. Однако при вскрытии нагорных месторождений проведение общих траншей внешнего заложения не требует большого объема горных работ, так как выработка приобретает форму полуграншей.

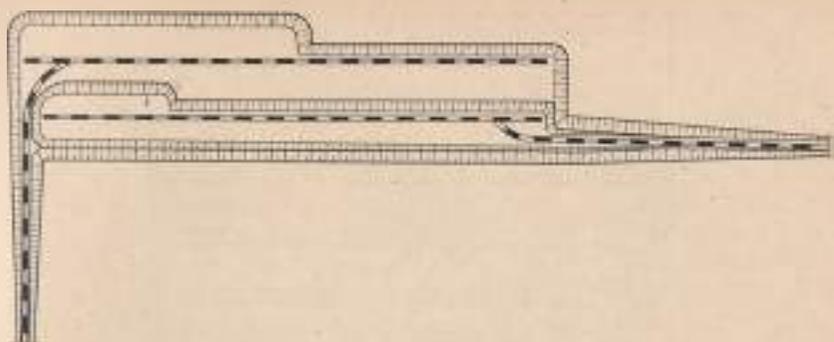


Рис. IX.4. Вскрытие отдельными внешними траншеями

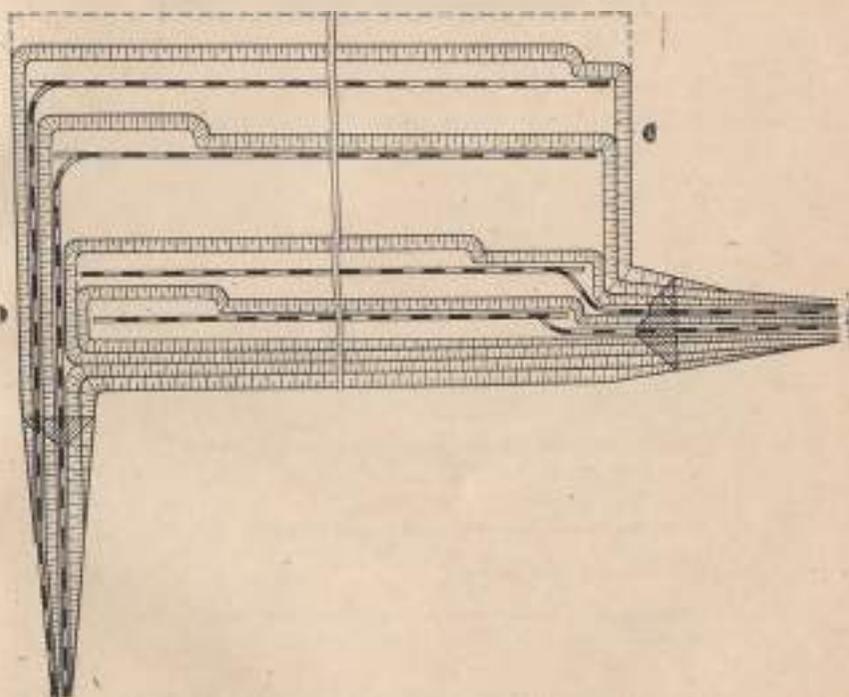


Рис. IX.5. Вскрытие группой внешних траншей

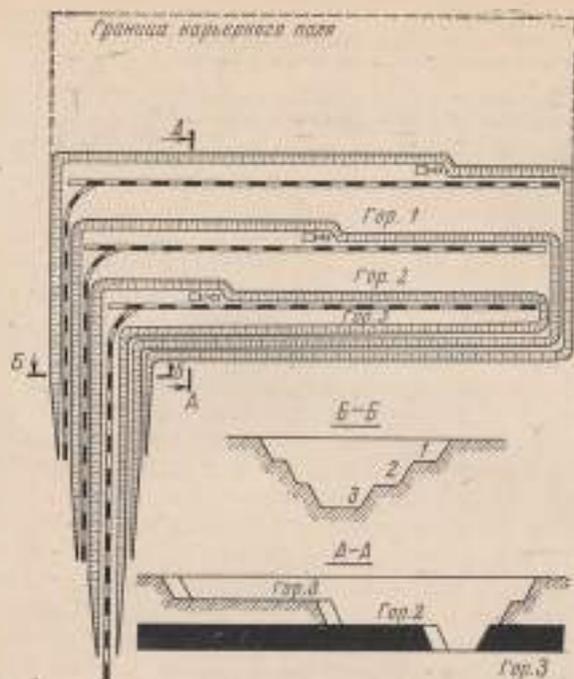


Рис. IX 6. Вскрытие ободом и внешними траншеями

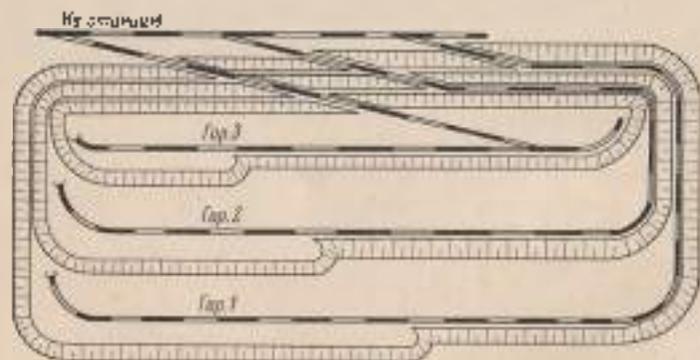


Рис. IX 7. Вскрытие отдельными внутренними траншеями

§ 5. Вскрытие месторождений внутренними траншеями

Внутренними называются траншеи, расположенные в пределах конечных контуров карьера. Вскрытие отдельными внутренними траншеями характеризуется наличием траншеи для вскрытия каждого уступа (рис. IX.7). Все уступы при этом способе имеют неразрывную транспортную связь с поверхностью, что позволяет распределить грузы и сток массы из карьера, улучшить организацию эксплуатационных работ. Однако при большом числе уступов значительно возрастает объем работ по проведению траншей.

Вскрытие групповыми внутренними траншеями применяют в глубоких карьерах, разрабатывающих месторождения с горизонтальными и наклонно залегающим пластами большой мощности (рис. IX.8). При этом способе отдельные группы уступов карьера вскрывают независимыми друг от друга траншеями, расположенными в разных частях карьерного поля. Обычно одна траншея вскрывает вскрышные уступы, другая — добычные. Грузы и сток из карьера разделен на две самостоятельные сети. Это дает возможность применять различные виды транспорта для вскрышных и добычных работ.

Вскрытие групповыми траншеями по сравнению со вскрытием отдельными траншеями отличается меньшим объемом горных работ.

Вскрытие общими внутренними траншеями характеризуется тем, что все уступы карьера вскрывают одной общей траншеей. Общие траншеи внутреннего заложения применяют для вскрытия глубоких (глубиной до 400 м и более) месторождений с любыми условиями залегания. Внутреннее заложение траншей возможно при достаточной устойчивости буртов.

Форма трасс общих внутренних траншей может быть прямой, дуговой, петлевой и спиральной.

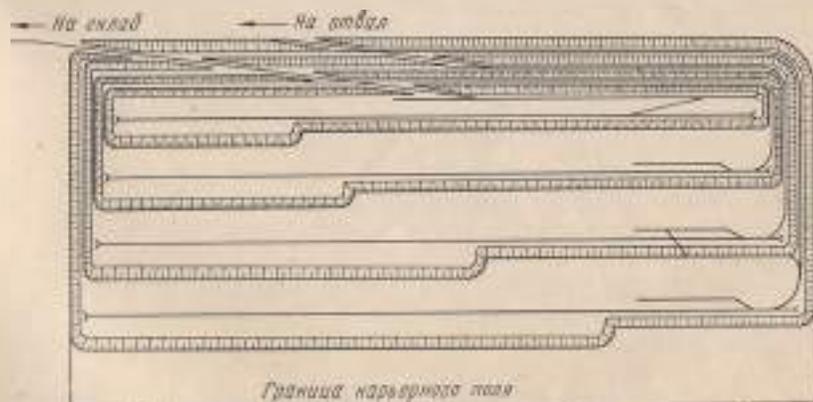


Рис. IX.9. Вскрытие групповыми внутренними траншеями

Связку вскрытия горизонтов внутренней общей траншеей с простой формой трассы (см. рис. IX.3, а) в чистом виде применяют в неглубоких карьерах с достаточно большими размерами карьерного поля, позволяющими разместить съезды одностороннего направления на одном борту карьера. Прямиканье пути к рабочим горизонтам чаще всего устраивают на горизонтальных площадках.

Основным достоинством съездов простой формы является их большая пропускная способность.

Сущность вскрытия обилием внутренних траншеей тупиковой формы заключается в следующем. Первоначально с земной поверхности или с определенного горизонта карьера, вскрытого ранее другим способом, проводят наклонную траншею до вскрываемого рабочего горизонта. На этом горизонте устраивают горизонтальную тупиковую площадку. Площадку оборудуют маневровыми путями для развозки груженых и порожних составов и перемены направления их движения. По мере развития работ на данном горизонте с тупиковой площадки первой траншеи проводят (в обратном направлении) новую траншею, искривляющую следующую горизонт карьера, где снова устраивают тупиковую площадку, и т. д. (см. рис. IX.3, б).

При вскрытии тупиковыми траншеями наклонного пласта со значительным просираванием тупиковые площадки устраивают не на каждом рабочем горизонте, а через несколько (3—5), в зависимости от длины карьера. В этом случае уменьшаются число горизонтальных тупиковых площадок и объем маневровых работ при движении поездов, благодаря чему увеличивается пропускная способность траншей.

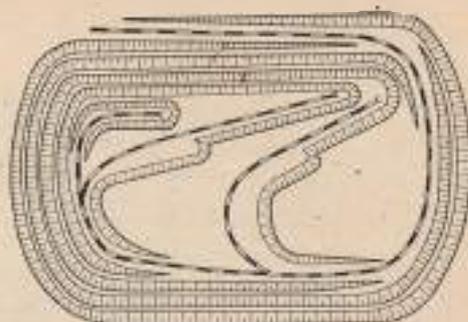
Трусонапряженность на различных участках съезда неодинакова — она возрастает по мере приближения к поверхности. Для увеличения пропускной способности карьерных железнодорожных путей при вскрытии месторождений обилием внутренними траншеями с тупиковой трассой применяют различные типовые схемы, позволяющие организовать одновременное выполнение операций по приему и отправлению поездов.

Достоинствами способа вскрытия обилием внутренними траншеями с тупиковой трассой являются его универсальность, надежность и эксплуатация, возможность производства горных работ одновременно на многих горизонтах, возможность достижения высокой производительности карьера. Недостатки: большая протяженность транзитных коммуникаций, уменьшение пропускной способности, сложность управления движением поездов.

Вскрытие обилием внутренними траншеями с тупиковой трассой применяют на Бакальском, Высокогорском, Магнитогорском и других рудных карьерах, на Басатском, Краснобродском, Ново-Сергиевском угольных карьерах, на Баженовских асбестовых карьерах и на многих других.

При вскрытии месторождений обилием внутренними траншеями с простой трассой вместо горизонтальных тупиковых площадок

Рис. IX.3. Развитие работ в карьере при вскрытии спиральными съездами



устраивают загрузочные пути в виде петли, которая позволяет, не прерывая движения поездов, менять направление движения на 180° (см. рис. IX.3, а).

Горизонтальную площадку для железнодорожного транспорта (колеи 1524 мм) делают шириной 180—240 м и для автомобильного транспорта — шириной 40—60 м. Объем горных работ при сооружении площадки может достигать больших размеров. Поэтому при железнодорожном транспорте петлевые трассы применяют только на коротких бортах карьеров. При автотранспорте эта задача значительно упрощается.

Достоинства способа вскрытия общими внутренними траншеями с петлевой трассой: более высокая правуксная способность, возможность одностороннего развития горных работ в карьере.

Недостатки: необходимость съезда на дорогостоящей горизонтальной площадке для размещения петли, ограниченные условия применения.

При вскрытии месторождений общими внутренними траншеями со спиральной трассой траншеи располагают на бортах карьера, находящихся в своем предельном положении (см. рис. IX.3, а).

С поверхности по проектному контуру карьера переводят первую траншею с уклоном, зависящим от принятого вида транспорта. По достижении основания первого уступа въездная траншея переходит в разрезную, от которой начинают развивать горные работы на вскрытом горизонте. Для вскрытия нового горизонта с разрабатываемого уступа по проектному контуру карьера проводят следующую въездную траншею до основания нового уступа и т. д.

Горные работы на каждом горизонте начинают в различных участках периметра карьера, и поэтому получается вращающееся движение фронта работ (рис. IX.3). Вскрытие общими внутренними траншеями со спиральной трассой при железнодорожном транспорте обеспечивает одновременную отработку трех-четырех уступов, что для мощных карьеров недостаточно.

Количество одновременно обрабатываемых уступов примерно пропорционально величине руководящего подъема спирали. Сле-

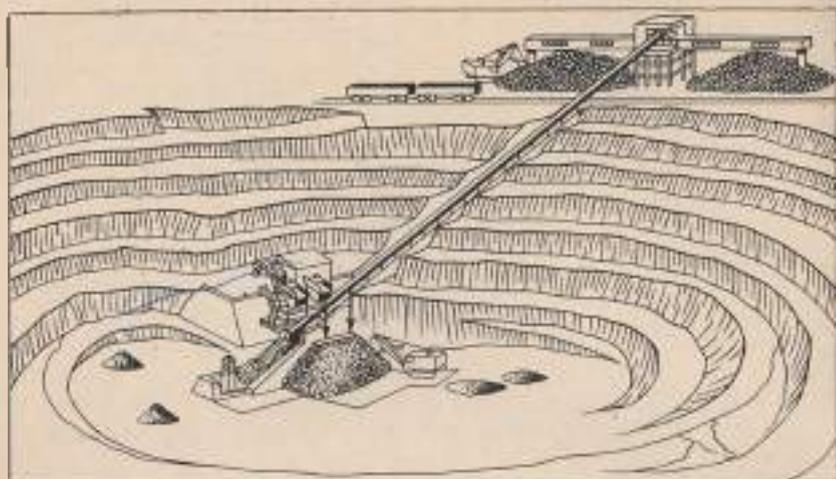


Рис. IX.10. Вскрытие внутренними круглыми траншеями

Дополнительно, применение автомобильного транспорта наравне с железнодорожным позволяет иметь одновременно в работе почти в два раза больше уступов.

Траншеи со спиральной трассой применяют для вскрытия месторождений, имеющих в плане округлую форму, например шток-образных или мощных пластовых залежей. В последние годы в связи с быстрым совершенствованием и внедрением на открытых разработках автомобильного транспорта вскрытие траншеями со спиральной трассой приобретает все большее значение.

Достоинства способа вскрытия общими внутренними траншеями со спиральной трассой: непрерывность движения поездов без маневров на площадках, позволяющая увеличить пропускную способность путей, возможность использования мощных локомотивов и большегрузных вагонов. Недостатки: ограниченные условия размещения, большой объем вскрышных работ в начальный период эксплуатации, невозможность одновременной работы на большом числе уступов, что ограничивает производительную мощность карьера.

Вскрытие месторождений внутренними круглыми траншеями заключается в создании связи концентрационных горизонтов с поверхностью. Для этого с поверхности до концентрационного горизонта карьера проводят крутую траншею, которую оборудуют для подъема горной породы наклонными канатными подъемниками, ленточными конвейерами или другими средствами подъема (рис. IX.10). Породу и полезное ископаемое от забоев к подъемнику доставляют автосамосвалами или ленточными конвейерами.

Если подъемник оборудован ленточным конвейером, то круж-

конусовую породу предварительно дробят до кусков соответствующих размеров.

Основными достоинствами вскрытия месторождения крутыми траншеями является возможность подъема горной массы с большой глубиной по кратчайшему пути, небольшим объемом породных работ при проведении капитальных траншей. Недостатки: сложность подготовки новых горизонтов, необходимость сооружения верней и нижней приемных площадок.

Вскрытие комбинированными траншеями наиболее распространено при разработке месторождений, так как перечисленные ранее траншейные способы вскрытия в чистом виде встречаются редко.

Внешними траншеями вскрывают верние, а внутренними — нижние горизонты карьера. Эту комбинацию применяют при наличии естественного понижения местности (балки, овраги) для уменьшения объема горно-строительных работ.

Часто встречается вскрытие комбинированной простой и сложной формы трассы траншей и др.

Достоинством вскрытия комбинированными траншеями заключается в использовании отдельных преимуществ различных способов траншейного вскрытия.

§ 6. Вскрытие нагорных месторождений

При открытой разработке месторождений в условиях гористой местности, когда карьер расположен выше армянской равнины, вскрытие осуществляют полутраншеями внешнего заложения. Форма трассы съездов зависит от абсолютного положения рабочих горизонтов месторождения, рельефа местности и принятого вида транспорта.

Систему внешних полутраншей с железнодорожными путями располагают на склоне горы вне контура карьера. В условиях выдержанного уклона горы значительной протяженности можно применять вскрытие поступательными внешними полутраншеями (рис. IX.11 а). В этом случае трасса полутраншей поднимается с уступа на уступ с подъемом, определенным видом транспорта. На каждом горизонте устраиваются площадки примыкания к карьеру, по которым проходят горизонтальные полутраншеи. При вскрытии крутыми полутраншеями внешнего заложения горизонтально подвезденые пути на каждом горизонте устраивают от тупиковых разъемов (рис. IX.11 б). При применении в карьере автомобильного транспорта трасса траншей приобретает пеллевуку форму (рис. IX.12).

При разработке нагорных месторождений упрощается организация отвальных работ. Здесь возможно устройство отвалов для каждого уступа отвала. При этом расстояние транспортирования пустых пород незначительно. Пустые породы и полезное ископаемое чаще транспортируются под уклон, что дает ряд преимуществ.

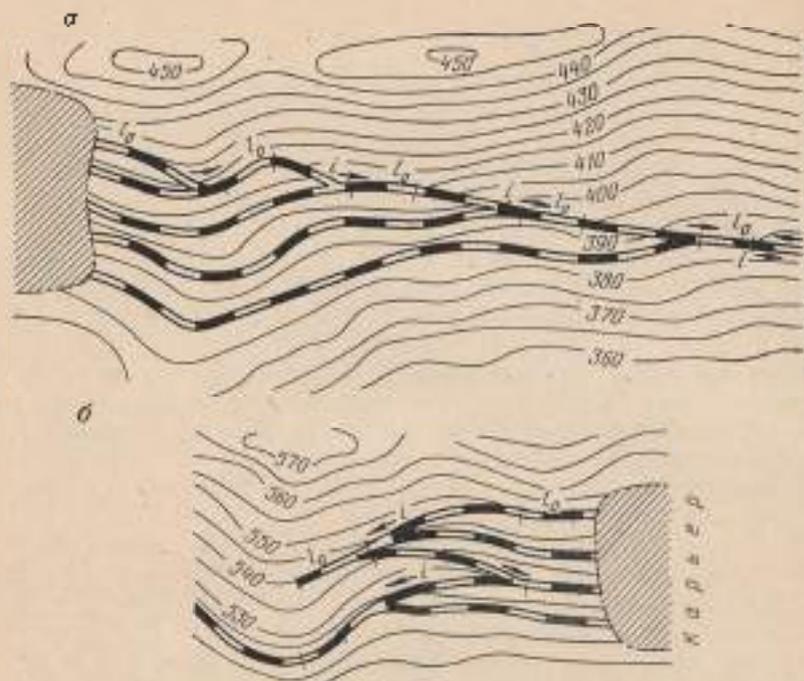


Рис. IX 11 Вскрытие ледяными долуурнашвами:
 а -- асгуунашвами, б -- тугуунашвами

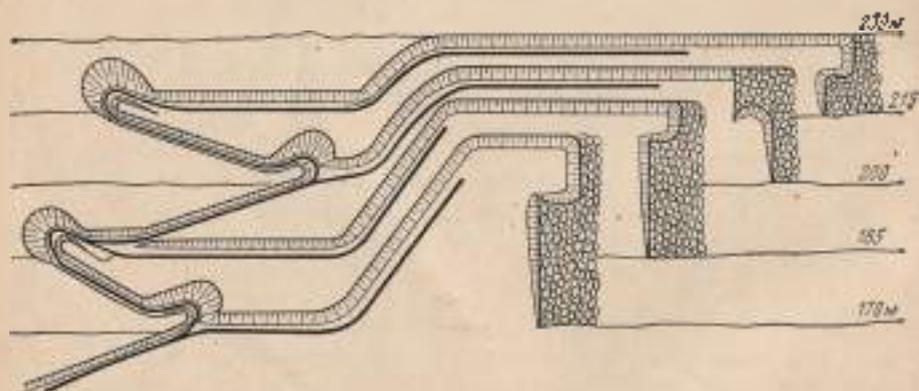


Рис. IX 12 Вскрытие внешними петлевыми структурами

§ 7. Вскрытие подземными выработками

Подземный способ вскрытия месторождений при открытой разработке заключается в проведении подземных выработок (штолен, тоннелей, шахтных стволов) для транспортирования горной массы на карьер.

Вскрытие горизонтальными выработками — штольнями и тоннелями применяют при застании месторожденной вышележащего уровня земной поверхности (рис. IX.13). Штольни или тоннели проводят с земной поверхности к концентричному горизонту карьера. Горная порода с рабочих горизонтов карьера поступает на горизонт штольни, а затем по ней транспортируется на поверхность. Вскрышающая горизонтальная выработка в этих условиях обеспечивает автономное движение транспорта.

Вскрытие шахтными стволами (рис. IX.14) применяют в том случае, когда вследствие крутых границ по каким-либо причинам сопряжено со значительными трудностями.

Горную массу из карьера целесообразно выдвигать ленточными конвейерами или скатными подъемниками.

Вскрытие наклонными стволами по сравнению с вертикальными позволяет снизить затраты на горно-капитальные работы и на транспортирование горной массы за счет более юрных квершлаггов (см. рис. IX.14).



Рис. IX.13. Схемa вскрытия штольной

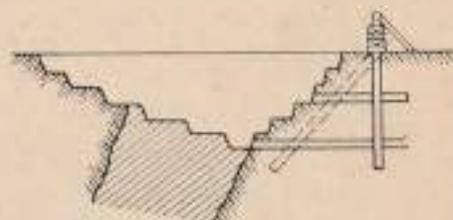


Рис. IX.14. Вскрытие шахтными стволами

Основное достоинство вскрытия подземными выработками заключается в уменьшении объема горно-капитальных вскрышающих работ и расстояния транспортирования горной массы. Недостаток: сравнительно низкая производительность вскрышающих работ, обусловленная относительно небольшой пропускной способностью подземных выработок.

§ 8. Комбинированные способы вскрытия

Комбинированный способ вскрытия карьерных полей включает две основные группы: комбинацию траншейных способов с бестрашнейными и комбинацию традиционных способов с подземными.

В комбинации траншейного способа вскрытия с бестрашнейным возможны два сочетания: бестрашнейное

вскрытие породных уступов и траншейное вскрытие добычных уступов, граничащее вскрытие породных уступов и безграничное — добычных. Первое сочетание характерно для горизонтальных и пологих пластовых месторождений осадочного типа при полных или частичном переоборудовании период эксплуатации и выработанные пространство мощными одноконными экскаваторами, катерильными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами. В этих случаях отпадает надобность в траншеях, связывающих вскрышные уступы с поверхностью. Траншеи с поверхностью проводят только до рабочих горизонтов при добыче полезного ископаемого.

Сочетание траншейного вскрытия породных уступов и безграничного добычных уступов применяют при разработке мощных бурноупругих пластов полого падения, когда породные уступы вскрывают траншеями, а угольные соединяют с поверхностью ленточными конвейерами. При пологих нерабочих бортах карьеров установка подвешенных ленточных конвейеров не требует проведения траншей.

Комбинация траншейного вскрытия с подземным бывает целесообразна в глубоких карьерах, разрабатывающих мощные крутонадающие месторождения полезных ископаемых, расположенные выше господствующей поверхности.

В этом случае породу транспортируют по траншеям и складывают на эксгаторах, а руду — по подземным выработкам до господствующей поверхности.

§ 9. Запасы полезного ископаемого и степень их подготовленности к выемке

Запасы полезного ископаемого по их народнохозяйственному значению разделяют на балансовые и забалансовые.

Балансовыми запасами являются только кондиционные запасы полезного ископаемого, утвержденные Государственной комиссией по запасам (ГКЗ), как пригодные для разработки современными способами и средствами открытых горных работ.

К забалансовым запасам относят запасы, использованные которых в настоящее время экономически нецелесообразно вследствие малой мощности залежи, слабого содержания полезных компонентов, сложности добычи и переработки, но которые в дальнейшем могут явиться объектом промышленной разработки.

Часть балансовых запасов полезного ископаемого, которая подлежит извлечению из недр по проекту карьера, составляет промышленные запасы.

Запасы полезного ископаемого в контурах карьера по степени их подготовленности к выемке разделяют на вскрытые, подготовленные и готовые к выемке.

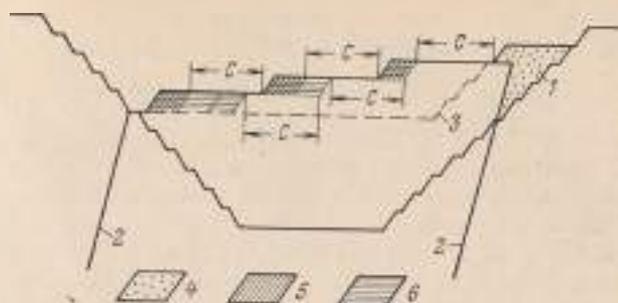


Рис. IX 15. Система различных запасов железной руды с учетом их подготовленности к выемке

1 — проектный контур карьера; 2 — контур планируемого ископаемого; 3 — контур оставшихся запасов после окончания работ; 4 — вскрытые запасы; 5 — готовые к выемке запасы; 6 — подготовленные к выемке запасы

К некрытым относят запасы полезного ископаемого на участках, обнажаемые вскрытными работами от покрывающих пород, к которым имеется транспортный доступ и которые могут быть отработаны без проведения вскрывающих горных выработок. Вскрытые запасы (рис. IX 15) сосредоточены на рабочих уступах и ограничены с одной стороны откосами этих уступов, с другой — откосами уступов, условно отработанных при полной остановке вскрытных работ.

К подготовленным относят запасы полезного ископаемого, для выемки которых не требуется проведение разрезных границ и вскрышных работ. При полной отработке этих запасов в карьере должны сохраняться минимальные рабочие площадки для возможности нормальной последующей работы.

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

Для нормальной бесперебойной работы карьер должен иметь определенное количество подготовленных и готовых к выемке запасов полезного ископаемого. Протяженность по запасам полезного ископаемого в различных отраслях различна.

Решающее значение для нормальной работы карьера имеют готовые к выемке запасы полезного ископаемого, протяженность которых составляет 2—4 мес. Поэтому ширину рабочей площадки проектируют обычно исходя из условия обеспеченности карьера нормативными запасами к выемке запасами полезного ископаемого.

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Классификация систем открытой разработки месторождений

Системой открытой разработки месторождений называют установленный порядок выполнения комплекса подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающих выемку запасов полезного ископаемого.

Рациональная система разработки должна обеспечивать добычу полезного ископаемого в объеме, соответствующем государственному плану; максимальное его извлечение из недр; высокую производительность труда и экономичность при максимальной безопасности работ.

Системы открытой разработки классифицируют по способу транспортирования вскрышных пород в отвалы, способу производства вскрышных работ и типу применяемого горнотранспортного оборудования (табл. X.1).

Таблица X.1

Классификация систем разработки

Класс системы	Группы систем разработки
I. Бестранспортные	1. Простая 2. Усложненная
II. Транспортно-отвальные	3. С применением специальных отвалообразователей
III. Транспортные	4. С применением транспортно-отвальных мест 5. С железнодорожным транспортом 6. С автомобильным транспортом 7. С конвейерным транспортом 8. С комбинированным транспортом
IV. Комбинированные	9. Для нижнего уступа — системы разработки I и II классов; для верхних уступов — системы разработки III класса

Бестранспортные системы разработки характеризуются тем, что вскрышные породы перемещаются экскаваторами во внутренние отвалы. Этот класс систем разделен на две группы.

При простых бестранспортных системах разработки производится перекачка вскрыши от забоя в отвал. Обычно перекачка осуществляется механическими лопатами или драглайнами, выполняющими одновременно функции вскрышных и отвальных экскаваторов (рис. X.1, 1-1) [49].

При усложненной бестранспортной системе разработки перемещение пород вскрыши производится вскрышными и отвальными экскаваторами. Здесь отвальный экскаватор часть пород вскрыши, уложенных в отвал вскрышными экскаваторами, перемещает далее и глубь отвала (рис. X.1, 1-2).

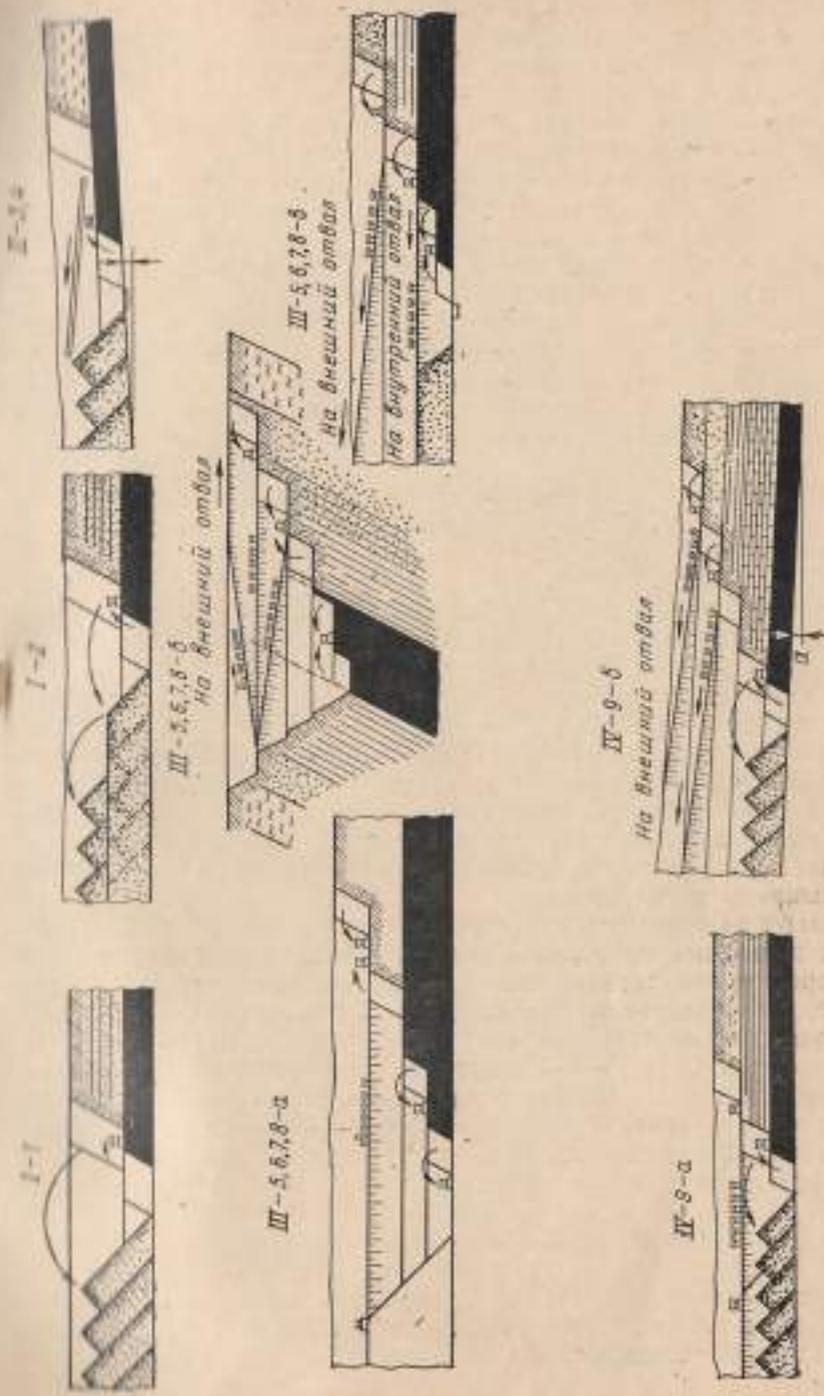


Рис. X I. Системы открытой разрыхлотки по Е. Ф. Шкш-ф

Транспортно-отвальные системы разработки характеризуются перемещением пород вскрыши от забоя до отвала с применением консольных отвалообразователей и транспортно-отвальных постов (рис. X.1, II—4, 41).

В первых двух классах системы разработки породы перемещаются из забоя в отвалы поперек фронта работ, т. е. по кратчайшему расстоянию. Поэтому эти системы наиболее просты и экономичны. Однако они применимы при горизонтальном и пологом залегании пластов полезного ископаемого и осуществлению небольшой мощности покрывающих пород и обуславливают жесткую связь между вскрышными и добычными работами.

Транспортные системы разработки характеризуются перевозкой вскрышных пород с применением средств железнодорожного, автомобильного, конвейерного или комбинированного транспорта. Применение систем этого класса обеспечивает возможность складирования вскрышных пород как во внутренних, так и во внешних отвалах.

При системах с перевозкой во внутренние отвалы породы перемещаются на сравнительно короткое расстояние по пути с благоприятным профилем — без подъема в грузовом направлении (рис. X.1, III—5, 6, 7, 8—а).

Система с перевозкой породы на внешние отвалы характеризуется перемещением породы на более значительные расстояния и обычно с подъемом в грузовом направлении (рис. X.1, III—5, 6, 7, 8—б). Возможна перевозка породы как во внутренне, так и во внешние отвалы (рис. X.1, III—5, 6, 7, 8—в).

Применение транспортных средств для перемещения пород удорожает транспортные системы разработки по сравнению с безтранспортными. Однако они применимы при любых условиях залегания месторождения и не приводят к жесткой связи между продвижением вскрышных и добычных уступов, в связи с чем и получили большее распространение.

Комбинированные системы разработки применяют с целью перемещения как можно большего объема вскрышных пород во внутренние отвалы более дешевыми способами (например, непосредственно экскаваторами), а оставшуюся породу средствами транспорта на внутреннюю (рис. X.1, IV—9—а) или внешнюю (рис. X.1, IV—9—б) отвалы. Чаще всего применяют комбинированные системы: для нижнего уступа — системы разработки I или II класса, для верхних уступов — системы разработки III класса.

Правильный выбор системы разработки по многим определяет эффективность горных работ.

§ 2. Элементы системы разработки

Основными элементами системы разработки являются: высота уступа, ширина рабочей площадки, длина блока и фронта работ, интенсивность горных работ.

Высоту уступа проектируют с учетом безопасности ведения горных работ, физико-механических свойств разрабатываемых пород, типа горного и транспортного оборудования, необходимой производительной мощности карьера и других факторов.

Увеличение высоты уступа сокращает число рабочих уступов в карьере, в результате чего уменьшается длина транспортных коммуникаций, снижается стоимость их строительства и содержания; повышается производительность экскаваторов из-за уменьшения их передвижек в забое, уменьшается количество рабочих площадок и берг погашения, что ведет к уменьшению объемов искриши соответственно в первом периоде работы и вообще в карьере.

Недостатки высоких уступов: повышенная опасность ведения работ из-за возможности осыпей и обрушений; уменьшение производительности карьера вследствие сокращения числа рабочих уступов.

Способ выемки горных пород оказывает влияние на выбор высоты уступа. При раздельной выемке высоту уступа устанавливают меньшей, чем при единой выемке, или выделяют (если это возможно) уступы с различными углами полезного ископаемого или пустых пород. Это позволяет уменьшить потери и разубоживание полезного ископаемого.

На уступах высотой меньше $\frac{1}{3}$ высоты расположения натуральноговала экскаватора производительность экскаватора снижается из-за испорченного заполнения ковша при терпании.

В общем случае высота уступа определяется типом и рабочими размерами экскаваторов. При разработке мягких пород, не требующих взрывных работ, высота уступа не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора. При разработке сыпучих и хорошо разрыхленных буровзрывных работами крепких пород, не образующих напесей, высота уступа механической лопаты может превышать высоту черпания экскаватора, но не более чем в полтора раза.

Оптимальная высота уступа обеспечивает минимальные затраты на разработку месторождения при безопасном ведении горных работ.

Высоту уступа в зависимости от рабочих размеров экскаватора и характера взрывных работ приближенно определяют по формуле Н. В. Мельникова

$$h = 0,7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{k_p \eta' (1 + \eta') \sin(\alpha - \beta)}}, \text{ м}, \quad (\text{X.1})$$

где $a = 0,8(R_1 + R_2)$ — ширина развала породы после взрыва, м; R_1 и R_2 — радиусы черпания и разгрузки экскаватора, м; α — угол откоса уступа, градус; β — угол откоса развала взрывной породы, градус; k_p — коэффициент разрыхления породы; η' — отношение линии наименьшего гидравлического сопротивления первого ряда скважин к высоте уступа (0,55—0,70); η'' — отношение расстояния между рядами скважин к линии наименьшего сопротивления (0,75—0,85).

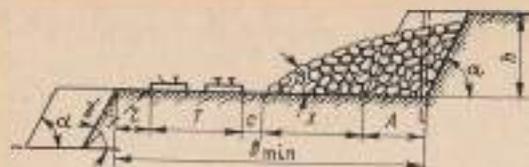


Рис. X.2. Схема к определению ширины рабочей площадки

Распространенная лыска уступа на карьерах при применении механических лопат составляет 10—15, режис 30 м, драглайнов — 10—25, режис 40 м, многоковшовых экскаваторов верхней черпачки — 10—20, режис 50 м, дальномер черпачки 10—30, режис 40 м.

Допустимые значения высоты уступа в зависимости от свойств разрабатываемых пород для наиболее распространенных экскаваторов: для ЭКГ-4,6 в мягких породах — 10 м, в скальных — 15 м, для ЭКГ 8И соответственно 12 и 20 м, для ЭКГ-12,5 соответственно 16,5 и 25 м.

При работе вскрышных экскаваторов ЭВГ-4 и ЭВГ-6 с верхней лопаткой допустимая высота уступа соответственно составляет 8 и 15 м, в скальных — 12 и 18 м.

Ширина рабочей площадки ЭКГ — один из основных элементов системы разработки. Она определяет объемы вскрышных работ, выход различных видов ископаемых, надежность и безопасную работу горнотранспортного оборудования, возможность удержания качества руды, показатели буровзрывных работ и другие не менее важные показатели разработки.

С целью уменьшения текущих объемов вскрыши ширину рабочей площадки стремятся эфирокригировать как можно меньших размеров. Уменьшение ширины рабочей площадки ограничивается условием безопасной работы горнотранспортного оборудования.

Минимальная ширина рабочей площадки, обеспечивающая безопасную работу горного оборудования, определяется в основном размерами принятых экскаваторов, видом карьерного транспорта и параметрами буровзрывных работ.

При разработке скальных горных пород с применением железнодорожного транспорта минимальная ширина рабочей площадки (рис. X.2)

$$B_{\text{min}} = z + T + c + x + A, \text{ м.} \quad (\text{X.2})$$

где z — ширина полосы безопасности, устанавливаемая по возможности ширины обрушения; T — ширина транспортной полосы, м; c — расстояние между бровкой развала и транспортной полосой (2—2,5), м; x — величина развала породы после взрыва, м; A — ширина заходки по целику, м.

Ширина основания призмы обрушения, на которой запрещается размещение горнотранспортного оборудования,

$$z = h(\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha), \text{ м.} \quad (\text{X.3})$$

где h — высота уступа, м; α — угол откоса рабочего уступа (60—80°); γ — угол устойчивого откоса уступа (35—60°).

Ширина транспортной полосы при одноклассном рельсовом пути составляет 3 м, при двухклассном — 7,5—15 м в зависимости от ширины междупутья. При использовании электроводной откатки транспортная полоса должна включать полосу для установки контактной сети. При автомобильном транспорте ширина транспортной полосы определяется количеством и шириной полос движения, обычно она равна 3—8 м.

Ширина развала x в большинстве случаев определяется опытным путем; она зависит от высоты уступа, физико-механических свойств пород, параметров буровзрывных работ и других факторов. При высоте 10—15 м величина развала обычно составляет 20—25 м.

Минимальная ширина рабочих площадок составляет в скальных породах 40—50 м.

Работа с минимальной шириной рабочей площадки имеет свои недостатки: затрудняется усреднение качества рудного сырья, в карьере отсутствуют условия к выемке запасов полезного ископаемого, практически исключается возможность применения рационального многорядного извлечения. Поэтому ширина рабочих площадок на добычных уступах должна быть в среднем нормальной, а на всех уступах — не меньше минимальной. Средняя ширина нормальной рабочей площадки добычного уступа должна обеспечивать заданный резерв запасов, готовых к выемке, и может быть определена по формуле

$$B_n = B_{\min} + \frac{\mu A_p}{L_x \alpha}, \text{ м}, \quad (3.4)$$

где μ — необходимый коэффициент резерва запасов, лет; A_p — производительность карьера по руде, $\text{м}^3/\text{год}$; L_x — длина фронта добычных работ в карьере, м.

Нормальная ширина рабочих площадок скальных уступов при железнодорожном транспорте 60—80 м.

При разработке мягких пород многокрановыми экскаваторами ширина рабочей площадки может быть 100 м и более.

Длина блока определяется главным образом интенсивностью разработки, высотой уступа и возможностью бесперебойного обеспечения забоев транспортом.

При максимальной интенсивности разработки необходимо стремиться уменьшать длину блока (с целью ввода в работу большего количества экскаваторов). Однако уменьшение длины блока сопряжено с особенностями обеспечения забоев транспортом. Длину блоков при железнодорожном транспорте принимают в мягких породах не менее 300 м, в скальных — не менее 400 м. При автомобильном транспорте длина блока может быть 100—250 м и более.

При малой высоте уступов целесообразно уменьшать длину блока. В этом случае увеличивается количество передвижек экскаватора и объем путевых или дорожных работ.

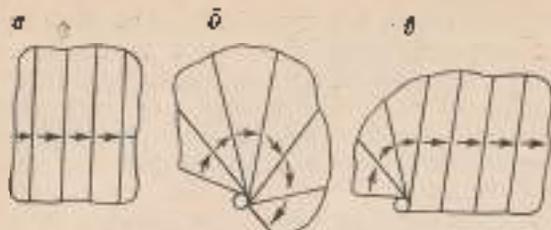


Рис. 8.3. Схемы перемещения фронта работ

Блоки составляют фронт работ в карьере. Длина вскрытого фронта карьера представляет суммарную длину блоков вскрытых уступов, длина добычного фронта — суммарную длину блоков добычных уступов.

Фронт вскрытых и добычных работ карьера в процессе разработки непрерывно перемещается к его предельным контурам.

Подвигания фронта работ может быть параллельным, веерным и смешанным (рис. 8.3). Параллельное подвигание (а) происходит при обработке уступов заходками постоянной ширины; веерное перемещение (б) — при обработке уступов заходками различной ширины (при работе одного экскаватора) или заходками постоянной ширины, но при различной длине экскаваторных блоков (при работе нескольких экскаваторов). Смешанное подвигание фронта (в) представляет собой сочетание двух первых способов: одну часть карьерного поля разрабатывают с параллельным подвиганием, а другую — с веерным.

Интересностью горных работ характеризуют скорость подвигания фронта горных работ и уход работ на глубину.

Скорость подвигания фронта горных работ определяют по формуле

$$P_{\phi} = \frac{A}{L_{\phi} h}, \text{ м/год}, \quad (X.5)$$

где A — производительность карьера по горной массе, $\text{м}^3/\text{год}$; L_{ϕ} — длина фронта горных работ в карьере, м.

Скорость подвигания фронта на современных карьерах изменяется от 60 до 500 м в год и более.

Уход работ на глубину показывает, на сколько метров горные работы понижаются за единицу времени, обычно за год (рис. 8.4):

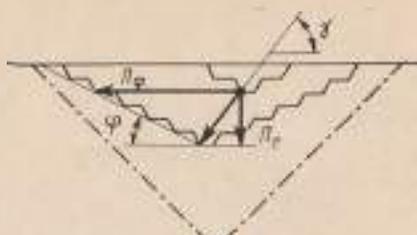
$$P_c = \frac{P_{\phi}}{\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \psi}, \text{ м/год} \quad (X.6)$$

или

$$P_r = \frac{A}{L_{\phi} h (\text{ctg } \varphi + \text{ctg } \psi)}, \text{ м/год}. \quad (X.7)$$

где φ — угол откоса рабочего борта карьера, градус; ψ — направление углубки карьера, градус.

Рис. X.4. Схема к определению ухода горных работ на глубину



Величина ухода работ на глубину составляет от 7 до 20 м/год и редко больше. Меньшие показатели ухода соответствуют карьерам со скалистыми породами и применению железнодорожного транспорта, более высокие — карьерам с мягкими породами и транспортом на гонимых конвейерах или автомобилями.

§ 3. Бестранспортные системы разработки

При бестранспортных системах разработки породы экскавирует, переваливает и обрабатывает пространство и размещают на внутреннем отвале вскрышками экскаваторами без применения транспортных средств. Бестранспортные системы применяют обычно при разработке горизонтальных или слабонаклонных (под углом 5—10°) пластов.

Бестранспортные системы просты в организационном отношении, отличаются низкой стоимостью работ, высокой производительностью труда.

Простая бестранспортная система разработки включает несколько схем экскавации. При использовании механической лопаты экскаватор устанавливается на кровле пласта подлежащего ископаемого и разрабатывают всю толщину покрывающих пород одним уступом (рис. X.5). Вслед за подвиганием породного уступа добывают полезное ископаемое.

Расчет данной схемы заключается в выборе рабочих размеров вскрышных экскаваторов в зависимости от мощности покрывающих пород. При этом пользуются зависимостями, которые устанавливают на условия равенства объемов выхода породы из вскрышной заходки V_1 к отвала породы в отвале V_2 .

Выход породы с единицы длины фронта работ

$$V_1 = AH_0 k_p, \text{ м}^3, \quad (\text{X.8})$$

где A — ширина заходки по целику, м; H_0 — мощность вскрыши, м; k_p — коэффициент разрыхления породы.

Выход отвала из единицы длины фронта работ

$$V_2 = AH_0 - 0,25A^2 \lg \beta, \text{ м}^3, \quad (\text{X.9})$$

где H_0 — высота отвала, м; β — угол откоса отвала, градус

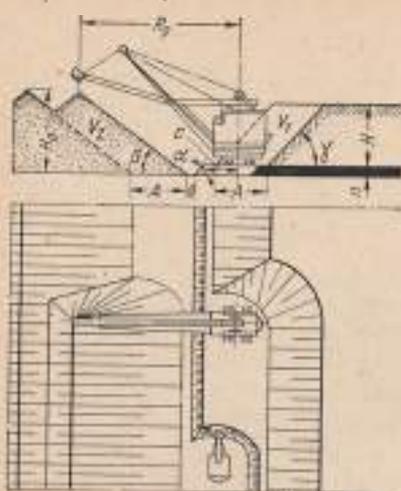


Рис. 5. Схема экскавации механической долотом.

Высота отвала

Высота отвала

$$H_0 = R_0 - c - a - h \operatorname{ctg} \alpha \operatorname{tg} \beta. \quad (X.13)$$

Допустимую мощность вскрытия определяют в зависимости от радиуса разгрузки экскаватора, мощности пласта полезного ископаемого и ширины заходки.

При использовании драглайна для непосредственной загрузки пустых пород в выработанное пространство его можно располагать на кровле вскрышного уступа или на промежуточном горизонте (рис. X.6).

В развернутом виде формулы для определения допустимой высоты породного уступа имеют вид:

при расположении драглайна на кровле вскрышного уступа

$$H = \frac{R_p - b + a + d + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A}{k_p (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma)}, \text{ м.} \quad (X.14)$$

где b — расстояние от оси вскрышного драглайна до верхней бровки породного уступа, м; γ — угол откоса породного уступа, градус; a — ширина предохранительной кладки, м;

при расположении драглайна на промежуточном горизонте:

$$H = \frac{R_p - b + a + d + h \operatorname{ctg} \alpha + 0,25A + H_{оп} \operatorname{ctg} \gamma}{k_p (\operatorname{ctg} \beta + \operatorname{ctg} \gamma)}, \text{ м.} \quad (X.15)$$

где $H_{оп}$ — высота верхнего вскрышного подступа, м. Высоту верхнего вскрышного подступа принимают равной не более 0,5—0,7 максимальной высоты разгрузки экскаватора.

Для размещения породы в отвал необходимо, чтобы $V_1 = V_2$, т. е.

$$AHk_p = AH_0 - 0,25A^2 \operatorname{tg} \beta. \quad (X.10)$$

Отсюда допустимая высота породного уступа

$$H = \frac{H_0 - 0,25A \operatorname{tg} \beta}{k_p}, \text{ м.} \quad (X.11)$$

Радиус разгрузки экскаватора

$$R_p = c + a + h \operatorname{ctg} \alpha + H_p \operatorname{ctg} \beta, \text{ м.} \quad (X.12)$$

где c — расстояние от оси вскрышного экскаватора до верхней бровки полезного ископаемого, м; α — расстояние от нижней бровки добычного уступа до основания отвала, м; h — мощность пласта полезного ископаемого, м; α — угол откоса уступа породного ископаемого, градус.

Усовершенная бес-
триспортная система
разработки. Если мощность
железняка значительна, а рабочие
размеры вскрышных экскаваторов
недостаточны для окончательного
размещения пород в выработках
пространстве, на оштукатуренном
отвале устанавливают вспомогательный
драглайн. Экскаватор три перевалке
породы освобождает добычной уступ
от завала породы и подготавливает
в выработанном пространстве
место для размещения породы
на очередной заходке.

В зависимости от размеров
вскрышного экскаватора и мощ-
ности покрывающих пород возможно
большее количество вариантов
системы разработки с
краткой тервалкой породы в от-
вал. На рис. X7 представлен ва-
риант, когда при удалении породы
вскрышным экскаватором про-
водится подлган подвалка нагста
полезного ископаемого

Объем вскрыши с единицы длины породной заходки

$$V = AHk_p, \text{ м}^3. \quad (X.16)$$

Перезакавируемую драглайном породу размещают в первом
 V_1 и во втором ярусе V_2 отвала. Драглайн для перезакавки породы
на отвале выбирают с учетом объема перезакавки породы
 $V_{1,2}$ и высоты первичного отвала H_0 .

Радиус черпака драглайна

$$R_{0,3} \geq b_1 + c_1 + H'_0 \text{ctg} \beta + a, \text{ м}, \quad (X.17)$$

где b_1 — половина ширины экскаваторного хода, м; c_1 — принимается
в зависимости от высоты уступа, мощности экскаватора и физико-механических
свойств пород (1—3), м; H'_0 — высота установки драглайна на отвале, м.

Радиус разгрузки драглайна

$$R_{0,4} \geq b_1 + c_1 + H''_0 \text{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (X.18)$$

где c_1 — расстояние от нижней бровки второго яруса отвала до
основания экскаватора, м; H''_0 — высота вторичного отвала, м.

Глубина черпака драглайна H_1 должна быть не менее высоты
вторичного отвала H''_0 . Высота разгрузки драглайна H_2 должна
быть не менее высоты вторичного отвала H''_0 .

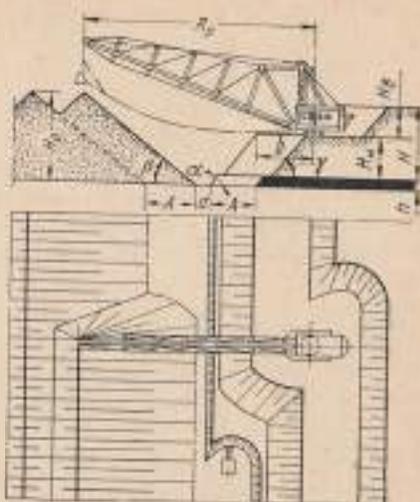


Рис. X.6. Схема экскавации драглайном, установленным на ароческучном
горизонте

Производительность драглайка на перевалке породы

$$Q_d = Q_b k_n \quad (X.19)$$

где Q_b — производительность вскрышного экскаватора; k_n — коэффициент перевалки.

Коэффициент перевалки представляет собой отношение объема перевалки пород к общему объему пустых пород, складываемых во внутренних отвалах.

Объем перевалки породы с единицы длины отвальной заходки

$$V_d = L(H_c - 0,25L \operatorname{ctg} \beta), \text{ м}^3, \quad (X.20)$$

где H_c — высота перевального отвала, м;

$$L = a + h(\operatorname{ctg} \alpha + \operatorname{ctg} \beta), \text{ м}^2, \quad (X.21)$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, м

Схему с драгной перевалкой породы в отвал применяют в тех же условиях, что и с непосредственной перевалкой, но при большей мощности покрывающих пород и пласта полезного ископаемого.

Пласт ископаемого разрабатывают обычно одним уступом механической лопатой. Карьерное поле вскрывают преимущественно комбинированным способом: бестраншейным — породные уступы и траншейным — добычные.

Основные достоинства систем с экскаваторной перевалкой породы в отвал: низкая стоимость вскрышных работ, обусловленная отсутствием затрат на их транспортирование, высокая производительность оборудования, простота организация работ. Недостатки: жесткая взаимосвязь между вскрышными и добычными работами, невозможность создания больших запасов полезного ископаемого, готовых к выемке, ограниченная область применения.

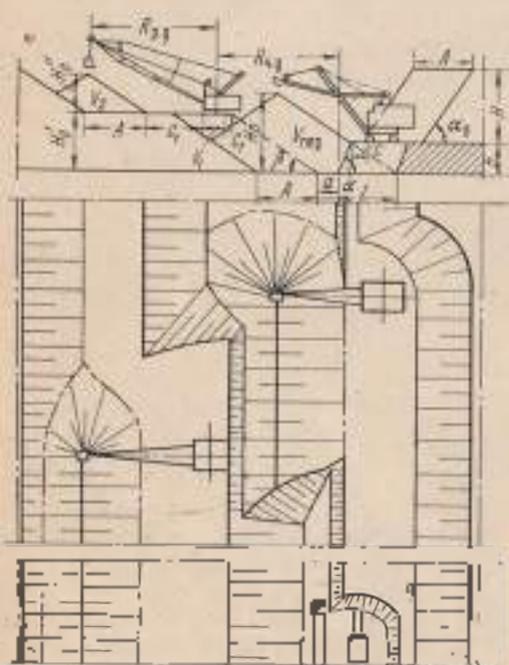


Рис. X.7. Вариант разработки с драгной перевалкой породы в отвал

§ 4. Транспортно-отвальные системы разработки

При транспортно-отвальных системах разработки для перемещения мягкой вскрышки из экскаваторных забоев во внутренние отвалы применяют специальные отвалообразователи. К ним относятся консольные отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты.

Системы разработки с применением консольных отвалообразователей целесообразны при разработке горизонтальных или слабонаклонных участков полезных ископаемых (бурых углей, огнеупорных глин, фосфоритов, железистых и марганцевых руд и др.). Их применяют в случаях, когда размеры экскаваторов недостаточны для непосредственной перевалки вскрышки во внутренние отвалы. Вскрышкой экскаватор грузит пустую породу в бункер отвалообразователя, откуда она поступает на ленту конвейера и сбрасывается в выработанное пространство. По мере отработки забоя отвалообразователь перемещается вслед за вскрышным экскаватором. Вскрытую часть полезного ископаемого забирают, а затем извлекают добычным экскаватором.

Практика показывает, что наибольшая эффективность системы достигается при использовании отвалообразователей на шагаконном и шагаконно-рельсовом ходу, работающих в сочетании с роторными экскаваторами.

При расчете технологических схем с использованием консольных отвалообразователей обычно решают следующие задачи: 1) по заданным параметрам системы разработки, главным из которых является высота вскрышного угла H_0 , определяют необходимые рабочие размеры отвалообразователя; 2) по известным рабочим размерам отвалообразователя определяют максимальную возможную мощность разрабатываемых вскрышных пород.

В зависимости от залегания и расположения горных залежей полезного ископаемого различают несколько технологических схем размещения отвалообразователя (к ним относят запасы полезного ископаемого, необходимые для нормальной работы карьера в данный период времени при отставке вскрышного коучекаса). Взаимосвязь элементов системы разработки с параметрами оборудования в каждой схеме различна.

На рис. X.8 показана технологическая схема, при которой подвешенные к кабелю запасы полезного ископаемого расположены под отвальной консолью отвалообразователя, а транспортная площадка — на кровле или почве пласта. При решении первой задачи определяют радиус и высоту разгрузки отвалообразователя.

Радиус разгрузки отвалообразователя

$$R_0 = c + l + b + B + k \operatorname{ctg} \alpha + \alpha \cdot H_0 \operatorname{ctg} \beta - l, \text{ м}, \quad (\text{X.22})$$

где c — условная ширина площадки, необходимой для безопасного движения и поворота отвалообразователя, м; l — ширина транс-

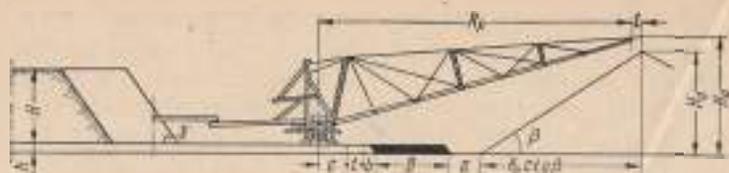


Рис. X.8. Технологическая схема определения параметров консольного отвалообразователя

портной площадки, м; b - безопасное расстояние между верхней бровкой уступа и транспортной площадкой, м; B - ширина полосы подготовленных взрывчатых закладок полезного ископаемого, м; h - высота плиты полезного ископаемого, м; α - угол откоса добычного уступа, градус; a - безопасное расстояние между нижними бровками отвала и добычного уступа, м; H_0 - высота отвала, м; β - угол откоса отвала, градус; l - горизонтальное расстояние свободного перемещения породы от оси разгрузочного барабана отвалообразователя до гребня отвала, м.

Высота разгрузки отвалообразователя

$$H_p = H_0 - h + 1,5, \text{ м}, \quad (\text{X.23})$$

где 1,5 - минимальное вертикальное расстояние между концом отвальной консоли отвалообразователя и гребнем отвала, м.

Высоту отвала H_0 определяют из условия равенства объемов вскрышной и отвальной заходки [см. формулу (X.10)]:

$$H_0 = H_p + 0,25A \operatorname{tg} \beta, \text{ м}, \quad (\text{X.24})$$

где A - ширина заходки по цепнику, м.

Установленные зависимости позволяют решать и вторую задачу - определить допустимой высоты вскрышного уступа для разработки заданным отвалообразователем.

Системы разработки с применением транспортно-отвальных мостов применяют при разработке горизонтальных пластов полезного ископаемого мощностью 25-30 м. Мощность покрывающих пород не должна превышать 50 м. Климатические условия должны быть благоприятными для работы ленточных конвейеров.

Транспортно-отвальный мост представляет собой самонесущую металлическую конструкцию с ленточными конвейерами, установленную в карьере по нормали к фронту работ и соединяющую вскрышную и отвальные стороны карьера по кратчайшему расстоянию. С мостом соединяются один или несколько вскрытых многокисловых экскаваторов, которые во время работы передвигаются вместе с ним со скоростью 4-8 м/мин (по рельсовым путям или на гусеницах) вдоль вскрышных уступов. Эксплуатационная порода перемещается в выработанные пространства карьера ленточным конвейером, установленным на ферме отвального моста. Отсыпка

породы мостом может производиться в одном пункте, т. е. в конце отвальной консоли, или в нескольких пунктах (раздельная отвалка).

Транспортно-отвальный мост обычно конструируется применительно к конкретным горнотехническим условиям месторождения (рис. X.9) [27]. Выбранные экскаваторы подбирают соответственно производительности транспортно-отвального моста. Основное отличие транспортно-отвального моста от консольного отвалообразователя — наличие двух (забойной и отвальной) опор. Это обеспечивает значительную устойчивость конструкции и позволяет иметь большую общую длину моста, достигающую в отдельных случаях 400 м.

Расположение опор транспортно-отвального моста может быть различным.

При работе с цепными многокошсовыми экскаваторами забойная опора транспортно-отвального моста располагается на рабочей площадке вскрытого уступа (рис. X.9, а—з). Совместная работа с роторным экскаватором обуславливает расположение забойной опоры моста на кровле добычного уступа (рис. X.9, в, и). Отвальная опора транспортно-отвального моста может быть расположена на предотвале (рис. X.9, б, з, и) или на добычном уступе (рис. X.9, а, в, г, д, е, ж).

Обычно мост движется вдоль карьера по рельсовым многопутным путям. По мере обработки уступа пути переключаются путетередиателами непрерывного действия, встроенными в мост или имеющими собственный ход. При движении транспортно-отвального моста может преодолевать подъемы пути в пределах 30%.

Транспортно-отвальный мост должен иметь пространственную подвижность, обеспечивающую его нормальную работу при некотором изменении горнотехнических условий разработки. Для этого главная ферма опирается на отвальную и экскаваторную опоры: центральными шаровыми пятами, которые позволяют поворачиваться мосту в горизонтальной плоскости на угол до 30° и обе стороны относительно оси моста.

Горизонтальная подвижность, т. е. возможность увеличивать длину моста, достигается устройством телескопической фермы или размещением забойной опоры на специальных салазках, которые могут перемещаться по нормали к линии фронта работ. Горизонтальная подвижность отвальных мостов составляет от 10 до 40 м. Вертикальная подвижность моста, т. е. возможность изменять разницу между отметками отвальной и забойной опор, составляет от ± 1 до ± 9 м. Она необходима для нормальной работы моста при изменении отметок кромки отвала, возможности голдельного ископаемого и т. д.

При транспортно-отвальной системе разработки возможны параллельное и верное перемещение фронта работ. Равномерное размещение породы в отвале при верном перемещении фронта

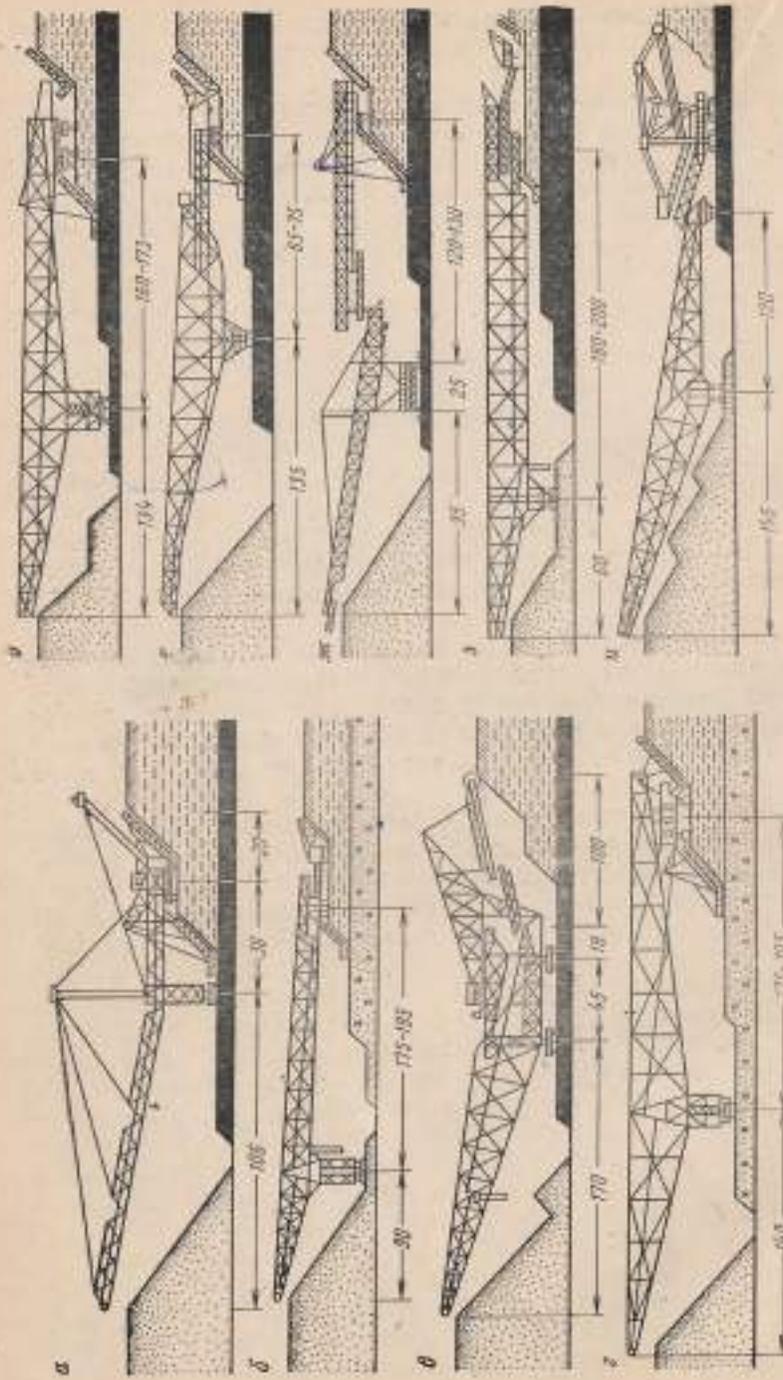


Рис. X.9. Технологические схемы с транспортными мостами, применяемые на парках Советского Союза:

а — Стрижаской; б — Камышбуржской; в — Юрколом; г — Юрколом; д — Камышбуржской; е — Севастополь-Голововастан; ж — Баландиной; з — Швейцарской; и — Баландиной; м — Швейцарской.

работ достигается за счет изменения соотношения скоростей забойной и отвальной опор моста в различных пунктах карьера.

При параллельном перемещении фронта работ содержание внутренних отвалов надежнее и проще, чем при встречном, так как отвалки их производится более равномерно.

Основными рабочими размерами транспортных отвальных мостов являются (табл. X.2): пролетные строения моста (или расстояние между опорами моста), ограничивающее поперечные размеры карьера и, следовательно, определяющее величину вскрытых за-

Таблица X.2

Характеристика транспортно-отвальных мостов, примененных на карьерах СССР

Показатели	Карьеры						
	Валдайский	Средне-Сибирский	Кедровский	Качинский	Качинский	Стрижский	Ширинский
Теоретическая производительность в чел/ч, чел/ч	1400	2300	1850	1300	3500	1050	3000
Общая длина моста, и длина отвальной консоли, м	265	318	333	280	336	142,2	307
Расстояние между опорами моста, и наибольшая высота отвала, м	136	134	170	90	140	106	146
Расстояние между опорами моста, и наибольшая высота отвала, м	16+40	160+13	45	70+80	75+25	76+9	115
Наибольший угол поворота главного моста в плане, градуса	45	46	64	50	41	36	50
Ширина ленты главного конвейера, и скорость движения ленты главного конвейера, м/с	1,65	1,8	1,8	1,5	1,8	1,2	1,8
Масса моста, т	4,6	3,7	4,0	3,0	3,8	3,7	3,5-5,44
Установленная мощность двигателей, кВт	2000	4105	2900	2250	3000	167	2300
	1360	2200	3000	980	1050	520	3620

расов, длина отвальной консоли и высота отвалки (расстояние от горизонта установки отвальной опоры моста до нижней части консоли), определяющие размеры отвала и мощность взрывов, которую можно обрабатывать на мост.

Достоинствами применения транспортно-отвальных мостов являются: интенсивность разработки, возможность селективной отвалки внутренних отвалов, высокая производительность труда рабочих, низкие затраты на добычу 1 м³ вскрышки. Недостатки: громоздкость и значительная стоимость применяемого оборудования, большой объем работ горно-каннельных работ по кровлению разрезной траншеи и для ввода моста в эксплуатацию, сезонность работы оборудования.

§ 5. Транспортные системы разработки

Транспортные системы разработки получили наибольшее распространение на карьерах СССР, так как их можно применять при самых разнообразных условиях залегания месторождений и любой мощности предприятий. При этих системах разработки перемещение горной массы в выработанное пространство или за контур карьера по полю осуществляется железнодорожным, автомобильным, конвейерным транспортом и их комбинацией в различных сочетаниях.

Основными достоинствами транспортной системы разработки являются: независимость друг от друга вскрышных и добычных работ, расщепленность горных работ, расположение транспортных коммуникаций на рабочих горизонтах, возможность более интенсивной разработки месторождения.

Наиболее трудоемким и дорогостоящим процессом системы является транспортирование вскрышных пород и полезного ископаемого. Поэтому выбор вида транспорта во многом определяет экономичность транспортной системы разработки. И хотя практикой горного дела определена область эффективности применения различных видов транспорта, в конкретных условиях целесообразность применения тех или иных средств транспортирования горной массы должна подтверждаться технико-экономическими расчетами.

Различают технологические схемы транспортной системы разработки с применением железнодорожного, автомобильного, конвейерного и комбинированного транспорта.

Системы разработки с железнодорожным транспортом применимы как при внешних, так и внутренних отвалах пустых пород. Расстояние транспортирования вскрыши достигает 10—15 км и более. Сравнительная экономическая эффективность применения железнодорожного транспорта возрастает с ростом грузооборота и снижается с увеличением глубины карьера. С увеличением расстояния транспортирования стоимость перевозка 1 т горной массы растет, а стоимость 1 т-км снижается. При выборе схем развития путей следует исходить из условия максимального обеспечения экскаваторов средствами транспорта. Это условие диктуется большим простоями экскаваторов (до 20—30% рабочего времени) в ожидании объема составов.

Производительная мощность карьеров может быть высокой, величина ее обычно ограничивается провозной способностью вскрышных траншей. Мощность локомотивов, тип и грузоподъемность вагонов для транспортирования горной массы, ширину колеи, тип рельсов выбирают в зависимости от масштаба работ и размеров перевозок. Тип и мощность экскаваторов, и свих очередь, зависят от масштабов работ и физико-механических свойств пород.

Основные элементы системы разработки: высоту уступа, ширину заходки, длину блока, длину фронта работ, углы откосов ра-

бочих уступов и другие, устанавливаяют с учетом горно-геологических и техниче-ских условий разработки месторождений.

На рис. X 10 показан вариант транс-портной системы с вывозкой породы на внешние отвалы при разработке односто-поровыми экскаваторами горизонтального пласта, прикрытого относительно неболь-шой толщей пород. При наличии мягких пород здесь могут быть использованы многоковшовые экскаваторы.

Транспортные системы разработки с вывозкой породы на внешние отвалы широко применяют в условиях разрабо-тки пластов и залежей с наклонным и крутым падением (рис. X 11). Карьеры при этом могут иметь глубину разрабо-тки 500 м и более.

Породные и добытые уступы разра-батывают последовательно и последо-вным порядком. На каждом новом горизон-те (уступе) проводят взездную и разрез-ную траншеи. Развитие фронта работ обычно параллельное. В одновременной разработке находится несколько уступов, что достигается прикрытием месторожде-ния внутренними траншеями сложной формы.

При многуступной разработке карье-ра обеспечивается независимость произ-водства вскрышных и добычных работ и возможность создания значительных за-пасов вскрытого полезного ископаемого.

Система разработки с внутренними отвалами заключается в том, что вскры-шу перевозят в думпкарах на внутренние отвалы и размещают в выработанном пространстве карьера. Применяют эту систему при разработке пласта полезного ископаемого на полную его мощ-ность.

Если по каким-либо причинам вся порода не может быть раз-мещена во внутренних отвалах, применяют систему разработки с перевозкой породы во внешние и внутренние отвалы.

Системы разработки с автохобильным транс-портом (рис. X 12) применяют при разработке залежей с огра-ниченными размерами в плане, а также крутопадающих штокооб-ранных месторождений со значительной глубиной залегания, при разработке месторождений сложной конфигурации и необходи-мости селективной добычи и в других случаях. Широкое применение

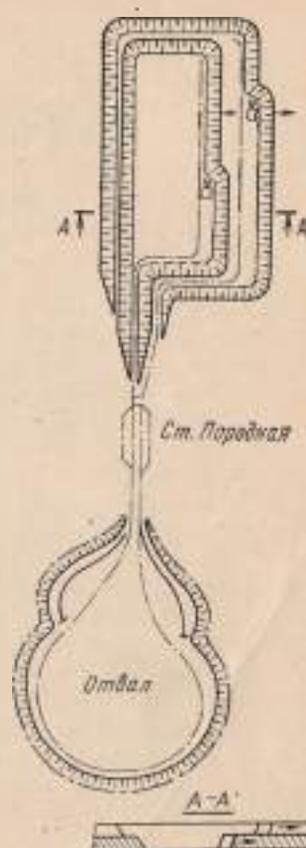


Рис. X 10. Вариант транспортной системы при разработке горизонтального пласта

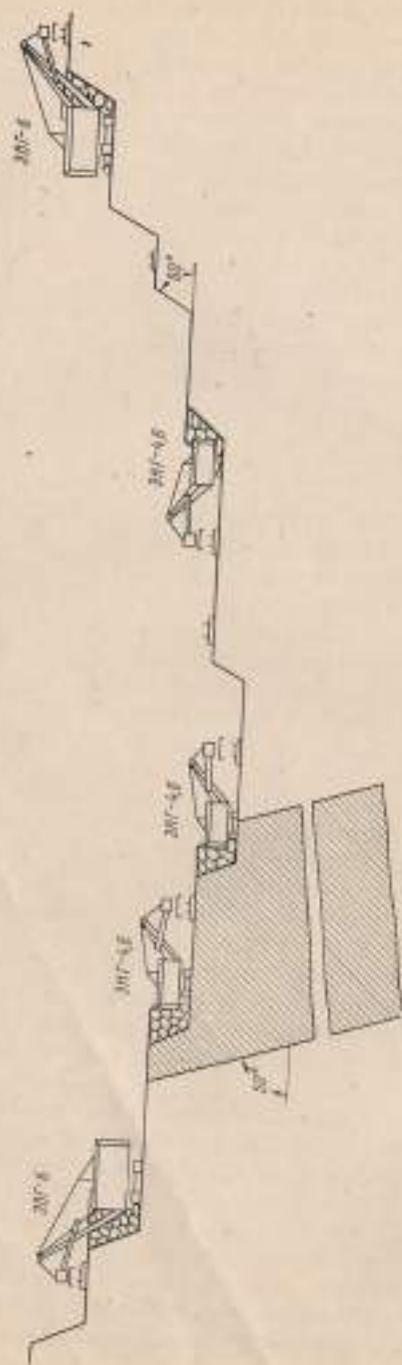


Рис. X.11. Транспортно-вскрышной система разработки круглого пласта

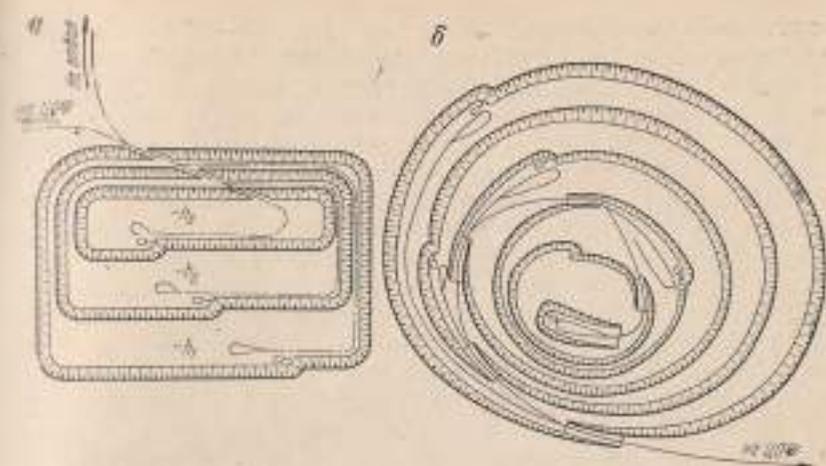


Рис. X.12. Система разработки с автомобильным транспортом:
а — горизонтальный пласт; б — шахта с круглым пластом

автомобильного транспорта в сложных горно-геологических условиях объясняется его преимуществами перед железнодорожным транспортом: высокой маневренностью, способностью преодолевать большие подъемы, автономностью подвижного состава.

При этой системе породу и автомобили грузят механическими лопатами и реже драглайнами. При рациональном сочетании емкости ковшей экскаваторов E , грузоподъемности автомашин q и расстояния транспортирования L должны находиться во взаимности [49]:

$$q = (4,5E + a)^{0,5} \bar{L}, \text{ т.} \quad (\text{X.25})$$

где a — коэффициент, зависящий от емкости ковша экскаватора ($a=3$ при $E \geq 4 \text{ м}^3$, $a=2$ при $E \leq 4 \text{ м}^3$).

Эффективность работы экскаваторов и транспорта в значительной степени зависит от принятой схемы заезда автомашин под погрузку к экскаватору и правильной организации маневров автомашин при погрузке и разгрузке породы.

При работе механических лопат и драглайнов изменяется направление и высота погрузки автомашин; наиболее производительной является нижняя погрузка с расположением автомашин на одном уровне с экскаватором. Верхняя погрузка целесообразна при небольшой высоте уступа и хорошей площадке для подъезда машины, применяется она в основном при проходке гралшей. По сравнению с системами разработки с железнодорожным транспортом, при автомобильном транспорте повышается возможность концентрации многопозульных работ за счет сокращения в два-три раза производительности экскаваторного фронта работ. При этом производи-

тельность экскаваторов увеличивается на 20—25% благодаря уменьшению простоев в ожидании автосамосвала. Темп углубления горных работ при такой организации выполнения выемочно-погрузочных операций увеличивается до 30 м/год. Кроме того, применение автогравиторга допускает вскрытие месторождения временными съездами, что обеспечивает его разработку с минимальными текущими коэффициентами вскрытия.

Системы разработок с конвейерным транспортом применяют в основном при разработке горизонтальных и пологих месторождений с малыми покрывающими породами.

Перед разработываемую многокопными, а иногда и одноконковыми экскаваторами, погрузками на ленточные конвейеры, которые транспортируют ее из карьера в отвал. В настоящее время создаются комплексы машин непрерывного действия производительностью до 12 тыс. м³/ч. Они включают роторные экскаваторы, систему ленточных конвейеров и конусовые отвалобразователи для приема вскрышных пород и укладки их в отвал, загрузочные и разгрузочные устройства и т. д.

При разработке горизонтальных и пологих пластов по транспортной системе с применением ленточных конвейеров вскрышная порода размещается во внешнем или внутреннем отвале. При внутреннем отвалобразовании (рис. X.13) [27] конвейерная линия состоит из забойных, поперечных и отвалных конвейеров, суммарная длина которых определяется параметрами карьера.

При транспортной системе разработки с внешним отвалобразованием (рис. X.14) основной является схема транспортирования, состоящая из забойного, поперечного и наклонного конвейеров в карьере, магистрального — на поверхности, наклонного, поперечного и отвалного — на отвале.

Важным условием эффективной эксплуатации конвейерного транспорта является обеспечение постоянной длины забойной и отвалной конвейерных линий. Для выполнения этого условия стремятся карьере придать форму прямоугольника, а фронт горных работ перемещать параллельно. При первом перемещении фронта горных работ практически всегда изменяется длина забойных (и при внутреннем отвалобразовании и отвалных) конвейеров, что усиливает работу конвейеров. Однако за счет второго перемещения фронта горных работ возможно увеличение текущих коэффициентов вскрытия и качества добываемого полезного ископаемого. Выгодность того или иного направления перемещения фронта горных работ определяется технико-экономическими расчетами.

Размеры вскрышных и отвалных закладок, высота уступа и другие элементы системы определяются параметрами забойных экскаваторов и отвалобразователей, требуемой интенсивностью разработки и физико-механическими свойствами пород.

Более сложными карьерами нашей страны разрабатывают скальные породы. Для внедрения на этих карьерах конвейерного транс-

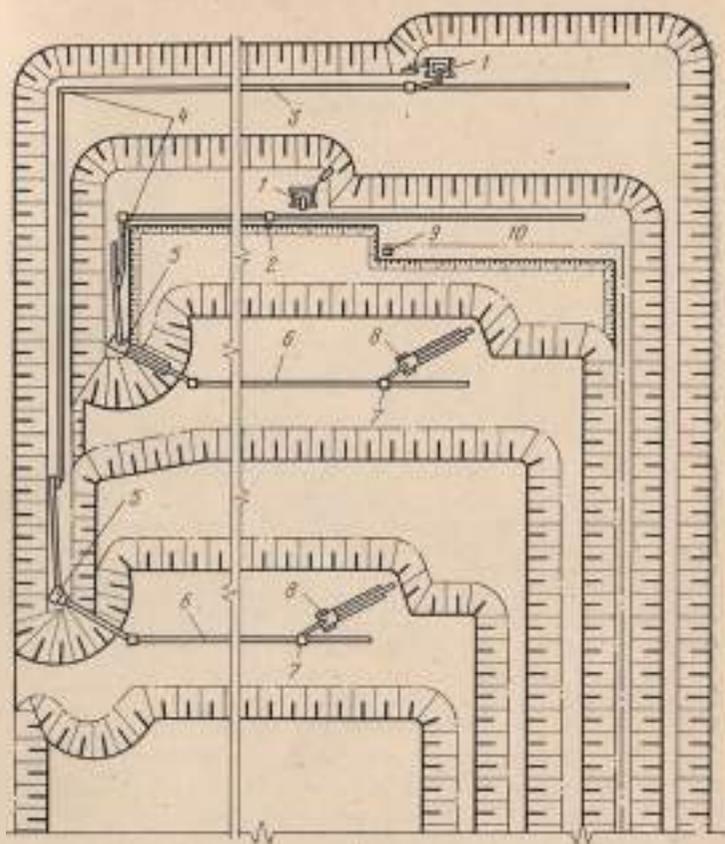


Рис. X.13. Транспортирующая система разработки с конвейерной доставкой породы на внутренние отвалы:

1 — роторный экскаватор; 2 — галтовочный бункер; 3 — забойный конвейер; 4 — конвейерный конвейер; 5 — конвейерный отвальный отвалеобразователь-перегружатель; 6 — отвальный конвейер; 7 — разгрузочная тележка; 8 — конвейерный отвальный отвалеобразователь; 9 — забойный экскаватор; 10 — ось транспортный конвейерный для доставки полезного ископаемого

пирта размер куска породы не должен превышать 350—400 мм. Наиболее лучшие методы позволяют получить около 80% горной массы, пригодной для транспортирования конвейерами.

Для вторичного дробления оставшейся горной массы необходимы специальные дробильные установки. Кроме того, для обеспечения поточности разработки скальных пород необходимо применять грузочные агрегаты непрерывного действия. Эти трудности обуславливают внедрение на карьерах в первую очередь циклическо-поточной технологии. Для работы по этой технологии используются экскаваторы циклического действия, высокогрузные автосамосвалы,

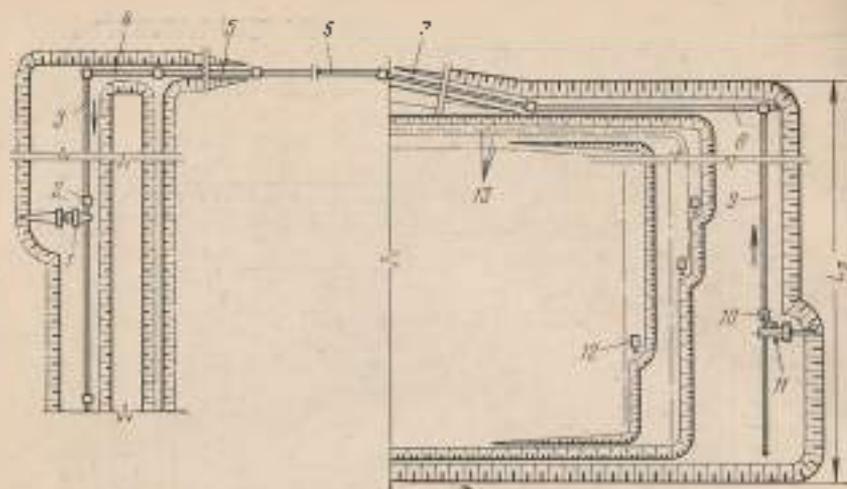


Рис. X 14. Транспортная система разработки с конвейерной доставкой породы на внешние отвалы:

1 — конвейерный отвалобразователь, 2 — радиальный подъемник, 3 — стальной конвейер, 4 — поперечный конвейер из отвала, 5 — наклонный конвейер на отвале, 6 — магистральный конвейер, 7 — наклонный конвейер в карьере, 8 — поперечный конвейер в карьере, 9 — рабочий конвейер, 10 — загрузочный бункер, 11 — раздаточная машина, 12 — дробильно-экскватор, 13 — ось транспортировки конвейерной для доставки полезного ископаемого.

ленточные конвейеры, шестовые и конусные дробилки. При этом возможны две схемы: циклично-поточной технологии [27].

Схема I — одноковшовый экскаватор с забойными передвижными и стационарными дробильными установками и конвейерным транспортом (рис. X 15). При работе по этой схеме разрушенную взрывом горную массу грузят одноковшовыми экскаваторами в бункер дробильной установки и забойными и магистральными конвейерами транспортируют по конвейерному подъемнику, который доставляет ее на обогатительную фабрику или в отвалы.

Схема II — одноковшовый экскаватор с автомобильным транспортом, стационарными и полустационарными дробильными установками, а также наклонными конвейерными подъемниками. На рис. X 16 показан вариант транспортной системы разработки этой схемы, разработанный Днепронетровским горным институтом для карьера Ингулецкого ГОКа в Кривбассе. По этому варианту горную массу в забоях грузят экскаваторами в автогаиосвалы или автоплатформенцы, которые доставляют ее к приемным устройствам механических дробилок, установленных на концентричных горелонгах. Раздробленная до 350—400 мм порода поступает на наклонные конвейерные подъемники и выдается из поверхности; руда доставляется на обогатительную фабрику также при помощи конвейеров.

Применение системы разработки с конвейерным транспортом значительно повышает производительность труда в карьерах, со-

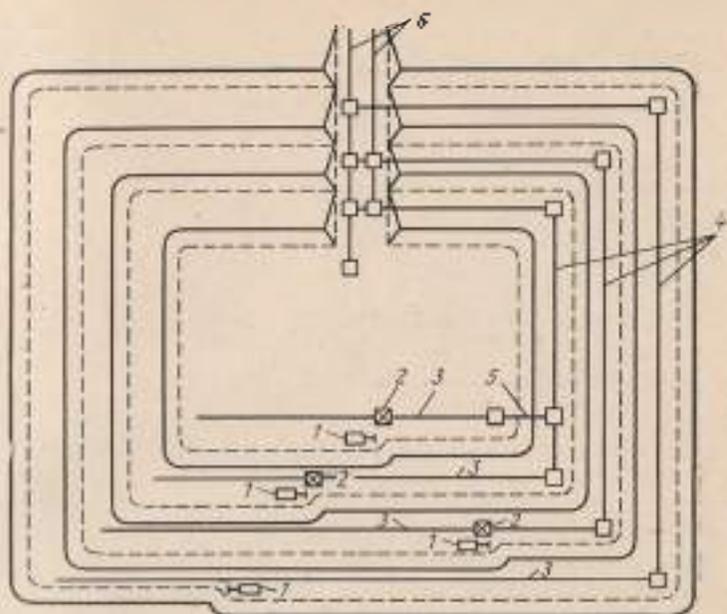
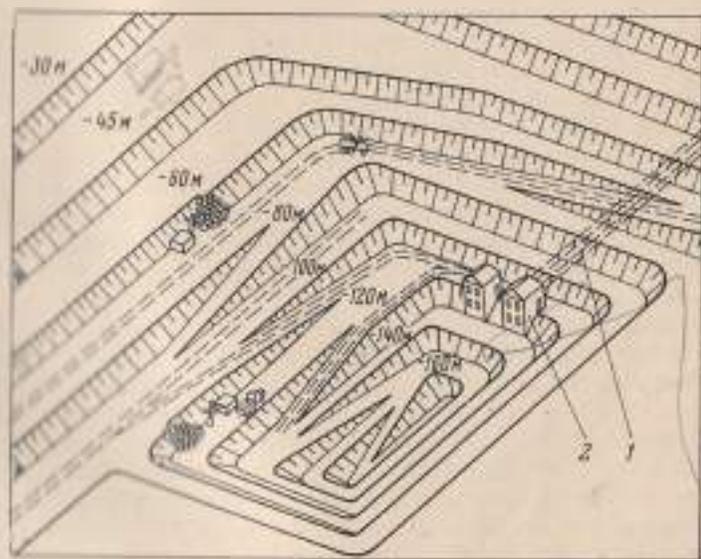


Рис. X.15 Система разработки с конвейерным транспортом

показаны диаметры, 1 — передаточная дробилка; 2 — мобильные конвейеры, 4 — конвейерный конвейер, 5 — конвейерный передаточный пункт, 6 — диаметр ствола



X.16. Вариант транспортной системы разработки с комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом:

1 — шахтный ствол, 2 — дробильные установки

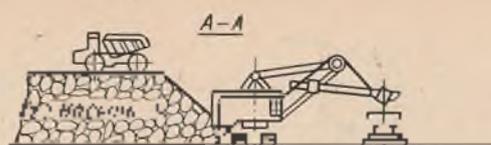
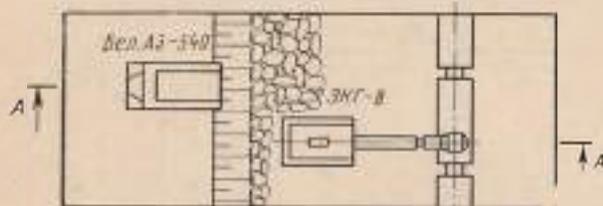


Рис. 3.17. Схема устройства экскаваторного перегрузочного пункта



крашает объемы горно-капитальных работ, увеличивает текущие коэффициенты вскрытия, обеспечивает возможность полной автоматизации процесса транспортирования горной массы. Основным недостатком — особые требования к свойствам и крупности транспортируемого материала.

Системы разработки с применением комбинированного транспорта возможны в различных вариантах и являются наиболее перспективными. Отличительной особенностью этой системы является: последовательный ввод, а затем и одновременная эксплуатация нескольких видов транспорта; взаимозаменяемость между отдельными составляющими комбинированного транспорта; наличие перегрузочных устройств в карьере для перегрузки горной массы с одного вида транспорта на другой; формирование концентрационных горизонтов, на которых устраиваются перегрузочные пункты.

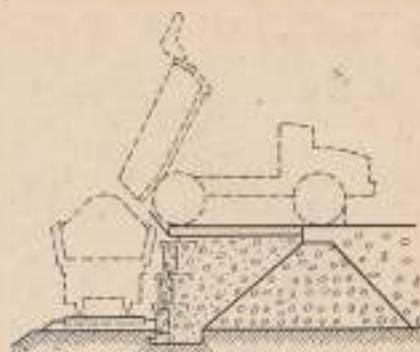
Наиболее распространены следующие схемы системы разработки с комбинированным транспортом:

1. Однокопьевиый экскаватор с автомобильным транспортом на нижних горизонтах карьера, перегрузочное устройство, железнодорожный транспорт на верхних горизонтах и на поверхности, однокопьевиый экскаватор с железнодорожным транспортом на верхних горизонтах карьера.

2. Однокопьевиый экскаватор с автомобильным транспортом внутри карьера, стационарный перегрузочный пункт на поверхности вблизи борта карьера, железнодорожный транспорт на поверхности.

3. Однокопьевиый экскаватор грузит породу в автомобильный транспорт, который доставляет ее к перегрузочным пунктам, расположенным на концентрационных горизонтах. После перегрузки горной массы подъем ее по борту карьера осуществляется ленточными конвейерами. На поверхности горная масса и в дальнейшем транспортируется конвейерами или перегружается в железнодорожный транспорт.

рис. X.18 Схема эстакады для непосредственной перегрузки из автосамосвалов в думпкеры



4. В отличие от третьей, эта схема предусматривает транспортирование горной массы по борту карьера в скипах.

Применение системы разработки с автомобильно-железнодорожным транспортом целесообразно в карьерах с большими объемами работ и значительными расстояниями транспортирования на поверхности, при эксплуатации месторождений с уменьшающейся на глубину мощностью залежи. Эксплуатация карьера в первый период осуществляется с применением автомобильного транспорта до глубины 80—100 м, после чего переходят на комбинированный вид транспорта.

Перегрузка горной массы из автосамосвалов в думпкеры может быть экскаваторной, непосредственной и бункерной [27].

Достоинства экскаваторной перегрузки (рис. X.17): возможность применения нескольких конгрузочных механизмов и одновременной погрузки в несколько составов, простота устройства и переноса.

Недостатки: большие капиталовложения на приобретение экскаваторов, необходимость больших площадок для складирования горной массы.

Устройство для непосредственной перегрузки горной массы из автосамосвалов в думпкеры (рис. X.18) не требует капиталовложений, в связи с чем и себестоимость перегрузки в 4—5 раз ниже экскаваторной.

Бункерная перегрузка по сравнению с непосредственной более дорога, но в какой-то мере обуславливает более жесткую связь между отдельными составляющими комбинированного транспорта за счет нахождения определенного количества горной массы в бункерах.

Исследования ряда институтов показали, что использование автомобильно-железнодорожного транспорта эффективно до глубины 250—300 м [36]. Дальнейшее увеличение глубины разработки приводит к такому увеличению расстояния транспортирования, когда становится невыгодным выдавать горную массу на поверхность автомобильным или железнодорожным транспортом. Это

обуславливает переход на автомобильно-конвейерный транспорт, который обеспечивает возможность выдачи из карьера горной массы по выработкам с большим наклоном, чем при автомобильном и железнодорожном транспорте, что сокращает расстояние транспортирования и уменьшает разнос борта карьера. Кроме того, автомобильно-конвейерный транспорт является основой дилучно-поточной технологии, которая обеспечивает более высокую производительность погрузочного оборудования и увеличение интенсивности разработки.

При глубине разработки более 150 м выгоден скиповый подъем горной массы. Ориентировочно область его эффективного использования ограничивается глубиной 400—450 м. С увеличением глубины карьера резко снижается производительность скипового подъема. Угол подъема горной массы 18—45%, грузоподъемность скипов 15—50 т, скорость движения 5—8,5 м/с, часовой производительность от 2000 до 15000 т.

§ 6. Комбинированные системы разработки

Комбинированные системы разработки представляют собой сочетание бестранспортных, транспортных и транспортно-отвальных систем. Их применяют на месторождениях, на которых вся вскрыша не может быть отработана по одной, наиболее экономичной системе — бестранспортной или транспортно-отвальной. При этом толщу вскрышных пород разбивают на две зоны с таким расчетом, чтобы нижнюю зону можно было разрабатывать по бестранспортной или транспортно-отвальной системе, а верхнюю — по транспортной системе. Усредненные технико-экономические показатели при комбинированной системе получаются лучше, чем при одной транспортной.

$$C = \frac{C_0 V_0}{V_0 + V_n} + \frac{C_n V_n}{V_0 + V_n}, \text{ руб./м}^3, \quad (X,26)$$

где C — себестоимость вскрышных работ при комбинированной системе разработки, руб./м³; C_0 , C_n — себестоимость разработки вскрыши соответственно нижней зоны (основной уступ) и верхней зоны (передовой уступ), руб./м³; V_0 , V_n — объем вскрышных пород соответственно на основном и передовом уступе, м³.

Верхняя зона вскрышных пород, разрабатываемая по транспортной системе, может иметь два или несколько уступов.

От комбинированных систем открытой разработки следует отличать комбинированную разработку месторождения — разработку одного и того же месторождения открытым и подземным способами.

В зависимости от последовательности применения во времени открытого и подземного способов разработки относительно друг друга различают несколько характерных вариантов комбинированной разработки:

совместная разработка, когда месторождение эксплуатируется открытым и подземным способами одновременно;

повторная разработка, когда после отработки месторождения подземным способом переходит на открытые работы, посредством которых отработываются лотерящие при подземной разработке запасы;

последовательная разработка, когда после отработки месторождения открытым способом до определенной глубины переходят на подземный способ добычи.

Примерами комбинированной разработки может служить разработка месторождений: Гайского меднорудного, Никитовского ртутного, некоторых месторождений в Кривбассе и др.

Достоинствами комбинированной разработки месторождений являются рациональное использование недр и интенсификация разработки.

§ 7. Техничко-экономические показатели и области применения различных систем разработки

Наиболее экономичной является бестранспортная система разработки. Наибольшие производственные затраты имеют место при транспортной системе. Сравнительные данные по затратам на 1 м³ вскрыши при различных системах разработки в процентах следующие: бестранспортная — 100, транспортно-отвальная — 110—130, транспортная — 300—400, специальная с гидромеханизацией — 400—500 и комбинированная — 250—300.

В некоторых случаях применение консольных отвалообразователей в комплексе с роторными экскаваторами обеспечивает более низкую стоимость 1 м³ вскрыши даже по сравнению с усложненными бестранспортными системами.

Доли применения различных систем разработки на железорудных карьерах (%) приведены ниже.

Транспортная:	
с железнодорожным транспортом	54,9
с автотяжелым транспортом	41,5
Бестранспортная	2,3
Транспортно-отвальная	1,5
Специальная (гидромеханизация и бульдозеры)	0,5

Ниже приведены данные о себестоимости вскрыши на передовых горнодобывающих предприятиях СССР (руб/м³).

Сербский карьер	0,68
Сосновский карьер	0,64
Иванов ГОК	0,76
Никольские марганцевые карьеры	0,24

Влияние вида применяемого транспорта на себестоимость 1 м³ вскрытия иллюстрируется следующими данными по Михайловскому карьере КМА: автотранспорт — 0,85, железнодорожный транспорт — 0,45 и конвейерный транспорт — 0,33 руб.

§ 5. Усреднение качества руды на карьере

Некоторые железные ископаемые могут быть использованы сразу же после их добычи. Большинство же ископаемых для непосредственного использования непригодны вследствие неудовлетворительного содержания в них основных железных компонентов. Эти ископаемые являются лишь сырьем для переработки в продукцию требуемого качества.

Из всех запасов железных руд в СССР около 30% подлежат непосредственно металлургическому переделу, остальные требуют предварительного обогащения. Современная металлургия предъявляет повышенные требования к качеству железных руд, к постоянству их химического и гранулометрического состава, что позволяет стабилизировать и ускорить процесс плавки, повысить производительность доменных печей и сталеплавильных агрегатов, снизить себестоимость выплаки металла. Стабилизация качества руд дает большой эффект и в обогатительном переделе. Технологические показатели обогащения повышаются, если на обогатительную фабрику в течение определенного периода поступает однородная по составу руда, так как это позволяет строго выдерживать подобранный технологический режим обогащения.

Постоянство качества руд достигается их усреднением. Под усреднением понимают смешивание в рациональном соотношении однородных железных ископаемых с разным содержанием полезного компонента с целью получения сырья заданного качества. Усреднение является важным звеном технологии горного производства, особенно в карьерах, с резкими колебаниями качественных показателей добываемых руд. Причинами этого колебания могут быть: различный вещественный состав рудных тел, слагающих месторождение; разубожкивание полезного ископаемого при рыхлении и погрузке и др.

Основные способы усреднения: внутрикарьерное, на рудных складах и бункерное.

Внутрикарьерное усреднение производится путем доставки автомобилями из забоев различных руд в рассчитанном соотношении.

Для внутрикарьерного усреднения руд следует детально изучить вещественный состав рудной массы, выявить ее разнородности по содержанию основных компонентов и установить пространственное расположение этих разнородностей по отдельным горизонтам и блокам.

Наиболее широкие возможности внутрикарьерного усреднения руд имеются у транспортной системы разработки с применением

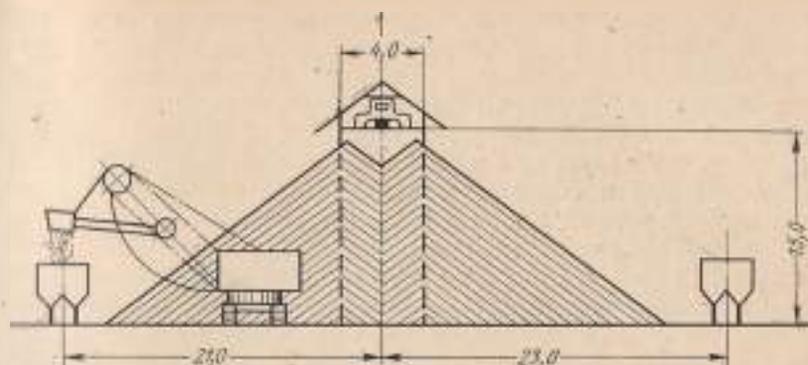


Рис. X.19. Схема усреднительного эстакадного склада

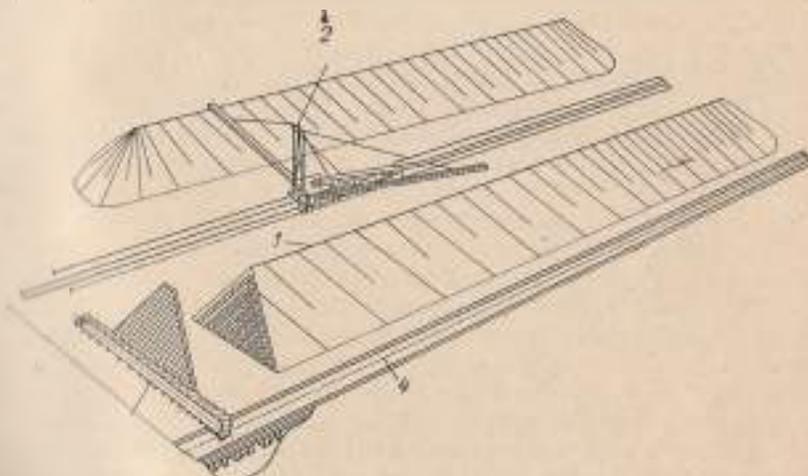
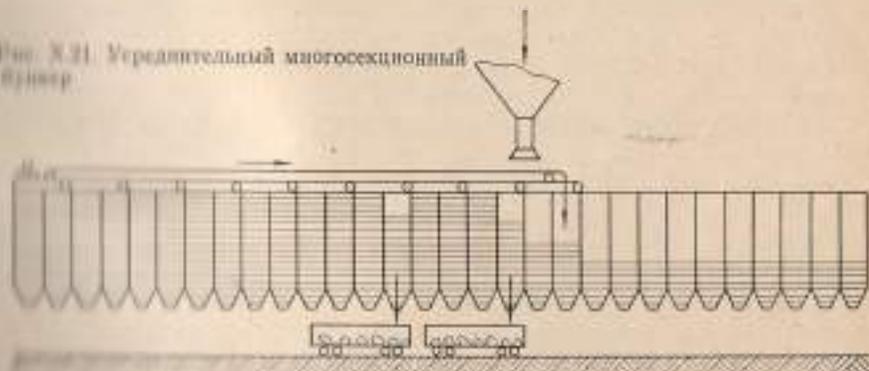


Рис. X.20. Схема усреднительного безэстакадного склада:

1 - конвейер; 2 - конус; 3 - отвалсформоваль; 4 - перекрутки (греблеймар)

Рис. X.21. Усреднительный многосекционный бункер



конбинированного автомобильно-железнодорожного транспорта. При этой системе усреднение руд происходит не только на добычных участках, но и на перегрузочных площадках, которые в этом случае выполняют функции усредняющих складов.

Технология усреднения руд на перегрузочных площадках включает подачу и разгрузку на них (автосамосвалами) отдельных разновидностей руд в определенной последовательности и дальнейшую погрузку рудной массы в железнодорожные вагоны также в определенной последовательности.

Усреднение на складах наиболее результативное и получило наибольшее распространение. Склады руды создаются внутри карьера, на поверхности вблизи карьера или в любом другом рациональном месте. Рудные склады предназначены не только для усреднения руд, но и для нахождения, хранения и перегрузки полезного ископаемого из одного вида транспорта в другой [49].

Склад представляет собой рудный штабель треугольного сечения высотой 15—20 м и емкостью 40—50 тыс. т. Руда в штабеле отсыпается постоянно (700—1000 слоек). В аэрадных складах руда отсыпается с конвейерной галереи (рис. X.19). Отгрузка руды на автомобильный или железнодорожный транспорт производится экскаватором с торца штабеля. Консоль экскаватора при черпании руды из штабеля переоседает все слои, что обеспечивает смешивание руд с разным содержанием полезного компонента.

В безаэрадных складах (рис. X.20) полойная укладка различных сортов руды производится консольными отвалобразователями. Разгрузка штабеля осуществляется вразрез ранее уложенных слоев режущим устройством на установленный уровень штабеля конвейер.

Букерное усреднение осуществляется путем полойного заполнения ряда бункеров горизонтальными слоями руды при помощи цепочкового конвейера и выгрузки ее вертикальными слоями, образующимися при истечении руды из отдельных секций (рис. X.21).

При всех способах усреднения должна быть налажена четко действующая служба контроля качества руды в процессе ее добычи, транспортирования, хранения и передела.

Глава XI

ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В СЛОЖНЫХ УСЛОВИЯХ

§ 1. Добыча полезных ископаемых в гористой местности

При разработке месторождений в гористой местности создаются сложные условия для добычи руд из-за естественности наклонности, не позволяющей размещать основные оборудование при зарезке. Это, в свою очередь, сдерживает развитие горных работ.

При покрытии склонов горы наносится первоначальную трассу

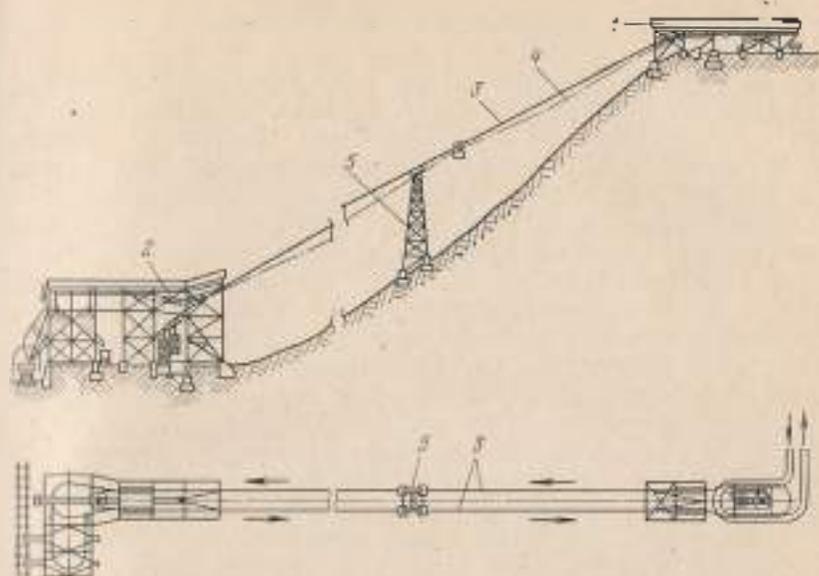


Рис. XI.1. Схема кабельной дороги

вкладывают бульдозером с последующим разбуриванием массива скажинами. В скальных породах целесообразную зачатку можно осуществлять минными штольнями. Наиболее трудоемкими являются работы по нарезке первых горизонтов на косогоре из-за трудности размещения буровых станков.)

Добытое в карьере на косогоре железное ископаемое транспортируют по сильно пересеченной местности через ущелья, реки, застреленные районы, при значительном перепаде высот. В этих условиях целесообразным видом транспорта является канатные железные дороги (рис. XI.1). Канатная подвесная дорога состоит из погрузочной 1 и разгрузочной 2 станций, несущего 3 и тягового 4 канатов, опор 5. На роликках по несущему канату движется груз в вагонетках грузоподъемностью 0,25—0,5 т со скоростью 0,5—3,15 м/с. Канатные дороги бывают одноканатные и двухканатные.

Производительность канатных дорог определяют из выражения

$$P_{к.д.} = \frac{2630Gv}{a}, \text{ т/ч}, \quad (XI.1)$$

где G — грузоподъемность вагонетки, т; v — скорость движения вагонеток, м/с; a — расстояние между вагонетками, м.

Достоинства канатных дорог: высокая стоимость транспортировки железного ископаемого, возможность применения их при любом рельефе и в любых условиях круглый год, возможность

доставки полезного ископаемого с любой высоты и разгрузки в любой точке.

Рудоспуски — вертикальные или наклонные горные выработки круглого или прямоугольного сечения, предназначенные для перепуска горной массы с отработавшего уступа на откаточный горизонт (рис. XI.2). Минимальное сечение рудоспуска принимают из условия $d_r \geq 3d_k$, где d_k — максимально допустимый размер куска. Карьерные рудоспуски в недостаточно крутых породах крепят бетонной кривою. Кроме рудоспуска проходит восстающий и через 10—12 м сантиметровые ходы для контроля за движением руды. В нижней части рудоспуска образуют аккумулялирующую емкость для увеличения производительности и сохранения выпускных устройств от разрушения. Для предотвращения перескоков перепускаемой горной массы используют буферный столб $h_0 = 15 \div \div 30$ м, который постоянно пополняют по мере выпуска руды.

Рудоскаты применяют при перепуске руды по естественным склонам карьеров (рис. XI.3). Различают наклонные рудоскаты с углом наклона до 45° , крутые — $45-60^\circ$ и весьма крутые. Рудоскаты с бункерами и погрузочными устройствами высотой 60—80 м применяют при сезонной разработке или в районах с мягким климатом. Рудоскаты без погрузочных устройств восточнее по устройству, их применяют в любых климатических условиях.

Перегрузку перепускаемой горной массы в транспортные средства организуют из расчета обслуживания одним экскаватором (погрузчиком) двух рудоскатов. Во время перепуска горной массы по одному рудоскату на приемной площадке другого перегружают полезное ископаемое в транспортные средства.

Порядок отработки горизонтов (рис. XI.4). Направление развала отбываемой руды по устиранию рудной залежи при панельном способе отработки обеспечивает постоянный режим работы в течение всего периода эксплуатации. Горизонт отработывают одним слоем, а по мере продвижения фронта, в выработанном пространстве нарезают панели нижележащих горизонтов, в результате чего сокращается в 1,5—2 раза объем горно-капитальных работ по сравнению с фронтальным способом отработки горизонтов. Количество панелей в слое и способ вскрытия горизонтов зависят от производительности карьеров и мощности рудного тела. Различают фланговое, центральное и смешанное вскрытие горизонтов.

При фланговом вскрытии в одностороннем выезде на каждом горизонте имеется только одна панель. Горизонт вскрывают одной разрезной траншеей на одном из торцов карьера. При возможности устройства двустороннего выезда горные работы развиваются от обоих торцов карьера с отработкой горизонта двумя панелями навстречу друг другу.

По середине карьерного поля поперечные разрезные траншеи проходят при центральном вскрытии. Работы развивают от центра в обе стороны к торцам карьера.

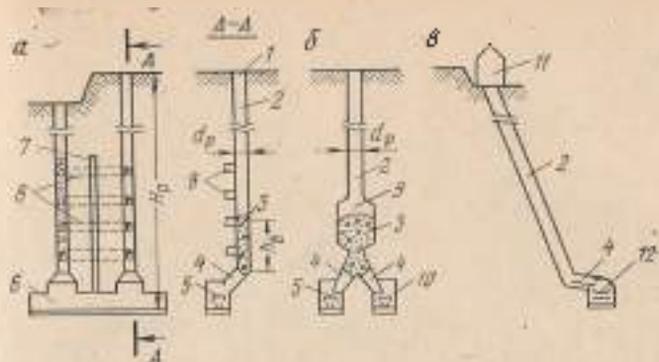


Рис. XI.2 Карьерные рудопуски

а — разрезная вертикальная, б — то же с аккумуляционной камерой; 1 — внешний наклонный; 2 — уступ; 3 — буферный стои; 4 — амбарные устройства; 5 — дунка, 6 — шпатель; 7 — контрольный выносной; 8 — смотровые ходы; 9, 10 — вакуумирующая и подогревающая камеры; 11 — шарнирный туннель с забойкой; 12 — смеситель

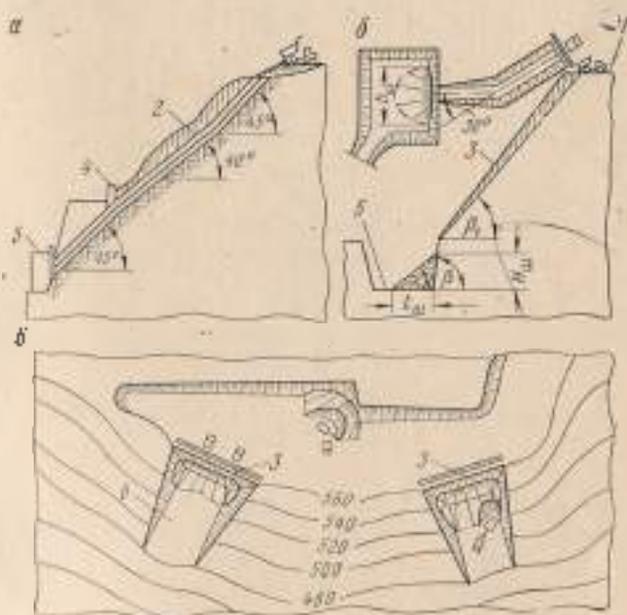


Рис. XI.3 Карьерные рудопуски

а — разрезная с бункерами и погрузочными устройствами; б и в — разрезная с погрузочными устройствами; г — разгрузочная площадка; 1 — футерованный и нефутерованный скаты; 2 — защитная сетка; 3 — бункер с погрузочными устройствами; 4 — ориентирная площадка

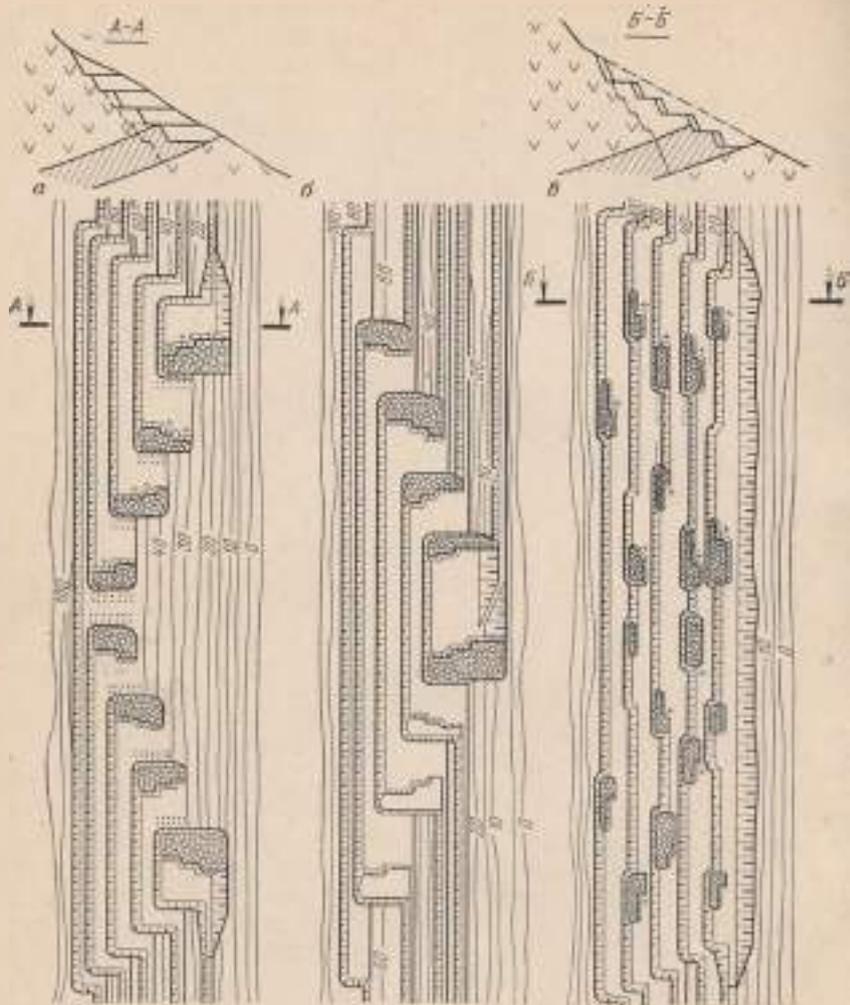


Рис. XI.1. Обработка горизонтов на кососоре с поперечным и продольным переизменением фронта

Особенности отвалообразования. В соответствии с характером вмещающих пород и применяемым видом транспорта широкое распространение на карьерах в гористой местности получили бульдозерные отвалообразования. Плужные и экскаваторные отвалы в этих условиях применяют редко при размещении их на подогне кососора или у отрогов горных хребтов. Технология отвалообразования в гористой местности при бульдозерных отвалах не отличается от технологии таких же отвалов на равнинной местности.

Отличие бульдозерных отвалов в гористой местности от аналогичных отвалов в равнинной местности:

1. В гористой местности высота бульдозерных отвалов может достигать 200 м и более. Предпочтению отдает образованию грунтово-каменных отвалов при криволинейной форме фронта.

2. При интенсивном движении машины в стесненных условиях на грунтово-каменных отвалах применяют кольцевые схемы движения автотранспорта. В остальных случаях — веерные схемы.

3. При неустойчивом состоянии отвального откоса применяют многослойное отвалообразование с разгрузкой самосвалов под откос; лишь в некоторых случаях самосвалы перед разгрузкой закрываются.

4. Для предотвращения опрокидывания самосвалов при разгрузке у верхней бровки отвала оставляют предохранительный вал, тщательно планируемый бульдозером.

Выбирая способ отвалообразования и определяя устойчивость откосов, необходимо учитывать прочность складываемых пород и изменение их состава во времени, так как, учитывая взаимодействие складываемых пород с породами основания, можно определить с достаточной степенью точности устойчивость высоких отвалов. Для предотвращения оползневых деформаций отвальных откосов целесообразно проверять расчетным путем несущую способность основания отвала. Кроме того, на устойчивость отвальных откосов влияют конфигурация ложа отвала и климатические условия. В лучших условиях находятся отвалы, имеющие противоупор, представляющий противоположный уклон ущелья или долины. В этих условиях оползневые и осадочные деформации не наблюдаются или выражены незначительно.

§ 2. Добыча полезных ископаемых в сложных климатических условиях

Многие месторождения полезных ископаемых расположены в районах с суровыми климатическими условиями. В условиях низких температур мерзлая порода плохо поддается бурению. При наличии снежных покровов усложняется доставка станков с уступ на уступ, особенно при пережатиях их по косогору, сильные ветры нарушают устойчивость станков, ухудшается видимость подвальной точки и при туманах. В течение время года затрудняется сокращение пробуренных скважин ввиду пропекновения в них воды и образования ледяных пробок на границе вечной мерзлоты и оттаявшего массива.

Наносы (глины и суглинки) летом оттаивают только на 1,5—2 м, оттаявший слой затрудняет передвижение горной техники, обрушаются стенки скважин.

При зарывании скважин взрывчатые вещества длительное время соприкасаются с вечной мерзлотой, увлажняются, снижается их взрывчатость, а вместе с этим и качество взрыва. Наличие

снега на подошве затрудняет монтаж ларвной сети и создает дополнительное сопротивление взрыванию.

Для создания благоприятных условий работы на нескольких смежных горизонтах производится каскадная взрывы, которыми одновременно оббивают 300—400 тыс. м³ горной массы. При этом необходимо обеспечить равномерное распределение оббиваемого массива на горизонтах. Невыполнение этого условия ведет к дополнительным простоям оборудования.

При выборе системы разработки и ее параметров необходимо учитывать значительное в условиях Севера удорожание рабочей силы, материалов и др. В гористой местности ущелья, крутые склоны гор, обрывы не позволяют создавать широкие рабочие площадки. Крупные массивные взрывы могут перескочить отбиваемой горной массой площадку не только рабочего горизонта, но и нижележащего. Укладка оббиваемой породы в ограниченном пространстве возможна при оставлении от предыдущей заходки продвинутого вала на определенном для каждого случая расстоянии. Широкие заходки возможны при развале горной массы в торец уступа, т. е. вдоль фронта работ. Погрузку в данном случае можно вести фронтальным забоем в автосамосвалы.

При разработке мощных полных залежей с плато или конкообразной поверхностью применяется панельный способ (рис. XI.5). Каждый уступ по фронту (по простиранию) разбивают на участки (панели). Длина фронта зависит от количества экскаваторов, работающих на уступе. Горизонт вскрывают общей капитальной траншеей. По контакту внешнего борта проходит продольная, а от нее поперечные разрезные траншеи на всю ширину залежки. Совмещение во времени проходки поперечных и продольных траншей позволяет сократить срок подготовки месторождения.

При панельном способе разработки имеется возможность увеличить высоту уступа и установить по фронту после проходки разрезной траншеи достаточное число экскаваторов, так как при отбойке горной массы транспортная полоса не перекрывается. Направление развала горной массы внутри заходки позволяет уменьшить ширину рабочей площадки и сократить объем горнокапитальных работ при строительстве, уменьшить коэффициент вскрыши и период строительства и освоения карьера, более равномерно распределять объемы вскрыши по горизонтам.

Погрузка и транспортирование. В условиях Севера работу горнорудных предприятий усложняют снежные заносы. Приходится приостанавливать основной производственный процесс, затрачивать значительные средства на восстановление рабочих мест. При низких отрицательных температурах металл становится хрупким, в результате чего наблюдаются поломки швеллеров, гусеничных рам, маят и других частей машин. Снег, попадая в электрооборудование, уменьшает электрическое сопротивление изоляции. Из-за наличия огромных масс снега затрудняется под-

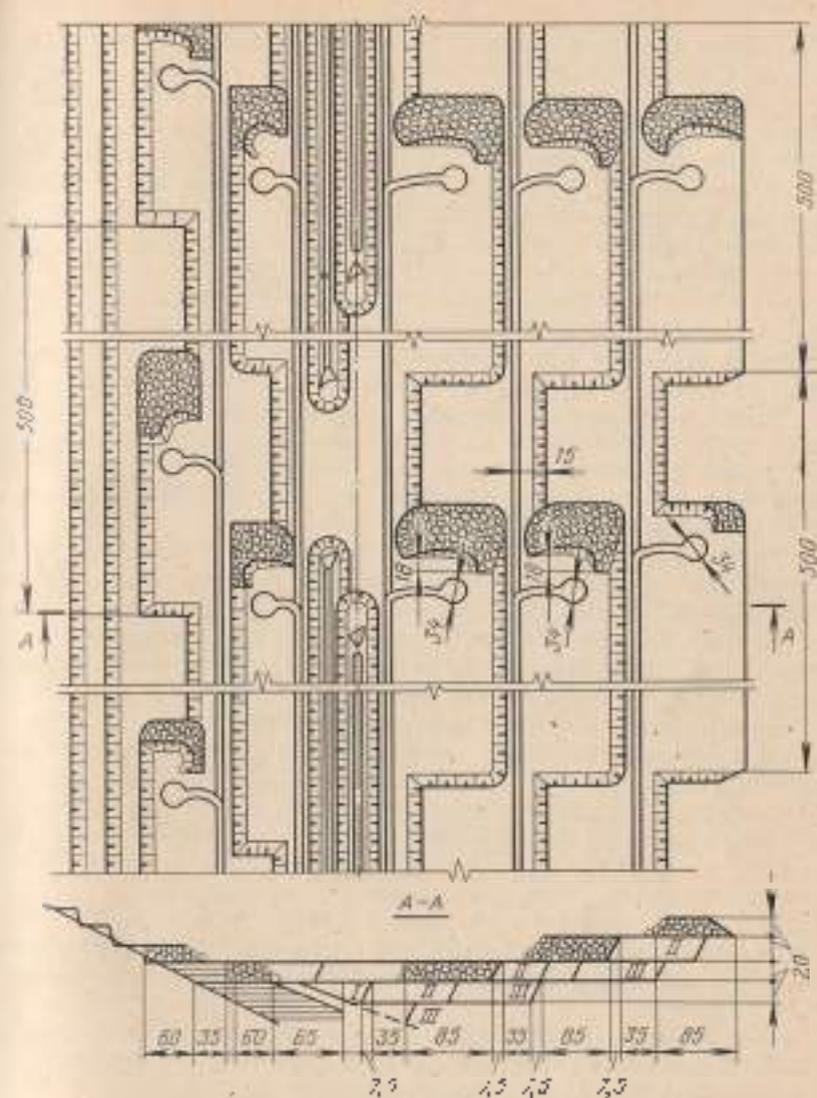


Рис. XI.5 Параллельный способ обработки

подготовка буровых площадок, увеличиваются простои станков, усложняются переходы оборудования с уступа на уступ.

Для создания нормальных условий работы в ненастную погоду отверстия (проемы) экскаватора закрывают брезентом, дощечными фартуками, чехлами, а после оттепели основные токоведущие части, двигатели очищают от снега.

Взрванная горная масса в условиях низких температур смрзается, что затрудняет погрузку. Поэтому устанавливают 10—15-суточный объем экскавируемой горной массы, обеспечивающий надежную и производительную работу экскаваторов.

Для предотвращения прилипания породы к кузову экскаватора применяют химические растворы или дизельным топливом. Надежным и перспективным является электроподогрев.

Основным видом карьерного транспорта в условиях Севера является автомобильный. Для его нормальной работы нужны теплые гаражи, оборудованные для подогрева двигателей, воды, дизельного топлива.

Чтобы уменьшить примерзание породы к кузову, объединенные уступы необходимо обрабатывать лентой, а оставшиеся для обработки земли должны быть хорошо сдранированы. Устройства временных съездов, разгрузки на близлежащих отвалах, сокращение времени на погрузку и транспортирование уменьшают вероятность примерзания горной массы к кузову. Перспективным является подогрев кузова выхлопными газами.

Устойчивость отвалов. В условиях Заполярья при частых туманах, метелях возникают тяжелые условия для разгрузки и перемещения породы под откос. В гористой местности на склонах отсыплют отвалы большой высоты с ограниченной площадью отвалочных туников. Эти отвалы характеризуются меньшей скоростью продвижения отвального фронта, высокой прочностью складированных пород, просадками отвалочных площадок.

Для создания устойчивых отвалов необходимо выполнять следующие меры.

1. Разделить отвалы на ленточные и рамные. В зимний период доукомплектовать складировать заснеженной только ленточную породу. Запрещается разгружать на ленточных отвалах вывозимый из карьера сыкт.

2. Для предотвращения аварий отвалочно-транспортного оборудования при разрушении отвалочных откосов целесообразно переходить на многорунное отвалочное образование и изменять порядок отсыпки отвала.

3. Производить маркшейдерскую инструментальную съемку поверхности и откосов отвалов зимой 1 раз и летом 2 раза в декаду и заносить результаты съемки в специальный журнал.

4. Устраивать барны с поперечным уклоном в 3° от кромки откоса в глубину отвала.

5. Автосамосвалы необходимо разгружать не ближе 5 м от бровки отвала, а планировку отвалочных туников производить бульдозерами. Расстояние от края туники до бровки отвала должно быть не менее 1,5 м.

6. Горный мастер обязан проверять состояние отвалов 2 раза в смену, а начальник участка — 1 раз в сутки.

Снегозащита. В условиях Севера из-за частых снежных заносов затрудняются транспортирование горной массы, погрузка

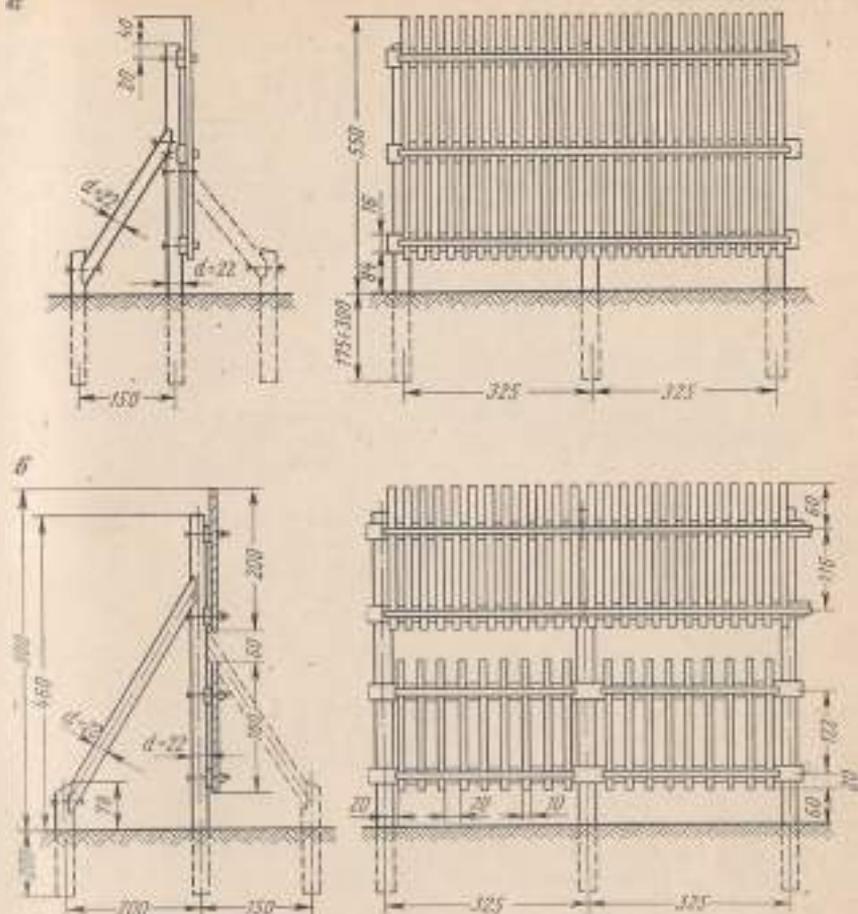


Рис. XI.6. Решетчатые заборы:

а — для обозначения; б — двуплановый с раздвижной шпилькой

незаваренных кусков, зашвырнутых снегом, чаще выходят из строя экскаваторы. Горная масса примерзает к стенкам транспортных сосудов, образуются пробки в рудопусках, учащаются оползневые явления на отвалах.

Серьезными средствами защиты от снега являются снегозадерживающие устройства, стационарные заборы, переносные щиты, искусственные снежные валы, которые уменьшают скорость снегового потока, в результате чего снег задерживается на подступах к охраняемому объекту. К теплоизолирующим устройствам относятся крытые галереи и дорожки, но из-за высокой стоимости их применяют редко.

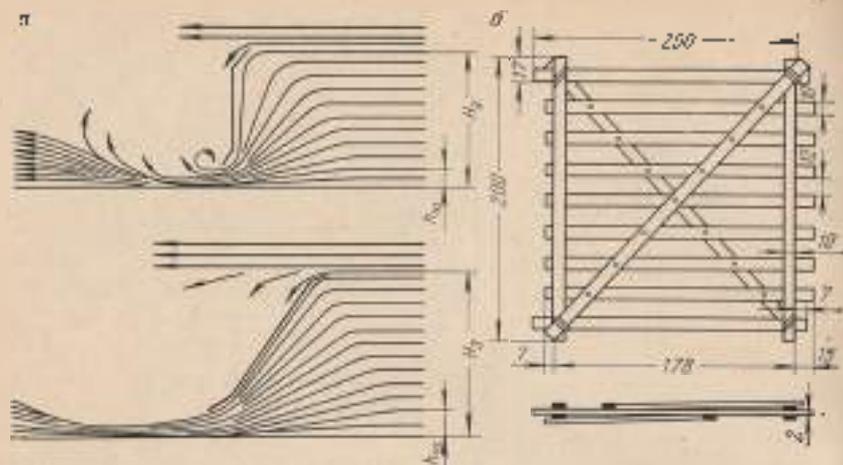


Рис. XI.7. Характер ветроснегового потока (а) при прохождении забора активного ЛЕЖСИБ-В;
б — технический чертеж с проходами 20%

Постоянные решетчатые заборы делают однопанельные и двухпанельные (рис. XI.6.). Их применяют для защиты автомобильных и железных дорог, промышленных, отдельных объектов. Заборы устанавливают со стороны преобладающего направления ветра панель забора сужает сечение снегового потока с величины H , до величины $h_{ш}$ (рис. XI.7, а), поэтому в нижней части увеличивается скорость потока. В результате разделения снегового потока снег, попавший в зону пониженного давления за забором, подхватывается потоком, проходящим сквозь щель с повышенной скоростью, и выносятся на некоторое расстояние от щели.

Переносимые щиты (рис. XI.7, б) применяют для защиты железнодорожных путей и других объектов при недостаточных сведениях о снегозащитности и постоянном снеговом режиме. Наиболее целесообразно применять их с другими средствами снегозащиты. Щиты устанавливают с таким расчетом, чтобы между щитами и объектом размещался снеговой вал наибольших для данной местности размеров. Для защиты разрыхленной почвой массы, в зависимости от направления ветра, передовые щиты устанавливают вблизи забоя позади экскаватора или на крыле уступа.

Снегопередвигающие заборы с вертикальной и наклонной панелью (рис. XI.8) применяют при снегозащите автомобильных и железных дорог. Снегозащитные сооружения даже со вершинных конструкций не обеспечивают полного задержания снега перед защищаемым объектом.

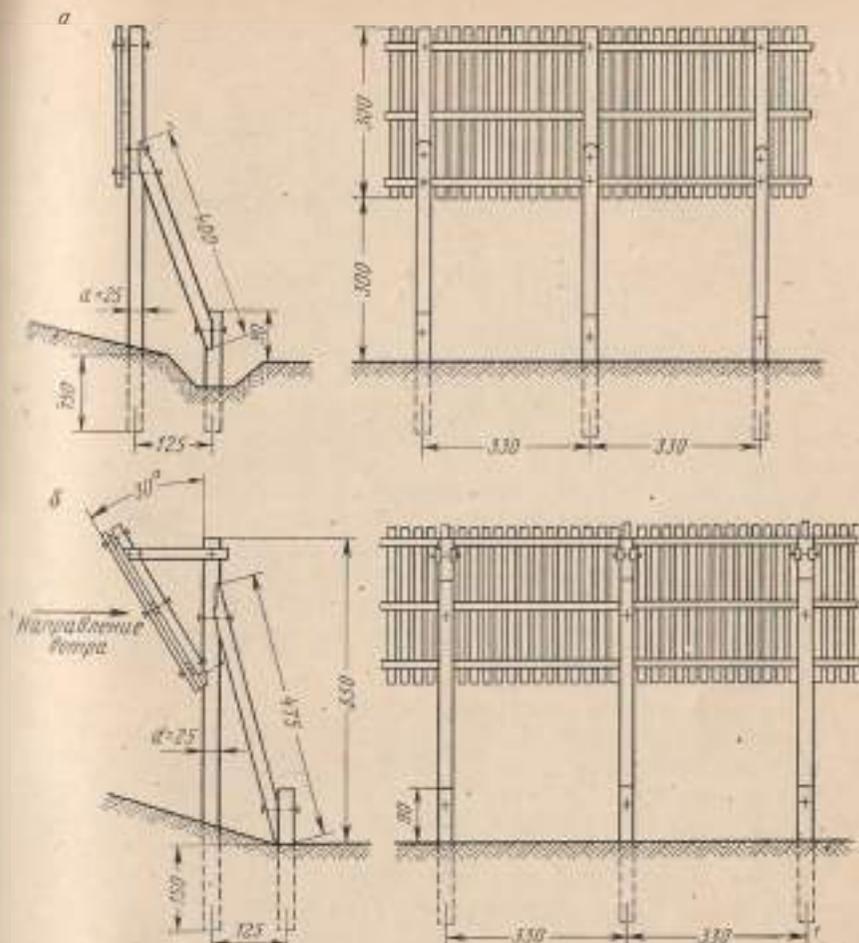


Рис. XI В. Сетепередувальные зиборы:
 а — с вертикальной решетою; б — с наклонной решетою

§ 3. Добыча глины в зимних условиях

Глина является сырьем для производства стенопоры, фасадно-облицовочных изделий и кирпича. Глину в карьерах добывают валовым и селективным методами. При валовом методе глину добывают из нескольких пластов одновременно. Селективный метод заключается в раздельной выемке пластов глины.

На большинстве карьеров принята селективный метод добычи глины. Вскрытые, а иногда и добычные работы ведутся только летом; при положительной температуре воздуха. При круглогодичной работе и промерзании почвы на значительную глубину

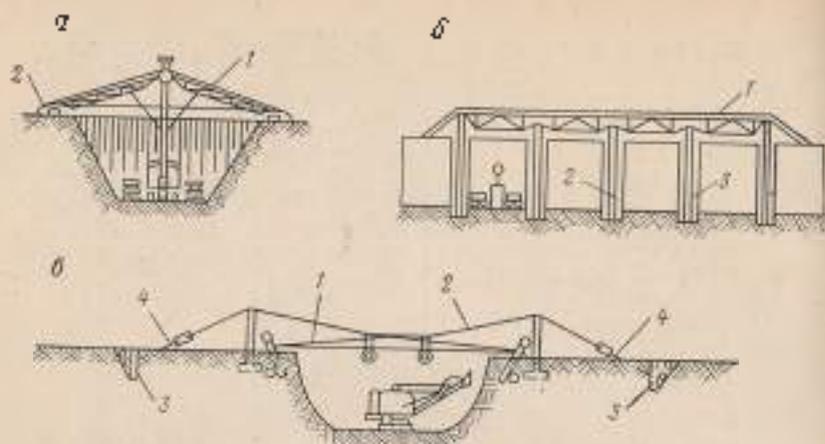


Рис. XI.9. Типы тепляков:

а — с передвижным сборно-разборным перекрытием, 1 — концы сборно-разборных ферм, 2 — маты, 3 — сетчатый тент; б — металлическая ферма; в — труба типа «шпиль»; 1 — сваи, 2 — ступени и подпорожки перекрытия, 3 — перекрытия со слоем толя и откос, 4 — сваи, 5 — анкеры, 6 — металлические стяжки

требуется подготовка горных пород к выемке в зимних условиях путем рыхления и оттаивания.

Для уменьшения теплопроводности верхнюю и нижнюю пород производят специальными плугами на глубину 30—40 см или боронованием на глубину до 20 см. Рыхление пород экскаваторами на глубину 1,0—1,8 м позволяет уменьшить глубину промерзания в 2—3 раза. Снегозадерживание на участках, подлежащих разработке зимой, позволяет уменьшить глубину промерзания. Иногда эти участки обвалывают бульдозерами и заливают водой для образования ледяной корки. Для частичного или полного предотвращения промерзания горных пород применяют искусственные утеплители. Для этой цели можно использовать слой некондиционного угля толщиной 15—20 см, льношпатель, а также разрыхленные породы вскрытия. Эффективным средством защиты от промерзания пород является пенный или замороженный водообдушенный лёд. Для получения которой используют кальцисульфид, воду и сжатый воздух. Пену наносят на защитный слой толщиной 15—20 см при помощи пеногенераторной установки.

На небольших карьерах по добыче глины в условиях Урала, Сибири и Дальнего Востока используют тепляки (рис. XI.9). Тепляки бывают сборно-разборными с деревянным жестким креплением и стационарными из металлических ферм с тросовым и сетчатым перекрытием. Тепляки сооружают ячеями на участках, намеченных для обработки при отрицательных температурах. В зимних условиях глину добывают с обогревом под настилом.

Хранение, усреднение состава и высушивание глины производятся в глинохранилищах. Погрузочно-разгрузочные работы в глинохранилищах выполняют грейферные погрузчики, многоковшовыми экскаваторами или автопогрузчиками.

Наиболее экономичной является форма глинохранилища, близкая к конусу глины. Конструкция глинохранилища выполняется из трехрядных арок, используются также типовые конструкции аркохранилищ и бункерхранилищ.

§ 4. Добыча полезных ископаемых в условиях большой обводненности месторождений

В связи с интенсивным ростом добычи различных полезных ископаемых возникает необходимость в разработке месторождений со сложными гидрогеологическими условиями.

Обработка обводненных месторождений осуществляется с предварительным водопонижением. Уровни грунтовых вод понижают при помощи скважин или дренажных траншей. В проходке траншей эффективным является применение цапговых экскаваторов и разгрузкой в отвалах или в транспортные средства с применением бункеро-перезагрузочной, механической лопат.

При низкой прочности обнаженных пород возможны проседания механизма. Для увеличения несущей способности вскрыши

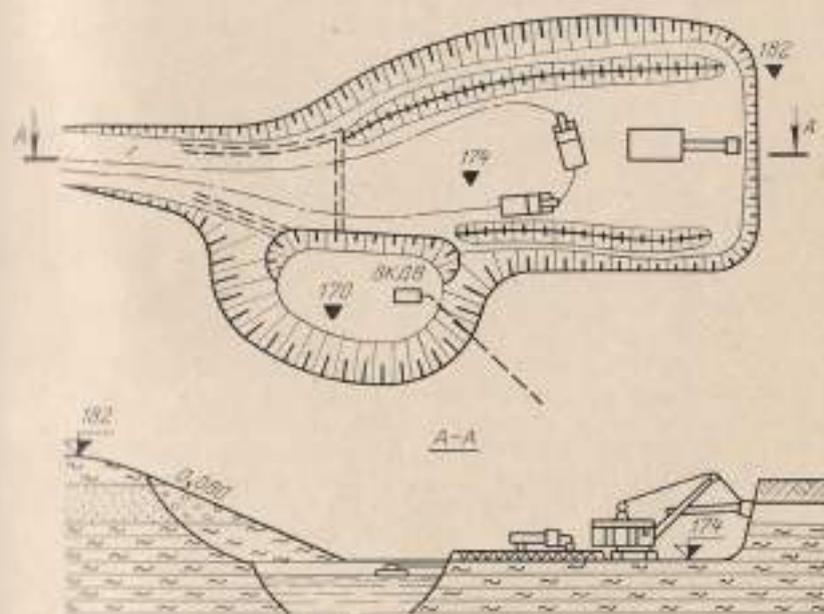


Рис. XI.10. Схема водомасляного скрепа и разрезной трассы на обводненном участке экскаватором ЭКДВ и автотранспортом

ных пород сооружают настилы из металлических листов, шпал, бревен или снижают удельное давление ходовых частей горно-транспортных машин.

Для сокращения сроков подтопки новых горизонтов и строительства карьеров, а также для уменьшения притока воды целесообразно капитальные и разрезные талшии проходить многозачным способом.

Проходка съезда и траншей в обводненных породах возможна с применением драглайна и механической лопаты в две стадии (рис. XI.10). В первую стадию драглайном проходят наклонную часть до подошвенного горизонта и в нем сооружают зумпф. В дальнейшем механической лопатой расширяют съезд широким забоем и выводят породу автосамосвалами.

§ 5. Добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов

В будущем будут освоены не только недра материков на большой глубине, но и морское дно, где полезные ископаемые лежат на больших площадях в виде конкреций.

В океане различают территориальные осадки, которые возникли в результате разрушения суши и располагаются в основном на континентальном шельфе, и пелагические, которые образовались в самом океане и покрывают около 85,5% площади его дна.

Континентальный шельф — мелководный (до 200 м) участок дна океана, окаймляющий материк шириной до 560 км. В прибрежных шельфах находятся залежи россыльного золота, платины, серебра, алмазов, слюды, олова, свинца, серы и других полезных ископаемых. Разведка прибрежных россыпей подтверждает наличие крупных запасов полезных ископаемых и их рентабельную добычу.

Практический интерес представляют конкреции, залегающие на больших площадях дна океанов. Конкреции представляют собой куски округлой формы, содержащие железо, марганец, магний, никель, хром, медь, золото, серебро.

Отбор донных отложений для получения образцов горных пород, слагающих дно, производят с помощью грунтовых трубок, драг, трапов, срунточерпалелей. Используется кинесъемочная аппаратура, с помощью которой определяют не только форму отложений, но и размеры участков, где отбираются пробы.

Способы разработки. В настоящее время наиболее успешно ведется разработка агрегатами непрерывного действия. Судно, являющееся плавучей базой, имеет подъёмный механизм (край или лебедку), грузозахватывающее или удерживающее устройство в виде грейфера или драглайна. Технология добычи полезных ископаемых в этих случаях весьма проста: плавучая база якорится в море на месторождении и опускает на дно грунтозахватывающее устройство, которое черпает руду. При помощи лебедки руду поднимают на борт транспортного судна.

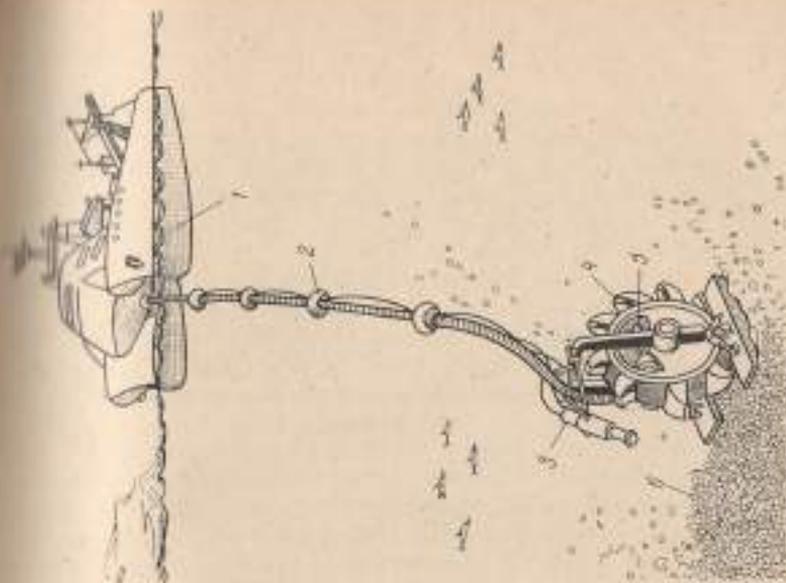


Рис. XI.12. Плавающий рудник для добычи концентрата:

1 — катмаран, способный погружаться под воду; 2 — гибкий ствол с пневматическим под давлением; 3 — тестовый агрегат для загрузки концентрата; 4 — конвейер на морском дне

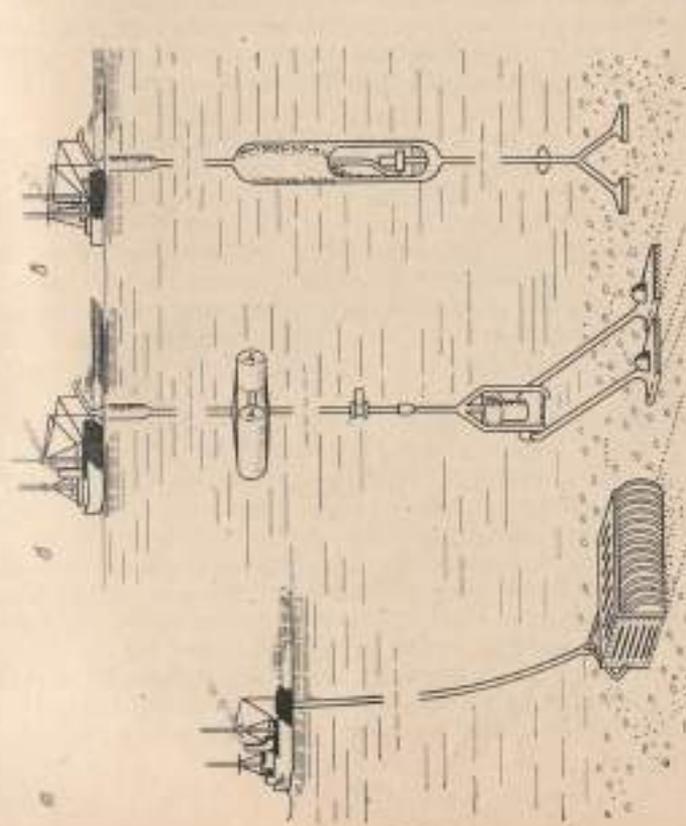


Рис. XI.11. Добыча марганцевых концентратов со дна океана:

а — с помощью троса; б — гидравлическим замкнутым спиралью с горизонтальными ползунками; в — то же, с вертикальными ползунками

Прибрежные россыпные месторождения разрабатывают плавучими драгами, имеющими ковшовое устройство для подъема грунта с больших глубин. Добычу железомарганцевых конкреций и донных рудосодержащих илов можно производить с помощью траля, гидравлическим землесосным снарядом с горизонтальными и вертикальными подлавками (рис. XI.11). В первом случае траля перемещается судном при помощи троса, подлавки предназначены для поддержки трубопровода. При горизонтальном расположении подлавок землесосный снаряд передвигается по дну с помощью палани, при вертикальном — вращающиеся головки передвигаются по дну круговую.

Перспективнее считают устройство плавучего рудника на судах типа катамаран или тримаран (рис. XI.12). Судно оборудуется дизель-электрической установкой для питания горного и обогащительного оборудования. В одном корпусе катамарана устанавливается насосная и компрессорная станции, в другом помещаются обезвоживающие установки, обогащительная фабрика и перегрузочные устройства. В трюмах обшивки корпусов можно хранить руду. Плавучий рудник может вести добычу на одном месте или перемещаться равномерно с малой скоростью вслед за роторным загрузочным устройством. При добыче руды за процессом наблюдают при помощи подводного телевидения. Более перспективными считают самоходные роторные устройства с ковшами снабженными зубьями, захватывающими конкреции, которые направляют в трубопровод.

Поднятая на борт пульпа направляется на обогащительную фабрику. Из трюма конкреции грузят на грузовое по трубопроводу, проложенному на палубах.

Подъем добытого полезного ископаемого. В зависимости от глубины залегания месторождений, свойств полезного ископаемого и примененного оборудования возможны различные способы подъема полезного ископаемого. Среди них следует выделить бесконечную ковшовую линию, гидравлические подъемники, аэролифты, подъем с легкой средой и др.

При бесконечной ковшовой линии с судна опускается петля прочного троса из нейлона или из другого материала наибольшей плавучести. Специальным устройством, установленным на судно, петля прядается круговое движение, в результате которого ковш черпает донный материал и выносит его на судно.

Двухтрубные гидравлические подъемники хорошо известны в горнорудной и угольной промышленности: по одной трубе закрывается вода, потоком которой забирает конкреции от загрузочного устройства и поднимает их на судно по другой трубе.

Легкой средой может служить керосин, который вводится в подъемный трубопровод вблизи точки забора конкреций. Подъемная сила образуется за счет разницы удельных весов легкой среды и морской воды.

Добытое голлерное ископаемое из трюмной плавучей базы переправляется в рудовозы и доставляется на берег.

Глава XII

ДОБЫЧА И ОБРАБОТКА ШТУЧНОГО КАМНЯ

1. Особенности разведки, вскрытия и подготовки месторождений штучного камня

В современном строительстве все более широкое распространение приобретают облицовочные материалы и изделия из природного камня. Более 40% природного камня добывается на месторождениях изверженных пород.

При добыче строительных материалов важной задачей является сохранение природных качеств материала. Поэтому разработка месторождений строительных материалов отличается от разработки рудных месторождений и углей. Последнее время широко практикуется полутная добыча строительных материалов при вземке пород вскрыши. Это позволяет комплексно использовать месторождения.

Для определения запасов месторождений строительных материалов разведочные работы проводит специализированные геологоразведочные организации и, в отдельных случаях, предприятия, которые будут разрабатывать эти месторождения.

Добыча штучного камня осуществляется в большинстве случаев при незначительном удалении полезного ископаемого от земной поверхности, небольшим объеме горноподготовительных работ и минимальной высоте уступа (слоя).

При вскрытии месторождений штучного камня необходимо выдержать следующие условия:

количество лобных уступов должно обеспечивать расстановку необходимого количества камнерезных машин и агрегатов;

длина фронта работ должна быть оптимальной и обеспечивать максимальную производительность и минимальную себестоимость продукции;

вскрышные работы должны опережать добычные на 6 мес. и более для обеспечения непрерывной и эффективной работы оборудования;

ширина рабочей площадки на каждом уступе должна обеспечивать бесперебойную работу внутрикарьерного транспорта, размещение готовой продукции и отходов производства;

ширина фланговых траншей (заходных и выходных), предназначенных для ввода в забой и вывода из забоя камнерезных машин и агрегатов, должна приниматься в зависимости от применяемого добычного оборудования;

забой фланговой траншеи должен опережать забой добычного уступа; для передвижных машин (СМ-824, СМ-950 и др.) — не

меньше чем на 5 м. для уступных машин (СМ-80А; СМ-518М и др.) — не менее чем на 8 м.

Кроме предуступных камнерезных машин, расположенных на подошве рабочего уступа, и уступных, когда одна опора чапталы установлена на почве, а вторая на кровле уступа, имеются надуступные, когда машина целиком располагается на кровле уступа.

Фланговые траншеи проходят по продольному или поперечному камнерезными или врубовыми машинами. Буровзрывным способом допускается проведение фланговых траншей только с предварительным производством предохранительных врубов по всему периметру траншеи. Фланговые траншеи должны перерезать добычные работы не менее чем на два цикла работы камнерезных машин. Свободные проходы между камнерезной машиной и стенкой фланговой траншеи должны составлять не менее 1 м.

Для сохранения природных качеств блоков и лучшего отделения их от массива разрезные траншеи стремятся проводить по простиранию продольных или поперечных трещин, либо в направлении лучшего раскола камня. Разрезные траншеи проводят путем образования вертикальных пропилов камнерезными машинами с последующей отбойкой горной массы буровзрывным способом. Ширина их рассчитывается из условия установки добычного и вспомогательного оборудования.

Отвалы вскрышных пород располагают вне контура карьера. Выработанное пространство используют для временного складирования блоков или штучного камня, а также для размещения отходов, получаемых при выпиливании камня.

Разработка месторождений природного камня характеризуется следующими специфическими условиями:

1. Эффективность добычи природного камня зависит от расположения фронта работ, отметок уступов преимущественно в элементарном заложении и направлении облегченного отделения или раскола камня. Эта зависимость обуславливается тем, что горные породы различаются в различных направлениях не только прочностью, но и расположением трещин.

2. При применении специальных методов и средств направленного разрушения пород концентрация критических напряжений в необходимых плоскостях раскола или реза способствует сохранению физико-механических свойств и декоративности добываемых горных пород.

3. Отбойка наиболее ценных блоков крупных размеров и большой массы (10 т и выше) требует проведения подготовительных, выемочных, погрузочных и транспортно-складских процессов с тяжелыми неделимыми грузами.

4. Производственные процессы, начиная от подготовки к выемке и кончая транспортированием, зависят от специфических параметров карьеров: небольшой мощности, небольшой высоты уступов и нерационально размещенных отметок горизонтов.

5. При добыче штучного камня из разрабатываемого массива получаются значительные объемы попутной горной массы, иногда представляющие объемы добываемой основной продукции. Это усложняет организацию работ по погрузке и транспортированию отходов, а также решение вопроса об их использовании.

6. В связи с различными горно-геологическими условиями залегания и разнообразием возможных методов направленной отбойки (отделение) камня от массива возникает необходимость тщательного выбора рационального способа отбойки для данных конкретных условий.

Выбор производственных процессов и добычного оборудования, систем разработки и технологических схем и средств механизации при разработке месторождений камня зависит от физико-механических свойств минералов и химического состава, условий залегания месторождений (таба XII.1).

Качественная характеристика блоков из строительного камня, применяемого для строительных и архитектурно-строительных изделий, оцеливается по ГОСТ 9479—76: плит облицовочных для этих же целей — по ГОСТ 9480—77; стеновых камней из известняков и туфов, применяемых как строительный стеновой материал, — по ГОСТ 4001—77; камней бортовых, применяемых в дорожном строительстве, — по ГОСТ 6666—74 и ряду ГОСТов на другие материалы.

При подотражке месторождений для добычи естественного камня отдельные параметры разработки карьеров имеют свои характерные особенности: высота уступа зависит от способа отбойки или отделения блоков от массива, типа разрабатываемых пород и изменяется от 1,0—1,5 м при применении камнерезных машин до 6—10 м при буровзрывном и буровзрывном способах. Минимальную ширину рабочей площадки принимают в зависимости от способа уборки: 3—8 м — при ручной и бульдозерной уборке склона и 50—60 м — при устройстве транспортного горизонта.

Длина фронта работ складывается из участков: уборки склона, погрузки блоков, раскалывания монолитов и пассивовки блоков, оттягивания монолитов от массива, бурения шпуров и резервного участка. Длина каждого участка должна соответствовать не менее условиям производительности карьера по блокам при условии обеспечения на одного забойного рабочего не менее 10 м фронта по условиям требований правил техники безопасности. Минимальная длина фронта работ на одну камнерезную машину изменяется от 50—100 до 150—200 м. В зависимости от высоты добычного уступа минимальную ширину разрезной траппен при разработке известняков принимают от 19 до 34 м, а при разработке гранитов в зависимости от числа уступов (1—4) — от 2,4 до 35 м. При разработке месторождений мрамора минимальную ширину пионерной траппен принимают 2,4 м, фланговых (заходной и выходной) — 4 м.

Производственные процессы и добычные оборудование при разработке неогорожденной мрамора (по В. И. Ржевскому)

Производственный процесс	Характеристика работ	Типы применяемого оборудования, инструментов и материалов
Подготовка горных пород и выемки	Извлечение блоков или штучного камня от массива	Каменорезные машины с ленточными барабанами, с дисковыми ГИЛами, с колесными фрезами, с ленточными отрезными кругами, агрегаты; канатные пилы; ударно-дробильные машины; установкой с гидравлическими; терморезакли кислородные и бензоподульные; козловые и ручные буровые станки, электросверла, многоперфораторные агрегаты, станки вращательного и ударно-вращательного бурения; порода и другие БВ, средства привода
Выемка и погрузка	Выемка и погрузка штучного камня и блоков Выемка и погрузка бура и отбоя	Стреловые Габтомобильные, пневмокозловые, гусеничные краны; дерриганы (чаще с передвижной); пилочные погрузчики; козловые и мостовые краны (с передвижением) Мехлоцеты; однокозловые погрузчики; штабелеры и другие козловые, скреповые и шпалочные породопогрузочные машины и агрегаты
Транспортирование	Перемещение горной массы и камня в профиле карьера	Автосамосвалы, паровые автопоезда; тракторы с прицепами и полуприцепами; некатящие подкатки с канатной тягой, плуферские, с канатом и склюпным подъемом, лебедки и т. д.
Отделочное образование	Складирование	Бульдозеры, мехлоцеты
Обработка облицовочного камня	Обработка блоков распиловкой	Станки распиловочные, рамные; станки, оснащенные дисковыми канатными или ленточными пилами, фрезерно-скачивочные станки, шлифовально-полировочные ленточные станки и механизмы, сверляющие станки и машины
	Ударная обработка блоков	Каменоразкалывающие станки; буровые станки, обойные молотки; станки и механизмы с термосбойниками; другие виды оборудования для раскалывания и резки камня; инструменты: буры, кирочки, клинья, щежки, бучарда, заковальки, скрепки, шапты, клинья, наковни, троячки
	Переработка отходов на щебень, крошку, муку, сырье для производства цемента, флюсов металлургического	Дробилки, грохоты различных типов, классификаторы, сепараторы и другое оборудование

Производственный процесс	Характеристика работ	Типы применяемого оборудования, инструментов и материалов
Вспомогательные работы	Строительство и содержание автодорог, железных путей	Бульдозеры, скрептеры, грейдеры; лавские и прицепные тракторные рыхлители; стреловые краны и другое землеройное и дорожное оборудование
	Складочные работы	Погрузочно-разгрузочные и транспортные машины различных типов и конструкций
	Электроснабжение, водоснабжение	То же оборудование, которое применяется при открытой разработке других полезных ископаемых

Особенности производства вскрышных работ заключаются в следующем:

1. Для недопущения образования лавых трещин и массива при добыче гранитных блоков шпуров и скважины малого диаметра не добуривают на 0,5—1 м до кровли нижнего уступа.

2. Последние 2—3 м пород вскрыши и кавы выветривания на карьерах по добыче мраморных блоков разрабатывают комбинированным способом.

3. Вскрытый уступ на контакте с кровлей добывают уступа подрезают каменорезной машиной СМ-248 на ширину захвата кольцевой фрезы, равную 1,04 м.

4. Для рыхления породы применяют шпуровые заряды с использованием в качестве ВВ дымного пороха. Бур шпуров бурят по линии подрезки с ведобуром 0,2—0,3 м; ВВ расходуется около 70% к нормативному удельному расходу.

При добыче камня каменорезными машинами поперечные траншеи проходят комбинированным способом и два грена. Первоначально каменорезной машиной образуют два продольных прореза за всю ее длину. Ширину траншеи принимают 1,4 м, равной диаметру кольцевой фрезы. В первоначальный ходок заводят горизонтальную фрезу машины и пропиливают горизонтальную прорезь на глубину 1,04 м. Остаточную часть массива отбивают буровзрывным способом. Имеются и другие способы проходки поперечных траншей.

Фланговые траншеи проходят буровзрывным или комбинированным способом. Оперевание забоя фланговых траншей по отношению к фронту уступа должно быть не менее двух заходов машины, т. е. не менее 2,1 м.

§ 2. Способы добычи штучного камня

При буровзрывном способе отделения каменных блоков от массива (рис. XII.4) выполняют два взаимосвязанных процесса: выбуривание рядов обливенных шпуров в вертикаль-

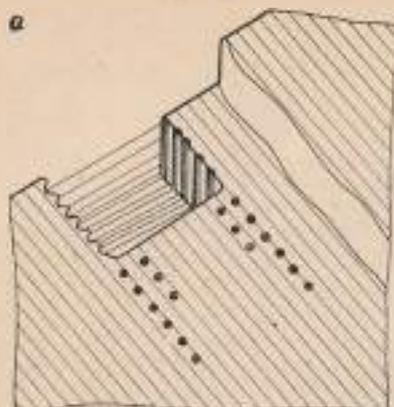
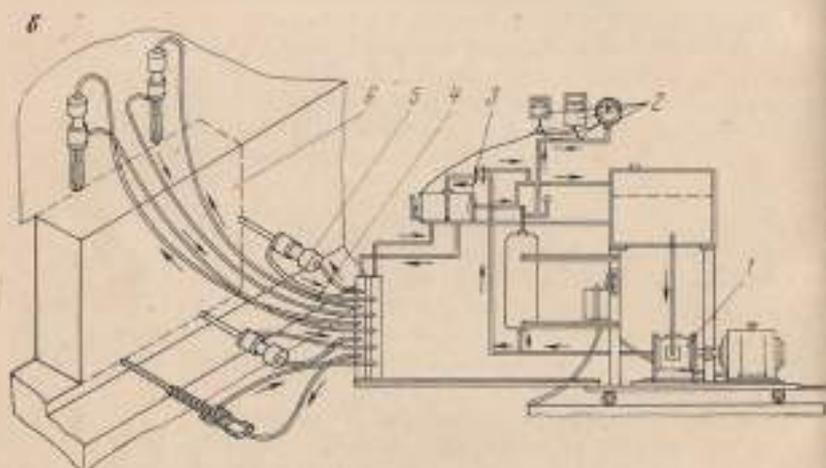


Рис. XIII. Отделение кварцевых блоков от массива буроклиновым способом

а — вырубленные обделенные шпуров;
 б — гидравлическая установка; 1 — насос;
 2 — компрессионная аппаратура; 3 — задвижковый распределитель; 4 — клапаны; 5 — аккламие гидроцилиндр; 6 — породный блок.



ном, горизонтальном и законтном направления по заданным плоскостям и последующий откол какля клиньями.

Буроклиновым способом применяют при добыче гранитных и мраморных блоков. Клинья могут размещаться в трещинах, гнездах и шпурах. Этот способ применяют при разработке месторождений мрамора и гранита ограниченных размеров, сильнотрещиноватых, с малым выходом крупных блоков. Производительность карьеров при этом способе не превышает 1000 м³ блоков в год.

При разработке пород с явно выраженными трещинами или отдельностями клинья могут вставляться непосредственно в трещины или предварительные образованные гнезда. В породах, обладающих свойством хорошо раскалываться по сравнительно ровным плоскостям, по линии намечаемого раскола пневматическими молотками намечают буровые глубиной 1—1,5 см, в которых через 15—20 см образуют конические гнезда глубиной 3—5 см. В эти гнезда закладывают клинья и откалывают массив

Для механизации трудоемких процессов по направлению откола блоков от массива применяют закладные клинья с гидравлическим приводом. Применение гидравлических клиньев позволяет концентрировать усилия нескольких клиньев в нужной плоскости и улучшить эффективность откола. Это дает возможность увеличить расстояние между шпурами до 30—40 см, сократить объем буровых работ и увеличить производительность труда рабочих. Технологией откола блоков гидравлическими клиньями ясна кат. рис. XII 1.6. Сменная производительность труда рабочего по откалыванию монолитов в метрах длины откола при отколе по готовым шпурам и естественным трещинам при высоте монолита до 1000 мм составляет 30 м, при высоте 2000 мм и более — 24 м. При отколе по готовым гнездам и высоте монолита 500 мм — 11 м; при высоте 1000 мм — 8 м.

Достоинства буроклинового способа: простота организации и технологии работ, максимальное использование природных трещин при отделении блоков от массива, возможность применения в сложных горно-геологических условиях, возможность отбойки блоков любых размеров и любой прочности.

Недостатки: большая трудоемкость и высокая себестоимость работ, низкая производительность труда из-за большого удельного веса ручных работ, сложность обеспечения безопасности работ.

Буровзрывной способ отделения монолитов от массива применяют при разработке весьма крепких гранитов, диабазов, габбро с незначительной трещиноватостью.

Сущность буровзрывного способа состоит в выбуривании перфоратором шпуров по плоскостям откола на глубину горизонтальных трещин. Расстояние между шпурами изменяется от 0,5 до 0,7 м, для откола массива применяют черный дымчатый порох. Использование дымного пороха связано с медленным нарастанием давления газа при сгорании. Благодаря металлическим свойствам дымного пороха механическая энергия в шпуре нарастает постепенно, что способствует отделению блоков аналогично действию клиньев. Массив разбуривается шпурами или скважинами. Шпурами отделяют блоки при наличии трех плоскостей обнажения. Для лучшего отделения шпуры располагают вдоль вертикальных трещин или параллельно к направлению наилучшего откола.

При добыче бортового камня, брусчатки или при разработке месторождений ограниченных размеров, когда невозможно организовать нормальной длины фронт работ при шпуровом методе, отбойку ведут при помощи скважин.

В некоторых случаях для уменьшения опасности работ применяют порохоподобные аммиачно-селитренные ВВ. Но при их применении из-за увеличенной работоспособности уменьшается выход крупных блоков.

Добычу штучного камня с покосью канатных пил применяют при разработке мощных месторождений грау-

Техническая характеристика канатных пил

Показатели	Канатные пилы	
	циркуль-аппарат режущий	конструкция ПИЛ-1000
Приводная станция:		
диаметр приводного шкива, мм	1200	—
мощность привода, кВт	8—10	0,5, 10
длина каната, м	1000	1000
диаметр каната, мм	2—5	3
скорость движения каната, м/с	6—12	4, 6, 8, 10, 12, 20
масса, кг	600	600
Питатель:		
проводимость, к.г/ч	—	150
материал питания	Кварцевый песок с крупностью зерен 0,2—0,3 мм	

ра в гористой местности, без включения твердых пород, в районах с мягкими климатами или при сезонном режиме работы. Мраморы должны быть нетрещиноватые или с правильной системой трещин при значительном расстоянии между ними.

Процесс отделения блоков от массива осуществляют за счет абразивного действия коарзительных песочек, непрерывно подаваемых в лапы с водой под напором. Могут применяться канатные пилы (табл. XII.2). Канатными пилами отрезают от массива мраморные блоки значительных размеров (максимально 50×10×4 м).

Технология добычи мраморных блоков канатными пилами приведена на рис. XII.2 на примере Кибик-Хордонского карьера. Канатные пилы устанавливают на верхней площадке уступа. Установка состоит из приводной станции 1, исполнительного устройства 2, натяжного устройства 3, канатов 4, стоек 5, рабочей стойки 6. В добычном уступе 7 образуют опережающие траншеи 8 шириной 1,5 м. Для этого лавальными стойками выставляют вертикальные провила 18, 19. Размер отделимости провила определяет ся из условия окливания его одним канатом без захвата. Блоки 9 опрокидывают канатом, закрепленным за металлический стержень 17 при помощи лебедки 16. В дальнейшем образующийся блок 10 разрезают на готовые блоки 11. Готовые блоки стеловидным краном 12 перекладывают на площадку готовой продукции, а экскаватором 14 образовавшийся окол 15 грузят в готовый состав 13.

Достоинства добычи камня канатными пилами: простота конструкции и обслуживания, возможность получения блоков различной формы и необходимых размеров, невысокая энергоемкость процесса.

Недостатки: невозможность работы в зимних условиях, снижение эффективности процесса при наличии твердых включений и повышенной трещиноватости, большой объем газо-подготовительных работ.

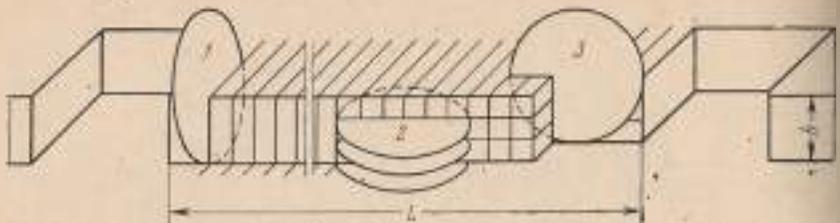


Рис. XII.5. Схема вырезки камня из массива

машины в исходное положение после выполнения поперечных пропилов на уступе устанавливают две камнерезные машины. Групповая эксплуатация камнерезных машин улучшает использование их во времени, но оказывает отрицательное влияние на общую технологию из-за необходимости удлинения фланговых траншей. При сварочной работе машин расстояние между ними должно быть не менее 15 м.

В последнее время и зарубежной практике при разработке месторождений с $\sigma_{сж} = 100 \div 120$ МПа используют камнерезные машины «Дельфин», оснащенные алмазными сегментными отрезными кругами диаметром 2,5—3,0 м. В США и Австралии малогабаритные добычные камнерезные машины при добыче облицовочного известняка и мрамора оснащаются алмазными отрезными кругами диаметром 500—800 мм. Получают также применение машины, оснащенные тонкими борами (толщиной 25—30 мм) с твердосплавными режцами (Бельгия, Франция, Италия). Производительность этих машин на мраморшпindle известняке составляет 5 м³ в рубя в час при стойкости инструмента 1000—1200 м² пропла.

Машина с алмазным инструментом по сравнению с камнерезной имеет следующие преимущества: выше в 2,5 раза производительность труда рабочих, выше в 2 раза затраты на создание целого пропла и потери полезного ископаемого на пропла, выше качество поверхностных граней вырезываемых блоков.

Рабочие органы камнерезных машин. В зависимости от конструкции режущего органа применяют камнерезные машины с дисковыми алмазными, с кольцевыми или цепными фрезами (табл. XII.3).

Дисковые диски применяют при разработке камней с пределом прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 10 \div 250$ кгс/см² (рис. XII.4, а). Они оснащены 80% машин для добычи мягкого камня. Пила представляет собой стальной диск / толщиной 10—20 мм, изготовленный из высококачественной углеродистой или легированной стали. Режущие зубки 2, армированные пластинками из твердого сплава, располагают и закрепляют по ободу диска в одну, две, три или более линий резания. Количество линий резания зависит от физико-механических свойств разрабатываемых пород. Крепят дисковую пилу при помощи отверстий 3.

Таблица XII.3

Техническая характеристика различных видов фрез

Показатели	Фреза		
	длинная	кольцевая	цепная
Предел прочности разрабатываемых пород, МПа	25	180	20
Коэффициент использования рабочего органа, %	40	70	85
Ширина пропила, мм	15—25	40—55	20—40
Максимальная скорость рабочей части, м/мин	10	1,7	2,5
Относительный расход электроэнергии на 1 м пропила, %	100	300—250	125
Износостойкость, %	100	300—700	10—60

Достоинства дисковых пил: простота устройства, надежность в эксплуатации, значительная износостойкость, возможность выполнения небольшой толщины пропила.

Недостаток: малый коэффициент использования корпуса диска по диаметру.

Для увеличения коэффициента использования длины рабочего органа применяют кольцевые фрезы (рис. XII.4, б). Фреза представляет конструкцию, состоящую из диска 1, жестко прикрепленного к раме машины. Вокруг диска вращается зубчатое колесо 2 на роликах 3; резцы 5, армированные пластинами твердого сплава, крепятся на выступях зубьев, которые нарезаются по окружности колеса. При помощи зубьев осуществляется зацепление колец с ведущей шестерней 4. Кольцо представляет собой и зубчатое колесо, и фрезу. Кольцевые фрезы обеспечивают глубину пропила 800—2050 мм. Они оборудованы машинами СМ-580А, СМ-177А, СМ-428.

Достоинства кольцевых фрез: надежность в эксплуатации, высокая производительность, правильная форма вырезаемых блоков.

Недостатки: ограниченные размеры выпиливаемых блоков по ширине и высоте, большие потери драмора из-за значительной ширины пропила (34—36 мм) и др.

Для разработки известняков прочностью 40—50 кгс/см² применяют камнерезные машины с жесткими режущими органами.

Цепная фреза (рис. XII.4, в) — это плоский бар конической металлической рамы коробчатой формы. Бесконечная режущая цепь 1 при помощи электродвигателя перемещается в продольных пазах. Режущими звеньями являются зубья 2 из пластин твердого сплава. При резании камни цепными фрезами достигаются высокие использование их длины (80—85%) и глубокие пропилы (до 2000 мм). Наряду с этим из-за большого количества шарнирных звеньев и больших динамических нагрузок быстро изнашивается режущая цепь.

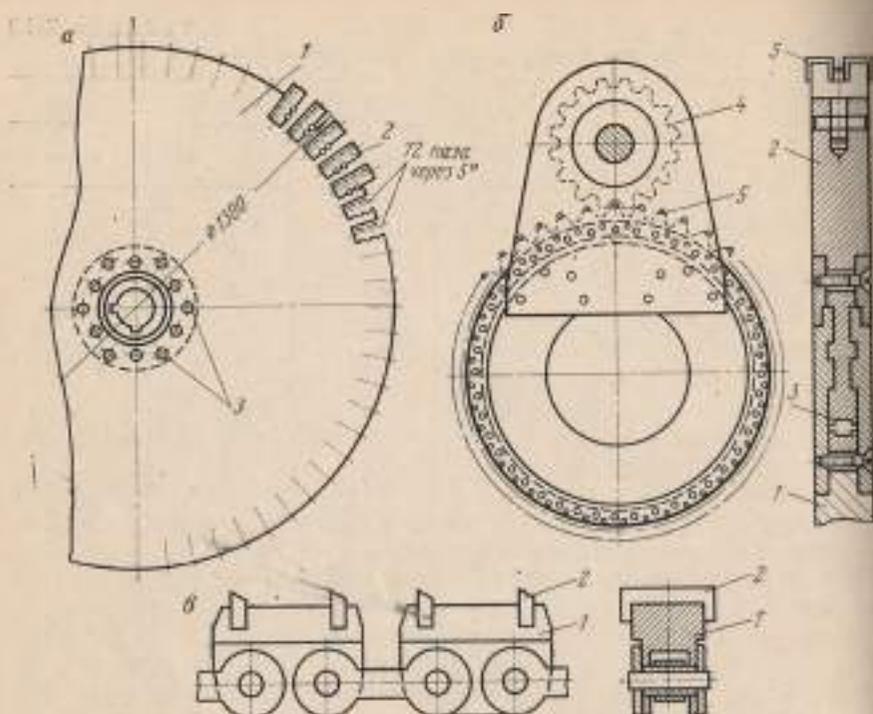


Рис. XI 4 Рабочие органы камнерезной машины

Совершенствованные резанья искусственного камня ведется в направлении создания вибрационного и абразивного резания. Вибратор представляет собой пустотелую конструкцию, состоящую из двух стальных шек, прикрепленных к несущей балке. Порода разрушается клиновидными режущими, вставляемыми в основание шек.

Абразивное резание пород осуществляется на скоростях 80—100 м/с. Режущий инструмент выполняется из металлического каркаса и шлифа диска, на поверхность которого нанесены карборундовые или стирофановые зерна, скрепленные бакелитовым цементом. Такое выполнение режущего инструмента позволяет увеличить в 2—3 раза производительность машины по сравнению с режущим инструментом, армированным твердым сплавом. Производительность дисковых пил, армированных синтетическими алмазами, при распиловке пород средней крепости увеличивается в 1,5—2 раза, а при добыче гранитных блоков в 5—7 раз.

Камнерезные машины с кольцевыми фрезами. Универсальную камнерезную машину СМ-177А (рис. XII.5, табл. XII.4) применяют при добыче крупных блоков размером 1000×1000 мм из известняка, замороженного известняка, мрамора с пределом прочности на сжатие до 180 МПа. Универсальной

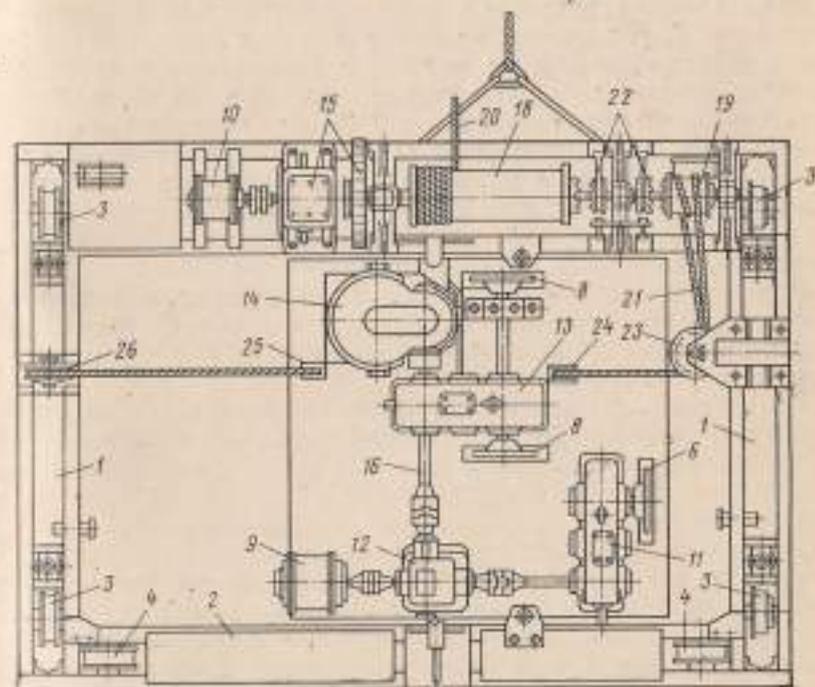
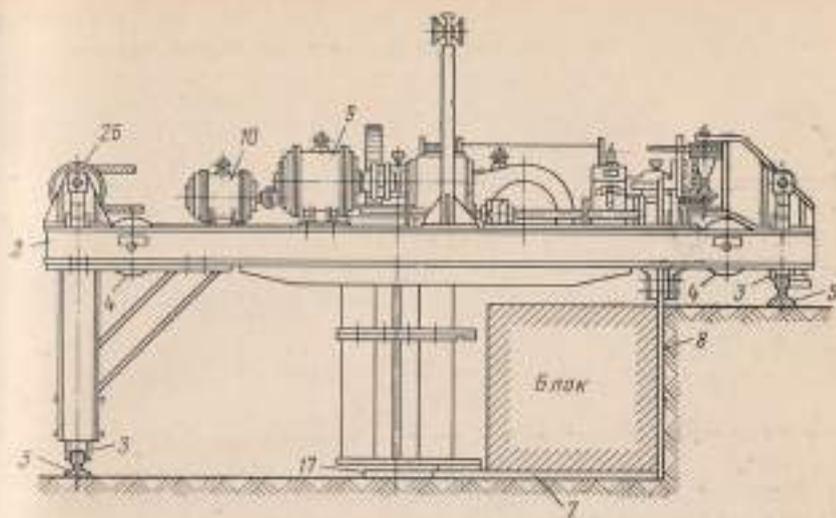


Рис. XII 3 Схема универсальной коммерческой весы СМ-177А

Техническая характеристика машин с кольцевыми фрезами

Показатели	Машин			
	СМ-950	СМ-177А	СМ-125	СМ-550А
Число фрез	5	4	1	6
Диаметр фрез, мм	1380	1380	1380	1380
Скорость резания, м/с	—	0,4—0,82	0,58—1,50	1,28—2,32
Высота уступа, м	1,9	0,66—1,04	0,86—1,04	0,66—1,04
Ширина заходки, м	1,96	1,77	1,77	1,77
Установленная мощность электродвигателей, кВт	163	21,7	11,7	51,1
Ширина колеи, мм	2200	4082	1900	4200

сна является потому, что может полностью отделать блоки от массива.

Машина состоит из двух тележек — нижней 1 и верхней 2. Нижняя тележка устанавливается на катках 3 и передвигается по рельсам 5, уложенным на почве и кровле уступа. Верхняя тележка устанавливается на нижней и перемещается на катках 4 перпендикулярно к направлению ее движения. На верхней тележке установлены электродвигатели 9, 10 для перемещения тележек лебедками 18 и 19 при помощи канатов 20 и 21. Передача от двигателей к механизмам осуществляется при помощи редукторов 11, 12, 13, 14, 15, основного вала 16, ведущей шестерни 17. На валах лебедки установлены муфты 22, а на раме верхней тележки — направляющие ролики 23, 24, 25 и 26.

При добыче казля камнерезными машинами месторождение подготавливается проведением разрезной траншеи на всю длину уступа и фланговых поперечных траншей. После этого планируют кровлю уступа.

Первоначально машиной выполняют вертикальные пропилы по всей длине уступа поперечной фрезой 8. Затем машину возвращают в исходное положение и перестраивают для подрезки пласта фрезой 7 в горизонтальной плоскости и отделения блоков от массива фрезой 6.

Достоинства машин: простота конструкции и надежность в эксплуатации, простота управления и высокая производительность.

Для разработки штучного камня из известняков-ракушечников прочностью до 2500 кПа на уступах высотой до 3 м применяют камнерезный высокоуступный агрегат ПТ-38 (рис. XII.6, а). Агрегат состоит из трех отдельных машин и штабелюборшника, которые передвигаются по рельсовому пути, уложенному на подошве уступа.

Машина для вертикальных поперечных пропилов состоит из шести лоп с диаметром 1100 мм. Расстояние между лопами соответствует стандартной длине камня. Горизонтальные пропилы шири-

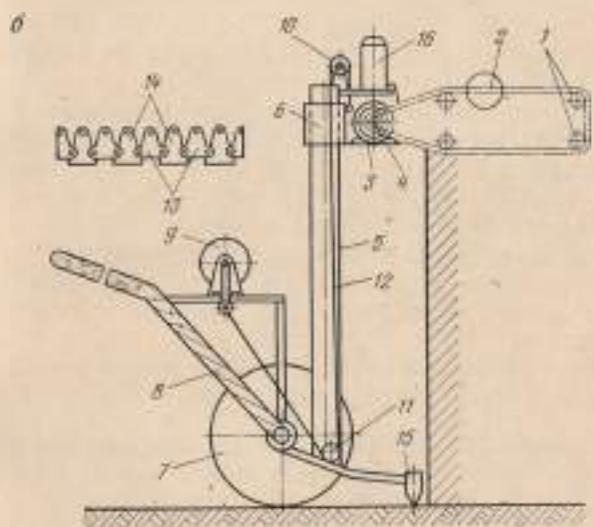
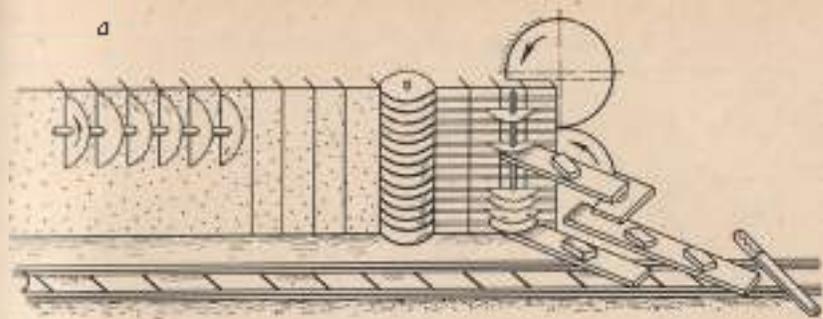


Рис XII 6. Каменорезные машины:

а — технологическая схема работы каменорезного агрегата ПЗ-32; б — схема баровой машины КВН-3а: 1 — бар; 2 — цепь; 3 — электродвигатель; 4 — тягловик; 5 — колесико; 6 — ролик; 7 — колесо; 8 — ручка; 9 — лубяка; 10—11 — ролики; 12 — трос; 13 — планка; 14 — твердосплавные пластины; 15 — агрегат; 16 — бак с водой

ной машины с двадцатью пилами диаметром 860 мм, расстояние между этими пилами соответствует ширине камня. Одновременно машина производит обработку шпального пласта в горизонтальной плоскости. Отделение горной массы от массива производит третья машина с двумя пилами диаметром 1700 мм. На этой машине установлены ленточные конвейеры для уборки камня и отхода камнепильения. Зачистку почвы от песка и осколков, образующихся при распиловке, выполняет штыбуборщик, состоящий из движущего и ленточного конвейеров, укрепленных на ходовой части тележки и имеющих общий привод. Отходы распиловки ленточным конвейером перемещают в выработанное пространство.

После распиловки массива на длину фронта работ машины на ускоренном ходу возвращают в исходное положение в заднюю

Характеристика цепных камерезных машин

Показатели	Машины		
	КВЯ-35	СЦ-200	КМЛЗ-100
Число баров	5	1	1
Длина бара, мм	1200 1300	1200	875
Скорость резания, м/с	8,5	9,2	9,7
Высота уступа, м	2,1	—	2,85
Ширина захвата, м	0,95—1,95	—	0,6
Установленная мощность электродвигателей, кВт	122,4	17,5	10,5

траншею и поворачивают диск. Рельсовый путь передвигают после двух рабочих заходов агрегата.

Для добычи крупных блоков в породах прочностью 4—16 МПа и для проведения фланговых разрезных траншей применяют камерезные машины с цепными (баровыми) режущими органами (рис. XII 4, б, табл. XII 5). Режущий инструмент машине выколнет в виде облегченных баров зубчатых машин.

Достоинства камерезных машин с цепными режущими органами: малые размеры и небольшая масса, хорошая маневренность в забое, возможность выполнять глубокие пропилы, небольшая энергоемкость.

Недостатки: большой износ и конструктивная сложность цепных фрез по сравнению с дисковыми пилами.

§ 3. Погрузочно-разгрузочные работы на карьерах штучного камня

Добыча штучного камня и блоков является самой трудоемкой в горнодобывающей промышленности. В настоящее время полностью механизирован только процесс отделения шпального камня от массива. Частично механизированы погрузочно-разгрузочные, складские и вспомогательные работы (рис. XII 7).

Технология добычи штучного камня и блоков, кроме операций по отделению от массива, включает транспортирование их на погрузочный пункт промплощадки карьера или в камеразнопочный пех. Некондиционный материал, бутовый камень, щебень, штырь транспортируют на дробильно-сортировочную фабрику, а мягкие породы вскрыши — в отвал.

На карьерах по добыче столбового и облицовочного камня для выполнения погрузочно-разгрузочных работ применяют автомобильные краны К-51, К-52, стреловые самоходные краны на пневматическом ходу К-103, К-104, К-252, экскаваторные краны на пневматическом ходу Э-255, на гусеничном Э-605, Э-2508А грузоподъемностью до 20 т, мачтово-стреловые (дерриккраны) грузоподъемностью до 20 т с длиной стрелы до 20 м.

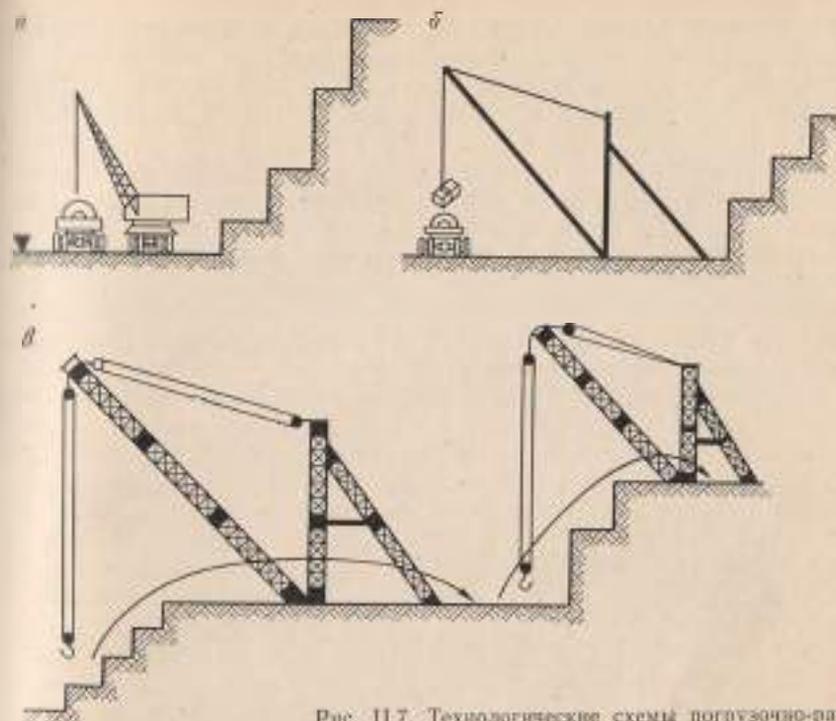


Рис. 11.7. Технологические схемы погрузочно-разгрузочных работ

При добыче природного камня распространены следующие технологические схемы погрузочно-разгрузочных работ: с нижней погрузкой, верхней погрузкой и комбинированная.

Нижняя погрузка получила широкое распространение на рабочих площадках, являющихся также транспортными горизонтами. В этом случае погрузку осуществляют стреловидными кранами и дerrickкранами в средства автоэлеватора (рис. 11.7, а, б). Готовая продукция опускается на подопную карьера, грузится в средства транспорта и перевозится на поверхность. Преимуществом данной схемы является возможность загрузки блоков любых размеров. Недостаток: необходимость прокладки траншей.

Верхнюю погрузку (рис. 11.7, в) применяют в тех случаях, когда готовую продукцию из карьера необходимо выдать непосредственно на поверхность, а транспортную связь добычных уступов с наземными коммуникациями устанавливают с помощью дerrickкранов, установленных на борту карьера. Верхняя погрузка считается эффективной в тех случаях, когда приемные площадки располагают выше уровня добычных горизонтов.

Достоинства верхней загрузки: отсутствие внутрикарьерного транспорта и вскрышающих выработок. Недостатки: малый ради-

ус действия кранов (до 40 м), небольшая производительность кранов по уборке отходов и малая грузоподъемность.

Среди механизированных способов транспортирования различных транспортируемых грузов в контейнерах, пакетами на поддонах, пакетами.

Контейнер — это поддон, огражденный с боков стенками. Погрузочно-разгрузочные работы осуществляют при помощи автокранов. При доставке стеновых материалов пакетами также используют поддоны, но не устанавливают боковых стенок, а используют для этих целей борта автомашин. При наличии погрузочных площадок с рампами на складах готовой продукции контейнеры и пакеты на поддонах грузят и разгружают при помощи электро- или автопогрузчиков.

Меры безопасности при погрузочно-разгрузочных работах. Перемещать блоки массой более 50 кг на расстояние более 60 м, а массой более 80 кг на высоту более 3 м необходимо только механизированным способом. Рабочие должны находиться между рельсом и стенкой забоя на расстоянии 7 м взад по ходу машины. При перевозке блоки следует надежно крепить для предотвращения их опрокидывания. Камни устанавливают в штабеля высотой не более 8 м, а крупные блоки укладывают плашмя высотой не более 2,5 м.

Организация работ. На карьерах по добыче пильного камня распространены скользящий, жесткий и комбинированный исполнительные графики организации работ. При скользящем режиме каждый последующий процесс начинается сразу после окончания предыдущего. Операция выемочного цикла последовательно выполняются машинистом и рабочими очистного забоя. При скользящем режиме достигается простота организации работ, исключается простой, достигается досрочное выполнение работ.

Жесткий режим работы отличается от скользящего выделением резервов времени для окончания затянувшихся процессов, но при определении исполнительных процессов обслуживающий персонал бездействует. При этом графике работ возможно совмещение процессов во времени для повышения коэффициента использования оборудования. Жесткий режим рационален в забоях крупнооблочных машин, оснащенных кольцевыми фрезами, и высокоуступных камнерезных агрегатов.

Планограммой работ при комбинированном исполнительном графике в одной добычной смене может предусматриваться жесткий объем работ, но без выделения резервов времени (рис. XII.8). Колебания в продолжительности процессов компенсируются за счет сжатия процессов. Может за основу приниматься скользящий график с обязательным включением элементов жесткого режима, заключающегося в полном или частичном совмещении процессов.

Обработка камня (рис. XII.9). Основные процессы производства изделий из природного камня могут включать следую-

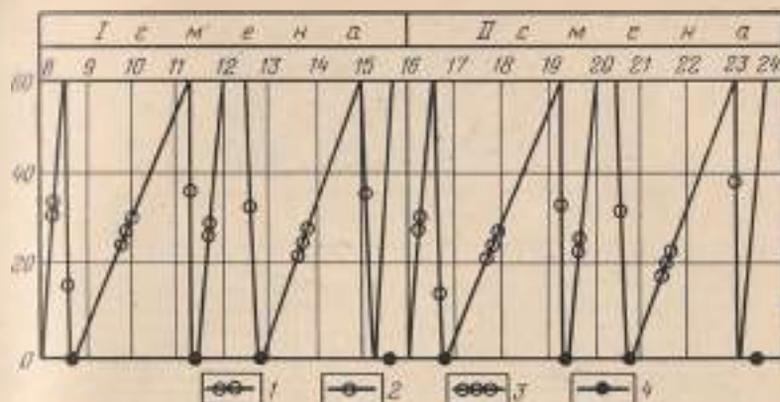


График выходов рабочих

Профессия	Полный		Всего	Смена																		
	I	II		8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24		
Машинисты	1	1	2	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Дежурные машинисты	2	2	4	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■
Всего	3	3	6	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■	■

Рис. XII 8. Планиграмма работ камнерезной машины КМ-3А

1 — вертикальная пересечка изнутри магмата; 2 — широким машин в заднюю трещину; 3 — отделение балки от магмата и освобождение ее в горизонтальном направлении карьера; 4 — оформление зыбу и передвижка прикладного реального пути; 5 — герестройка исполнительными органами машины

и другие операции: распиловку, шлифовальные-полирование, фрезерно-окантовочные процессы, ударную обработку, ковку, термоструйную обработку и некоторые виды специальной обработки. Выбор технологической схемы производства изделий зависит от исходного сырья и требований, предъявляемых к готовым изделиям. Наиболее механизированы операции распиловки, шлифовки, полирования и окантовки, которые позволяют обеспечить законченный цикл производства прямоугольных облицовочных плит с абразивными фактурами лицевой стороны.

Технологические схемы камнеобрабатывающих заводов определяются характером исходной горной породы, номенклатурой готовой продукции и наличием технологического оборудования, выпускаемого отечественной промышленностью. Номенклатура этой продукции регламентируется ГОСТ 9480—77.

Выбор камнерезной машины. Область целесообразного применения различных видов камнерезных машин зависит от физико-механических свойств разрабатываемых пород, горногеологических условий залегания и производительной мощности карьера.

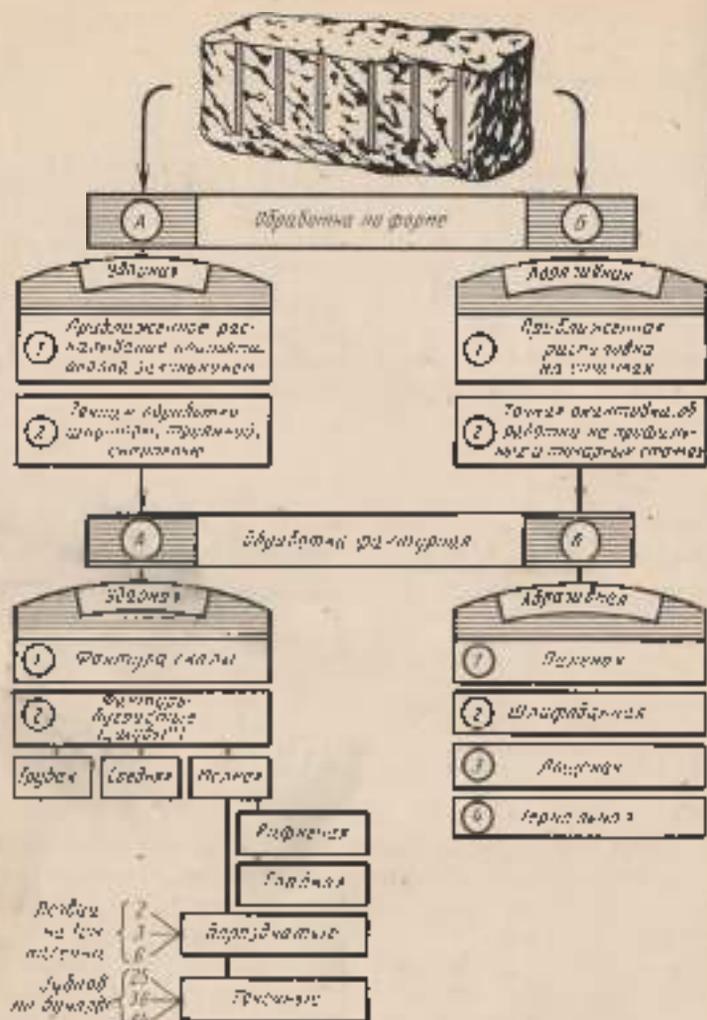


Рис. XI 9. Классификация обработки камня

Камнерезные агрегаты применяют при мощности панелей 3 м и более, высоте обычного уступа не менее 1,7 м, минимальной ширине карьерного поля 650—700 м, расположении дачных участков не далее 20 м от стационарного склада готовой продукции. При других условиях применяют универсальные камнерезные машины.

Производительность камнерезной машины

$$Q_{cm} = 60T \cdot h_y \cdot m_y \cdot v \quad (\text{XI.1})$$

где T — продолжительность смены, ч; a — ширина заходки машины, м; h_y — высота уступа, м; v — рабочая скорость подачи камня

ны, м/мин; η — коэффициент использования оборудования машины по времени.

Число камерезных машин определяется в зависимости от физико-механических свойств разрабатываемых горных пород, производительности мощности карьера и других факторов.

Технико-экономические показатели работы камерезных машин ввиду многообразия факторов колеблются в широких пределах (табл. XII 6).

Таблица XII 6

Технико-экономические показатели работы камерезных машин

Марка машины	Работы оборудования	Промыш. объем, м ³ /ч	Применимость к типу труда работников, м ³ /ч/чел	Собеснность 1 чел./чел, руб
СМ-80-А	Движение цепи	10	8,5	4,60
ПГ-38	То же	2,5	11,0	3,60
СМ-824	»	3,5	14,5	3,27
КМ-2	»	10	7,0	4,68
СМ-177А	Клещевая фреза	180	8,0	7,90
СМ-690А	То же	40	12,0	7,31
КБМ-35	Режущие цепи	5	4,8	7,80
СП 200	То же	5	1,7	8,67
КМЛЗ-198	»	10	4,0	5,17
КБМ 3А	»	5	3,0	6,34

Меры безопасности при работе камерезных машин. На рабочих местах должны устанавливаться или предохранительные цепи, или кибиты. Эти меры необходимы для защиты обслуживающего персонала от выброса осколков камня режущими органами машины.

Замену и установку пил камерезных машин следует производить при выключенных пускателях, исправных инструментах, предосторожностях для этой цели. При установке машины и уходе рабочих питание должно отключаться, а машина закрепляться на нижних рельсах упорами. Не разрешается включать машину при открытых дверцах пульта управления, находиться под режущими органами машины, работать без защитных щитков, экранов стекол, с неисправными пылеулавливающими и пылеотводящими устройствами. При перемещении блоков камня канатной тягой или при герметичности камерезной машины запрещается нахождение людей на расстоянии не менее 10 м по направлению ее движения. В конце рельсовых путей камерезных машин устанавливаются предохранительные упоры. Транспортировать камерезные машины необходимо с опущенными и закрепленными режущими органами под руководством лиц технического надзора. Переход своим ходом с уступа на уступ низкоуступных машин должен осуществляться по технологическим картам, утвержденным главным инженером предприятия.

РАЗДЕЛ II
**РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ
 ИСКОПАЕМЫХ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ**

Глава XIII
ПОНЯТИЯ И ТЕРМИНЫ

Изучение курса «Горное дело» требует усвоения основных горно-технических понятий и терминов.

Шахта — самостоятельная производственно-хозяйственная единица горного предприятия, разрабатывающая подземным способом месторождение или его участки.

Рудник — совокупность шахт и поверхностных цехов, объединенных единым административным, техническим и хозяйственным руководством.

Шахтное (рудничное) поле — месторождение или его часть, разрабатываемое одной шахтой (рудником). В зависимости от условий залегания, конфигурации месторождения, его протяженности в состав рудничного (шахтного) поля может входить одна или несколько залежей (рис. XIII.1).

Вскрытие — проведение горных выработок с земной поверхности, открывающих доступ к полезному ископаемому. К главным вскрывающим выработкам относят стволы и штормы, которые предназначены для установления грузотранспортной связи подземных работ с земной поверхностью.

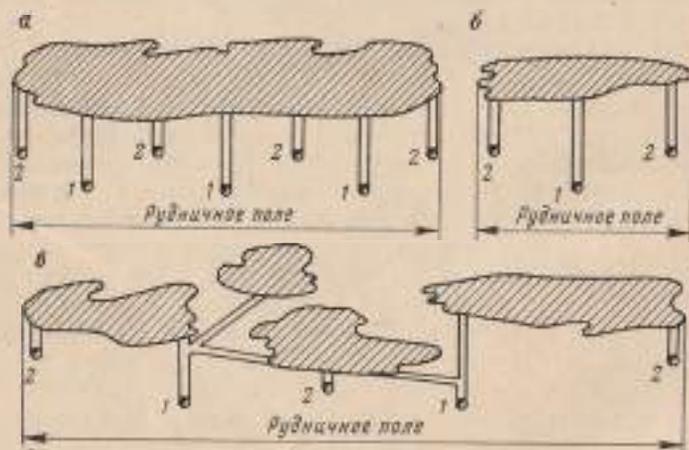


Рис. XIII.1. Рудничные и шахтные поля:

а и б — месторождения из одного рудного тела; в — из нескольких рудных тел. 1 — основной ствол; 2 — вспомогательный ствол

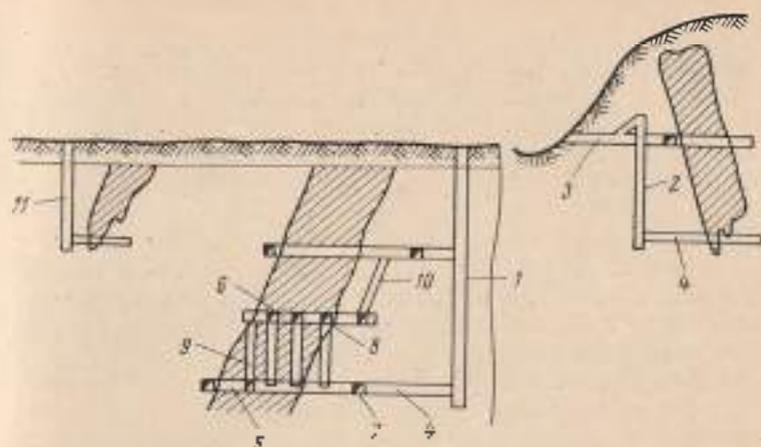


Рис. XIII 2. Вариантное расположение подземных горных выработок

Подготовка — проведение горных выработок, при помощи которых вскрываемая часть шахтного поля разделяется на отдельные выемочные участки — блоки, этажи, паззели, столбы. Из подготовительных выработок выделяют карьерные — выработки, пройденные в пределах паззелей, блоков.

Очищая дымка — комплекс производственных операций в подготовленных блоках по выемке полезного ископаемого. Она состоит из следующих операций: отбойки руды, доставки ее до откачного горизонта и поддержания выработанного пространства.

Система разработки — совокупность подготовительных и очистных выработок и определенным порядком их проведения, указанным в пространстве и времени.

В зависимости от расположения в пространстве выработки делят на вертикальные, горизонтальные и наклонные (рис. XIII.2).

Штаб 1 — вертикальная или наклонная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и служащая для подъема полезного ископаемого и пустой породы, грузов, спуска и подъема людей, проветривания, водоотлива. В тех случаях, когда штаб не имеет выхода на земную поверхность, его называют слепым 2.

Штольня 3 — горизонтальная горная выработка, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для тех же целей, что и шахтный штаб. Штольни проходят в гористой местности.

Штрек 7, квершлаг 4 и орты 5, 6 — горизонтальные горные выработки, не имеющие выхода на поверхность и предназначенные для откатки полезных ископаемых, передвижения людей, проветривания, водоотлива. Их различают по положению относительно рудного тела. Штрек проходит по кростиранию рудного тела, а орты и квершлаг — вкрест кростиранию. Квершлаг кр-

ходят только по пустым породам. Штреки, пройденные по руде, называют рудными K , а по пустым породам — долезными.

Восстающий $9, 10$ — вертикальная или наклонная горная выработка, не дающая непосредственного выхода на поверхность. Восстающий служит для перепуска долезного ископаемого, спуска и подъема материалов, передвижения людей и проветривания.

Шурф 11 — вертикальная горная выработка малого сечения и небольшой глубины, имеющая непосредственный выход на поверхность и предназначенная для разведки месторождения, проветривания или аккумуляции, спуска материалов. Шурф может служить запасным выходом.

При разработке месторождений шахтные поля разбивают на этажи, а этажи, в свою очередь, на подэтажи.

Этаж — это часть месторождения, ограниченная по падению откаточными выработками, а на флангах — границами шахтного поля. В практике высота этажа колеблется от 30 до 80 м.

Подэтажом называют участок месторождения, ограниченный по падению двумя подэтажными штреками (ортами) и обрабатываемый самостоятельным комплексом подготовительных, разрезных и очистных выработок. Этаж обрабатывают двумя или несколькими подэтажами.

Для очистной выемки этаж по простиранию залежи делят на отдельные блоки откаточными выработками (ортами) и восстающими, а при обработке горизонтальных или пологих месторождений — выемочными штреками на столбы. В зависимости от горно-геологических условий, расположения главного и вспомогательного стволов, применяемых систем разработки, а также сроков начала отработки этажа различают четыре основных порядка отработки блоков.

Наступающая отработка блоков (рис. XIII.3, а) ведется от центра шахтного поля к его границам. Ее целесообразно применять в устойчивых вмещающих породах и рудах, когда необходимо после вскрытия в короткий срок начать очистную выемку.

Отступающая отработка блоков ведется от границ шахтного поля к центру (рис. XIII.3, б) и применяется для шахтных полей небольшой протяженности и в условиях неустойчивых пород и центрального расположения шахтных стволов. После отработки блоков на флангах возникает необходимость сохранить этажные вентиляционные выработки.

Комбинированная отработка блоков (рис. XIII.3, в) представляет собой сочетание наступающего и отступающего порядков. Ее применяют при чередующихся горно-геологических условиях залегания, когда хотят использовать преимущества того и другого порядка.

При разработке системами слоевого обрушения с высокой интенсивностью отработки применяют отработку блоков по

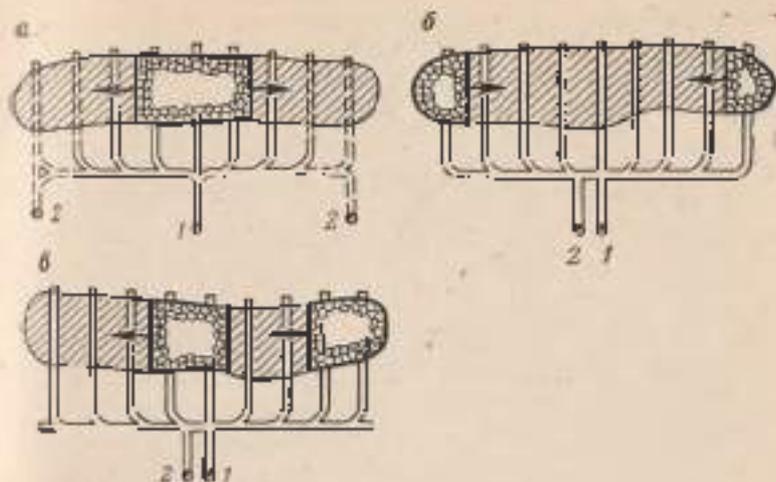


Рис. XIII 3. Порядок открытых выемки на этаже:
1 — основной ствол; 2 — вспомогательный ствол.

всему простираясь с некоторым ограничением обработки центральной части.

В пределах этажа блоки можно вынимать снизу вверх, сверху вниз и комбинированно.

Запасы полезных ископаемых по степени их готовности к очистной выемке делят на вскрытые, подготовительные и готовые к выемке (рис. XIII 4).

Вскрытые — это запасы месторождения или его части, находящиеся выше уровня подсеченна вскрышающими выработками (шахтным стволом, вкешлагаем, штольнейми).

Подготовительные называют запасы руды в блоках, панелях, в которых пройдены все подготовительные выработки, предусмотренные принятой системой разработки.

Готовые к выемке — это запасы в пределах блоков и панелей, в которых пройдены все карьерные выработки, необходимые для начала очистных работ в блоке.

Правилами безопасности разрешается начинать очистные работы в блоке только после проведения предусмотренных проектом подготовительных и карьерных выработок, обеспечивающих начало очистных работ, их безопасность и проветривание.

Для ритмичной работы шахты необходимо иметь резерв вскрытых, подготовленных и готовых к выемке запасов. При этом работы планируются таким образом, чтобы вскрытие опережало подготовку, а подготовка, в свою очередь, — очистную выемку.

Обеспечение шахты указанными категориями запасов необходимо для:

ритмичной и равномерной работы шахты, так как при эксплуатации месторождения одни участки обрабатываются, а другие не-

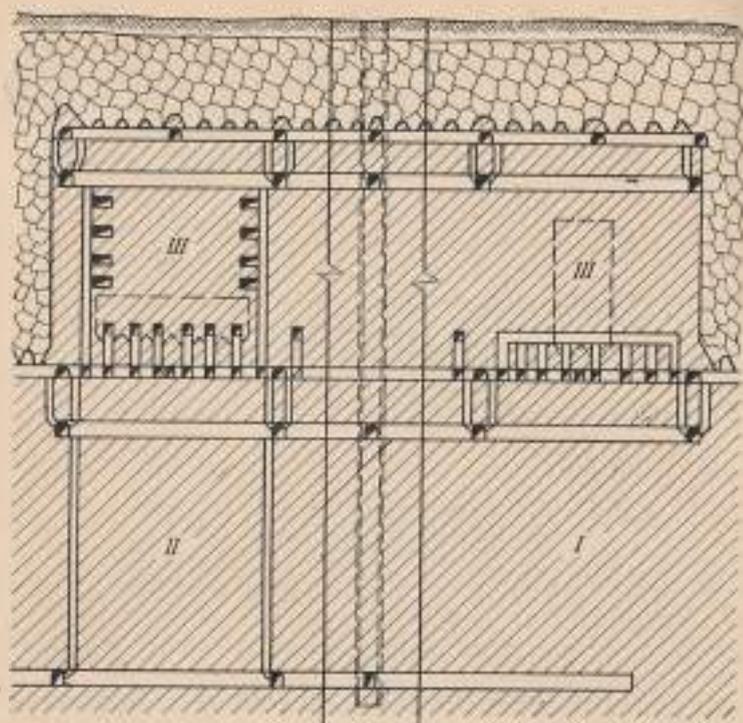


Рис. XIII 4. Вскрытие (I), подготовленные (II) и готовые к очистной выемке (III) запасы

обходимо вводить, не нарушая установленного размера добычи; создания резервных участков на случай выезда из строя основных участков добычи,

создания резерва времени на вскрытие, разведку и подготовку новых горизонтов и блоков,

регуляции постоянного содержания полезного компонента в добытой руде.

Глава XIV

СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ

§ 1. Простые способы вскрытия

Простые способы вскрытия (рис. XIV.1) наиболее часто применяют при разработке месторождений подземным способом. Среди простых способов различают вскрытие вертикальным стволом (рис. XIV.1, а, б), штормовой, наклонным стволом.

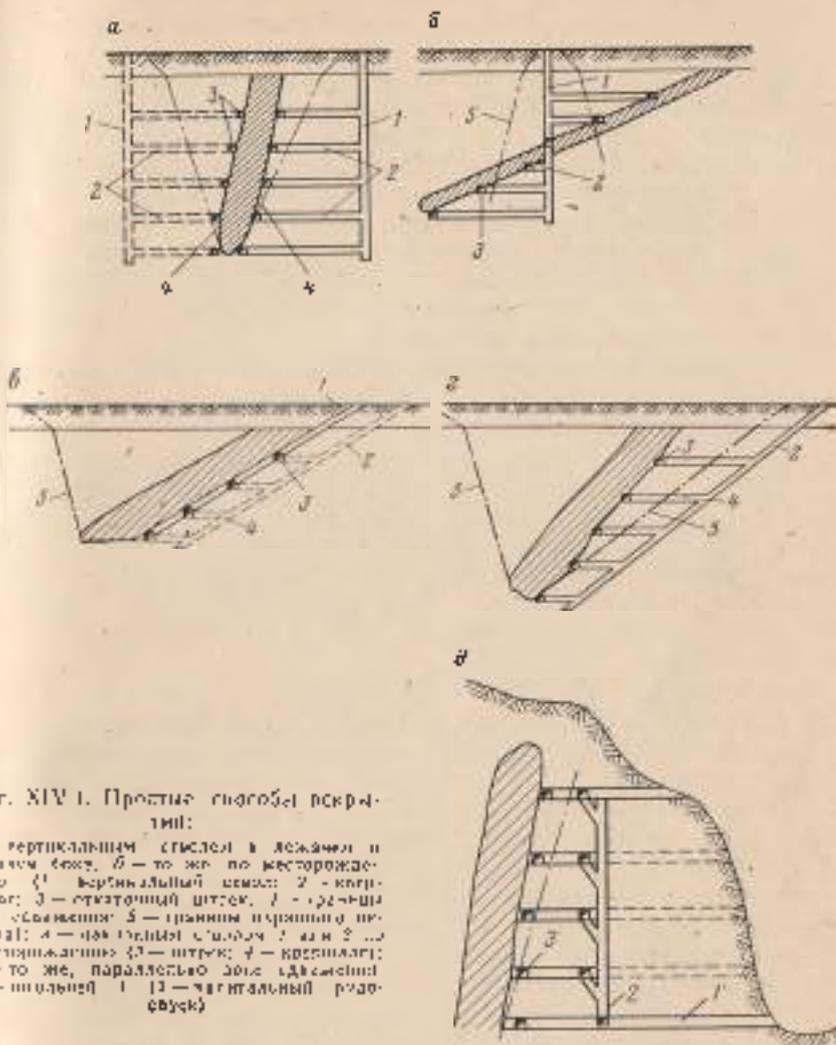


Рис. XIV.1. Простые способы вскрытия:

а — вертикальным стволом в лежащем и висячем боку, б — то же по месторождению; 1 — вертикальный ствол; 2 — коррипел; 3 — створочный штрек; 4 — трещина для обслуживания; 5 — транзитный штрек; в — транзитный штрек; 1 — ствол; 2 — коррипел; 3 — створочный штрек; 4 — трещина для обслуживания; 5 — то же, параллельно бою (двухствольный штрек); 1 — ствол; 2 — вертикальный разрез

Вскрытие вертикальным стволом. Место заложения ствола зависит от условий залегания месторождений и горно-геологических условий. В большинстве случаев ствол закладывают в лежащем боку месторождения вне зоны движения пород. На каждом эксплуатационном горизонте от ствола проводят вперёд штреки, а вдоль рудного тела до вспомогательных стволов — полезы и рудные штреки.

В висячем боку месторождения вертикальный ствол закладывают в тех случаях, когда породы лежащего бока сильно волнисты или неустойчивы, когда заложение ствола в лежащем боку не-

возможно или невыгодно по условиям рельефа или застроенности поверхности.

При заложении ствола в лежащем боку месторождения сокращаются суммарная длина квершлагов, время подготовки верхних горизонтов, время и затраты на ввод шахты в эксплуатацию.

Вертикальный ствол по месторождению располагается при разработке массивных, плотных залежей руденных руд. Для предохранения ствола от разрушения оставляют охранный целик. В этом случае лаваны и осыпной скользящего, заключенного в охранный целик, незначительны и приходится ствол по месторождению более рациональнее, чем располагать его в лежащем боку и проходить большой длины квершлаг.

Наклонными стволами вскрытия лучше месторождения с углом падения 15—30° при сыпловом подъеме и мощные месторождения при конвейерном подъеме.

Расположение наклонного ствола по месторождению (рис. XIV.1, б) позволяет отказаться от проходки квершлагов, сократить время на подготовку. При этом снижается стоимость проходки ствола вследствие отсутствия добычи руды. Свобода применения такого заложения ствола ограничивается необходимостью оставления охранных целиков. Наклонные стволы чаще применяются при вскрытии месторождений небольшой мощности и среднего залегания.

Наклонный ствол в породах лежащего бока (рис. XIV.1, в), параллельный к контакту месторождения или к линии движения пород лежащего бока. Закладывается в том случае, если угол контакта или сдвижения меньше угла напластования. При этом уменьшается или полностью исключается длина вскрывающих квершлагов по сравнению со вскрытием вертикальным стволом.

Сложности и большая стоимость проходки наклонного ствола, увеличение затрат времени на спуско-подъемные операции, трудность поддержания в процессе эксплуатации снижают эффективность этого способа вскрытия.

Вскрытие штольной применяют при обработке месторождений в гористой местности (рис. XIV.1, г). Каждый горизонт вскрывают или отдельной штольгой, или кроме штольги проходят слепые стволы и капитальные рудоспуски для обработки нескольких горизонтов. По капитальным рудоспускам переключают руду на капитальную штольгу. Штольги можно располагать со стороны лежащего или висячего бока, параллельно или диагонально от вертикально месторождения.

Устье штольги необходимо располагать в местах, не подверженных завалам, осыпям или снежным лавинам, затопленным гаводками или ливневыми водами. Размеры площадок перед устьем штольги должны обеспечить удобное размещение поверхностных сооружений и подъездных путей.

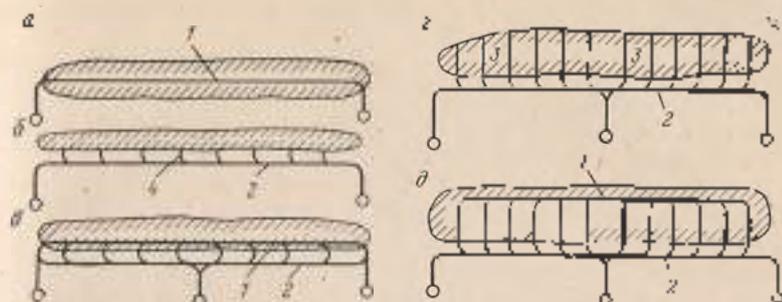


Рис. XIV.2. Схемы подготовки шахтного поля
 1 — ручной шпекс, 2 — полезный штрек, 3 — сет, 4 — корригирующий материал (по-
 гелицид на ствол не указан)

При вскрытии месторождений штольней достигается более низкая стоимость проведения и поддержания главной вскрывающей выработки, транспортирования руды, отсутствуют перегружающие сооружения (дизаторная, бункера, вахеры опрокидывания), уменьшаются затраты на водоотлив, не требуются и подъемные машины.

§ 2. Схемы подготовки шахтного поля

Для очистной выемки необходимо пройти комплекс подготовительных выработок. Подготовительные выработки можно проводить по руде (рудная подготовка) и по пустым породам (полезная подготовка). Выбор между рудной и полезной подготовкой решается технико-экономическим сравнением. При этом необходимо учитывать срок службы горизонта, необходимые затраты на проведение и поддержание выработок и ряд других показателей.

При подготовке маломощных месторождений откаточный штрек обычно проходит по руде (рис. XIV.2, а), полезную подготовку осуществляют при недостаточной устойчивости руд (рис. XIV.2, б).

К подготовительным выработкам при разработке маломощных месторождений относят откаточный штрек и висящие в каждом блоке. При подготовке мощных месторождений в блоке проходит откаточные штр., штрек и ряд висящих.

Смешанную подготовку (рис. XIV.2, в, д) осуществляют при разработке слабоустойчивых руд. Откаточные и вентиляционные подбоковые выработки проходят в лежащем боку вне зоны сближения пород при обработке нижележащего этажа.

Классическое расположение главных откаточных выработок (рис. XIV.2, е) применяют при разработке мощных месторождений на шахтах большой производительности. Откаточный штрек лежащего бока и кварцшпиги обычно проходят двухпутными, а откаточные штр. и штрек висящего бока — однопутными.

§ 3. Построение зоны и грани сдвижения на поверхности

Горные породы до начала выемки полезного ископаемого находятся в состоянии равновесия. Выемка полезного ископаемого нарушает равновесие окружающих пород, вызывая их смещение в выработанное пространство. Это явление называют движением горных пород, а часть земной поверхности, подвергшуюся сдвиганию, — мульдой сдвижения. В зависимости от литологического состава, крепости и строения толщ пород, расположенных выше разрабатываемых залежей, глубины залегания и угла падения пород, мощности разрабатываемой залежи и гидрогеологических условий, нарушенности пород, применяемых систем разработки и способа управления кровлей и рельефа местности изменяются характер смещения пород, форма мульды сдвижения и длительность процесса смещения.

В результате перемещения вмещающих пород в выработанное пространство образуются зоны обрушения 1 и зоны сдвижения 2 (рис. XIV.3, а).

Зона обрушения — участок земной поверхности с разломом и разрушенном слоем. Зона обрушения у своих границ имеет форму террас с дальнейшим переходом в обрушение.

В зоне сдвижения оседает земная поверхность без разрыва ее сплошности. Горные выработки, здания и сооружения на поверхности, находящиеся в зоне сдвижения, деформируются. Горные породы в пределах зон сдвижения и обрушения перемещаются по наклонным поверхностям сдвижения 3 и обрушения 4. Углы наклона поверхности сдвижения к горизонту называются углами сдвижения 5. Величина угла сдвижения зависит от физико-механических свойств горных пород, слоистости, обводненности, глубины разработки и других факторов.

При построении зоны и границ обрушения на поверхности руководствуются углами естественного откоса для рыхлых пород в углах сдвижения для скальных пород, устанавливаемых по мере изучения процесса сдвижения для данного месторождения или по аналогии.

Для построения зоны сдвижения и ее границ (рис. XIV.3, б) на продольном и поперечных размерах месторождения от конечной глубины разработки у контактов лежачего, включая боков и по простиранию строят углы сдвижения пород по соответствующим направлениям до контакта коренных пород с наносами. Если имеющиеся породы неоднородные, то по каждому пересекаемому пласту необходимо откладывать угол сдвижения, характерный для данной породы. От точки выхода линии сдвижения к контакту с наносами откладывают линии сдвижения под углом, характерным для данных наносов, до выхода на земную поверхность.

Точки выхода линий сдвижения на земную поверхность дают границу воздействия подземных горных работ. Если построение

Пример построения предохранительного целика для вертикального ствола, пройденного по месторождению, способом вертикальных разрезов приведен на рис. XIV.3, в.

Охраняемая площадь состоит из площади охраняемого объекта и участка, образуемого предохранительной бермой. Для объектов малых размеров в качестве охраняемой площади принимают площадь прямоугольника, описанного вокруг контура объекта, стороны прямоугольника должны быть параллельны элементам залегания залежи.

При построении предохранительных целиков строят разрезы вкрест простиранию и по простиранию залежи. Для ствола ширины бермы принимают 20 м. Проф. Н. А. Стряков рекомендует при разработке мощных рудных месторождений ширину бермы увеличивать до 50—60 м.

В дальнейшем от внешних грани бермы на разрезах вкрест простиранию и по простиранию проводят линии сдвижения по валсам до коренных пород и далее по пересекаемым коренным породам и руде. Если вмещающие породы неоднородные, то при построении предохранительного целика следует помнить, что углы сдвижения пересекаемых пород неодинаковы, и линия предохранительного целика будет не прямой, а ломаной. Проекция точек пересечения линий сдвижения с рудной залежью переносят на план и получают контур предохранительного (охранного) целика. В границах предохранительного (охранного) целика запрещается ведение горных работ, кроме проведения горно-подготовительных выработок.

Глава XV

ПРОВЕДЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. Дренажные и водоотливные горные выработки

Для эффективной обработки шахтных полей обводненных месторождений необходим комплекс осушительных работ.

В горной практике находят применение поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения.

Поверхностный способ осушения предназначен для предварительного снижения напоров подземных вод системой водопонижающих скважин, пробуренных с поверхности и оборудованных насосами. Это позволяет в более короткие сроки обеспечить безопасные условия ведения горных работ и оперативно управлять процессом осушения.

Подземный (шахтный) способ осушения осуществляется с использованием подземных горных выработок.

На месторождениях со сложными гидрогеологическими условиями применяют комбинированный способ осушения с использованием глубоких скважин, пробуренных с поверхности, и скважи-

алдных дренажных выработок или целых горизонтов. Примером такого способа осушения может служить поле рудника им. Фрунзе в Криворожском железорудном бассейне.

В некоторых бозу рудосодержащих роговиков и глауков залегает мощная толща карбонатных пород, в которых приурочен обширный трещиннокарстовый водоносный горизонт. При эксплуатации месторождения карбонатные породы толщуют в зону обрушения, в результате чего в отдельные пространства могут поступать большие притоки воды с вышком рыхлых пород, заполняющих карстовые полости. Система осушения состоит из ряда водоопускающих скважин, пробуренных с поверхности вдоль простирания рудной залежи в карбонатные породы, в трех дренажных горизонтах, из которых в эти породы пробурены кустами горизонтальные дренажные скважины длиной по 100—200 м.

Проведение дренажных выработок аналогично проведению обычных подготовительных выработок. Отличия заключаются в том, что предварительно по трассе будущей дренажной выработки пробуривают ослезжающую скважину, а в проводимых дренажных выработках на случай внезапного прорыва воды сооружают водонепроницаемые перегородки.

§ 2. Проведение горизонтальных выработок

Форма поперечного сечения горизонтальных выработок устанавливается в зависимости от физико-механических свойств горных пород, величины и направления горного давления, срока службы выработки, ее поперечных размеров и рода крепящих материалов. При разработке рудных месторождений наиболее распространенными формами поперечного сечения горизонтальных выработок являются трапециевидная, арочная и эллиптическая.

Размеры поперечного сечения горных выработок зависят от их назначения и габаритов располагаемого в них оборудования. Определены для них размеры подвижного состава, число рельсовых путей, расстояние между крепью и наиболее выступающей частью подвижного состава, способ передвижения людей и количество воздуха для проветривания воздуха. Минимальные зазоры между крепью и подвижным составом определены «Едиными правилами безопасности при разработке рудных, цветных и россыпных месторождений подземным способом» [19].

При проведении горных выработок осуществляется ряд основных и вспомогательных операций в определенной технологической последовательности. Основные проходческие операции включают бурение, зарядание и взрывание шпуров, проветривание, уборку пород, крепление выработки и настелку пути. К вспомогательным операциям относят наращивание труб для подачи сжатого воздуха и воды, подводку кабелей, устройство водопроводных кранов и др.

Комплектом шпуров называют наилучшее (минимальное) число дробуренных в забое шпуров, обеспечивающих при данном взрывчатом веществе и прочих равных условиях наиболее высокий коэффициент использования шпуров (к.и.ш.) при взрыве.

Коэффициентом использования шпуров называют отклонение подвигания забоя за взрыв к средней глубине шпуров и комплекта. Обычно величина этого коэффициента равна 0,85 для пород средней и выше средней крепости и 0,9 для пород ниже средней крепости.

Необходимое число шпуров на забой определяется в зависимости от крепости горных пород и размера поперечного сечения выработки.

Глубина шпуров зависит от заданной скорости проходки горной выработки, числа рабочих в проходческой бригаде, организации и степени механизации проходческих работ. Обычно глубина шпуров находится в пределах 0,5—0,7 от ширины горизонтальной выработки.

Шпуры, входящие в комплект, подразделяются на врубовые, отбойные и оконтуривающие.

Врубовыми называют шпуры, заряды которых, взрываясь первыми, создают доходящую до обожженной плоскости и облегчают работу зарядов остальных шпуров.

Отбойными называют шпуры, заряды которых взрывают после врубовых.

Оконтуривающими называют шпуры, пробуренные по периметру выработки и придающие ей необходимую форму сечения. Заряды этих шпуров взрывают последними. В крепких породах устья оконтуривающих шпуров располагают на расстоянии 15—25 см от стенки, кровли и почвы выработки, а донная часть их выходит за контур выработки на такую же величину.

Перед началом бурения шпуров проверяют правильность направления проводимой выработки, отмечают середину забоя, а по реперам — уровень почвы. После этого при помощи шаблонов и отвесов рассчитывают расположение шпуров в соответствии с паспортом буровзрывных работ.

При проведении горизонтальных выработок в однородной крепкой породе для бурения шпуров применяют пневматические ручные перфораторы марки ПР-22, ПР-26, ПР-30К и другие совместно с пневмоподдерживающими колонками типов П-8, П-11, П-13. Число одновременно работающих бурильных машин при бурении с пневмоподдерживающими колонками принимают из условия 2,5—3 м² площади забоя на одну машину.

Уровень механизации буровых работ при работе на ручных перфораторах не превышает 60—70%. Поэтому в последние годы широко применяют высокопроизводительные бурильные установки БУ-1, БУР-2, СВКПС-2, СНУ-2м и др. Бурение шпуров этими установками позволяет увеличить производительность труда в 5—6 раз и сократить число бурильщиков во много раз.

При проведении горизонтальных выработок применяют основное и электрообливное взрывание при помощи капсюлей-детонаторов и огнепроводного шнура, а также электровзрывание при помощи электродетонаторов мгновенного и короткозамедленного действия.

Бурение шпуров и взрывные работы должны вестись в строгом соответствии с паспортами буровзрывных работ, составленными на каждый забой. В паспорте приводятся условия взрывания, схема расположения шпуров, основные расчетные данные и показатели по ожидаемым результатам взрыва.

§ 3. Проведение наклонных выработок

В последние годы в горнорудной промышленности вырос объем проходки наклонных стволов. Объясняется это широким применением высокопроизводительного конвейерного транспорта.

Проведение наклонных выработок с точки зрения технологии выполнения основных операций и их организации во многом аналогично тропедению горизонтальных выработок и отличается лишь некоторыми особенностями.

Подготовка проходки наклонных стволов предусматривает устройство устья ствола, строительство временных и постоянных зданий и сооружений, а также специальных эстакад для разгрузки спусков на поверхности.

Устья наклонных стволов проходят открытым способом с применением драглайнов, скреперных лопат, экскаваторов и автокранов с грейферами. При сооружении устья стволов в неустойчивых породах стенки котлована закрепляют временной деревянной распорной крепью. Постоянное крепление устья каменных стволов возводят из бетона, железобетона или тубингитов. После возведения постоянной крепи устья наклонных стволов, гидроизоляции наружных стен и перекрытия котлована засыпают породой.

Проходка наклонных стволов по скальным породам осуществляется с применением буровзрывных работ. Для бурения шпуров обычно применяют ручные перфораторы в комплекте с пневмоподдерживающими колонками. Уборку породы производят скрепером с погрузкой ее в скин, используя для этой цели специальный передвижной лоток. На полке располагается скреперная установка, а скин для загрузки заходит под полку. В угольной промышленности наклонный фронт проходки наклонных выработок с применением специальных погрузочных машин ПНБ-5, ПНБ-7 («Проходчик») и КПС-1.

Временное крепление каменных стволов в крепких скальных породах осуществляется штанговой крепью и сочетанием с металлической сеткой. В местах тектонических нарушений в качестве временной крепи применяют арочную податливую крепь с затяжкой боков и кровли железобетонными плитами. Постоянную крепь

возводят после проходки ствола или на значительном расстоянии от забоя. В качестве постоянной применяется бетонная или железобетонная крепь; для крепких и устойчивых пород целесообразно применять набрызгбетон.

§ 4. Проходка вертикальных выработок

Форму поперечного сечения ствола шахты выбирают в зависимости от назначения, срока службы и физико-механических свойств порежеаемых пород. Наиболее типичными формами являются круглая и прямоугольная.

Прямоугольная форма позволяет лучше использовать площадь поперечного сечения стволов шахт, но применяют ее очень редко, так как типичным материалом крепи при этом является дерево, которое не может воспринимать большого горного давления и имеет незначительный срок службы. В горнорудной промышленности эта форма сечения применяется в крепких породах при небольшой глубине ствола и малом сроке его службы.

Стволы с круглым сечением, для которых для крепления применяют бетон и металл, широко распространены в горной промышленности, так как крепь из этих материалов предохраняет стволы от нарушений в самых неблагоприятных горно-геологических условиях в течение большого срока службы.

Размеры поперечного сечения стволов шахт определяют графически в зависимости от числа, типа и размеров подземных сосудов, расположения их в стволе, типа проводников и расстояний, а также от размеров лестничного и трубного отделений.

Перед проходкой ствола выполняется большой объем подготовительных работ, которые заключаются в проведении линий электропередачи, связи, водоснабжения; строительстве механических мастерских, складов для хранения различных материалов, оборудования и др.

В подготовительный период строительства шахты наряду с вышеуказанными работами ведут проходку устья ствола с применением временного или постоянного проходческого оборудования.

После выемки породы и закрепления верхней части устья монтируют железобетонную крепь на глубину 4—5 м, устанавливают основную (здоровую) раму, которая служит для вскрытия устья ствола, устройства для и надежного предохранения работающих в стволе людей от падения различных предметов.

При дальнейшей проходке устья стенки ствола закрепляют кольцами временной крепи, изготовляемой из швеллера № 16—24. Первое кольцо временной крепи подвешивают к штатным подвескам, заделанным в верхней части постоянной крепи устья. Расстояние между кольцами обычно 1 м, между подвесками — 1,2—1,5 м. Пространство за кольцами закрывают досками или металлической сеткой, которую при доведении выработки крепи оставляют и она служит в качестве арматуры.

Оборудование для прохода ствола состоит из прищипочного копра, подъемной установки, лебедок, направляющих шкивов, канатов, насосов, подъемных сосудов и т. д.

При проходе ствола широко применяют сборно-разборные металлические копры шатрового типа (рис. XV.1), основой которых является простота сборки и разборки. Такой копер имеет подшивную 1 и приемную 2 площадки, разгрузочные желоба 3 и лестницы 4. На подшивной площадке развешивают шкивы для подвески различного оборудования в стволе. Внутри копра на высоте 5—7 м от нулевой площадки устраивают приемную площадку для разгрузки бадей. Выгруженная из бадей порода поступает в наклонный желоб, оканчивающийся секторным затвором. Люди машинисты и оборудование спускают в бадей с нижней — приемной площадки, уровень которой совпадает с уровнем основной прищипочной рамы.

Порода на поверхности выдают бадейми. Наиболее устойчивыми и безопасными являются бадейки бочкообразной формы (рис. XV.2, а). Бадья состоит из металлического сварного корпуса и шарнирно присоединенной к ней дужки. Для опрокидывания бадей при ее разгрузке к днищу корпуса с наружной сторо-

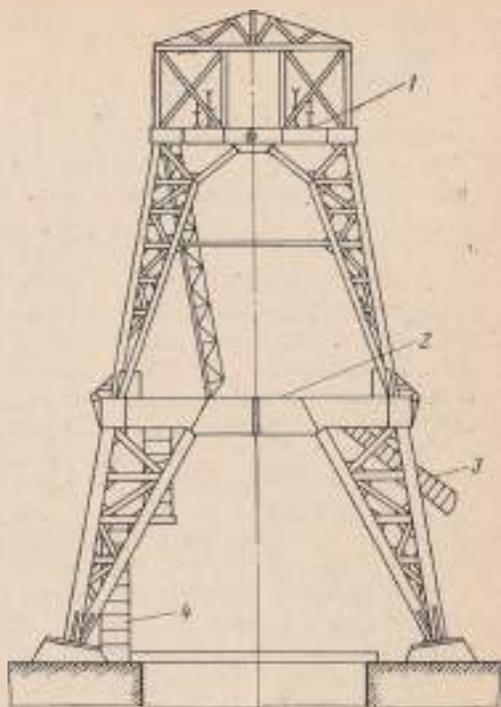


Рис. XV.1. Шатровый металлический копер шатрового типа

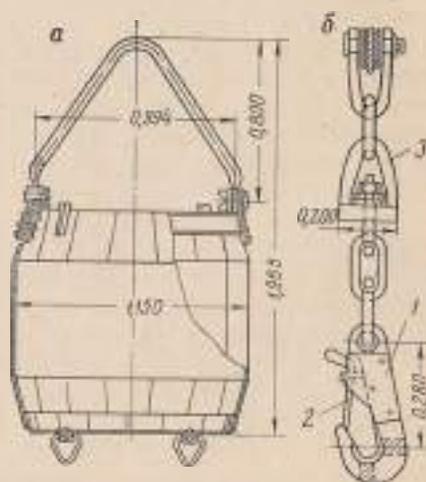


Рис. XV.2. Лавоческая бадья и прищипочное устройство

ни прикреплены два кольца. Высота бадей колеблется от 0,75 до 6,5 м³.

К подъемному канату бадей подвешивают прицепным устройством (рис. XV.2, б), которое состоит из крюка 1 с защелкой 2 и вертлюга 3. Предохранительная защелка на крюке надежно задерживает в зеве крюка дужку бадей и препятствует ее самопроизвольному отсоединению. Вертлюг устраняет вращение крюка и раскачивание бадей в случае приложения обычных крутящихся моментов.

Для устранения раскачивания бадей во время ее движения по стволу навешивают направляющие казаты. Верхние концы канатов, пропустив через шкивы на подшивной площадке, закрепляют на барабанах лебедок, а нижние концы — на подвесном полке. В качестве направляющих применяют стальные круглые канаты закрытой конструкции или спиральные из толстых проволок диаметром 2,8—3,5 мм. По направляющим канатам вместе с бадей перемещается направляющая рамка, предотвращая ее раскачивание. Рамка снабжена зонтом из листовой стали толщиной 5—6 мм для предохранения людей, находящихся в бадей, от падающих в ствол предметов.

В зависимости от устойчивости и водобольности перескаемых горных пород способы проходки стволов подразделяются на обычные и специальные. Обычным способом проходят стволы в устойчивых маловодных породах, а специальным — в неустойчивых и сильноводных породах. Обычный способ проходки ствола характеризуется непосредственной выемкой породы из забоя и последующим закреплением этого участка постоянной крепью.

Штуры при проходке стволов бурят ручными перфораторами ПР-25, ПР-30Л и др. Число бурильных машин, одновременно работающих в забое, принимают из условия 2,5—3,0 м² площади забоя на одну машинку. В стволах круглой формы штуры располагают по концентрическим окружностям, описанным из центра ствола. По первой от центра окружности бурят врубовые штуры, по последней — периферийные. Врубовые штуры бурят с наклоном к центру ствола с расчетом, чтобы концы их несколько не доходили до центра. Наклон штуров зависит от их глубины и крепости пород и обычно принимается в пределах 85—70°. Основную массу породы разрушают отбойные штуры, расположенные между окружностями врубовых и периферийных. В зависимости от общего числа штуров в забое число окружностей отбойных штуров колеблется от одного до четырех. Отбойные штуры бурят вертикально к плоскости забоя, а периферийные — с наклоном 85—87° в направлении к стенке ствола. В крепких породах нижние концы сконтурированных штуров располагают за проектным контуром ствола с таким расчетом, чтобы после взрыва сеченье ствола соответствовало проектному. Соотношение числа штуров в окружностях примерно 1:2:3:4.

Работы, относящиеся к зарядке шурфов, состоят из приготовления патронов-боек, спуска ВМ в ствол, зарядки шурфов и монтажа взрывной электросети по схеме, указанной в паспорте буровзрывных работ. Патроны-бойки пригодно для использования в специальном здании зарядной будки, расположенной не ближе 50 м от других зданий и сооружений. Сумка с патронами-бойками опускают в забой ствола отдельно от прочих взрывчатых материалов.

После окончания монтажа электровзрывной сети и присоединения к ней магистральных проводов взрывники поднимаются из колод и с целью проверки токопроводимости взрывной сети испытателем ВМО-3. Затем магистральный провод с помощью двухполюсного выключателя соединяют с кабелем, предназначенным только для обслуживания взрывных работ.

Для удаления из ствола вредных газов, образующихся при взрыве ВМ, забой ствола проветривают. При проходке стволов обычно применяют нагнетательную схему проветривания. Для этой цели на поверхности вблизи ствола устанавливают вентилятор, подающий свежий воздух по вентиляционным трубам, проложенным по стволу. Нагнетательное проветривание обеспечивает более интенсивное удаление из забоя вредных газов, так как они имеют высокую температуру и отбрасываются силой взрыва вверх по стволу, а нагнетаемый в забой воздух способствует естественному движению продуктов взрыва.

Загрузка породы является одной из наиболее трудоемких операций и занимает до 60% времени проходческого цикла. В настоящее время загрузка породы при проходке стволов почти полностью механизирована применением пневматических рейферных грузчиков КС-2у/40.

Для крепления стволов, проходных буровзрывным способом, применяют бетон и значительно реже железобетонные и металлические обделки. Монолитная бетонная крепь отличается высокой прочностью, огнестойкостью, водо- и газонепроницаемостью, оказывает небольшое сопротивление воздушной струе. Особенно широкое распространение монолитная бетонная крепь получила благодаря успешному внедрению способа доставки бетонной смеси по троспроводам с поверхности до места укладки в ствол.

Проходка шурфов. Шурфы обычно имеют большую площадь сечения (1,5—2,5 м²) и глубину (8—30 м). Проходят их ручным способом, механическим при помощи передвижных шурфопроходческих агрегатов и с помощью буровзрывных работ.

Ручной способ проходки применяют в слабых породах при небольшой глубине шурфа, когда не требуется применение буровзрывных работ для разрушения коренных пород и когда работы носят единичный характер. В этом случае породу из шурфа вынимают при помощи кайл и лопат.

Для механизированной проходки шурфов в мягких породах, не содержащих крупных твердых включений, применяют буровые

агрегаты КШК-25 и КШК-30. С помощью этих агрегатов проходят шурфы круглого сечения диаметром 1230—1300 мм на глубину до 30 м. Порода разрушается и удаляется из шурфа буром и расширителями, арашающимися с частотой 10—20 мин.

При проходке весьма глубоких (свыше 30 м) шурфов применяют также же проходческие оборудование, как при проходке стволов глубиной 200—250 м. Технология и организация работ при этом аналогичны работам при проходке стволов.

§ 3. Механизация проходческих работ

Опыт показывает, что только коренным усовершенствованием технологии и комплексной механизацией проходческих работ можно добиться значительного повышения производительности труда. Так, внедрение передвижных металлических опалубок в сочетании с подачей бетона по трубам с поверхности до места его укладки, позволило организовать циклично-поточную технологию работ и повысить производительность труда проходчиков в 4 раза.

Проходка вертикальных стволов. Бурение шурфов механизировано прицепным установкой ВУКС-1м, уборка породы — рейферными грузчиками КС-2у/40, КС-1м, крепление ствола — металлическими передвижными струбциками и подочей blast-схватывающегося бетона по трубам с поверхности непосредственно на месте укладки, зарядание шурфом — зарядчиком ЗС-1, выбуривание лунок под раскрепку — установкой РД-1.

Применение указанной механизации позволило увеличить среднемесячные скорости проходки стволов почти в 3 раза, повысить производительность труда проходчиков, значительно упростить технологию проходки стволов, улучшить условия работы проходчиков.

На проходке горизонтальных выработок механизированы почти все основные проходческие операции в отдельности, однако технология проведения в целом не является такой стройной и единой, как на проходке стволов. Объясняется это прежде всего большим разнообразием горно-геологических условий и видов крепи, применяемых в этих условиях. Если на проходке стволов основным видом крепи является бетонная, то при проведении горизонтальных выработок основными видами крепи являются штанговая, арочная, торкретбетонная, бетонная, деревянная.

Процессы бурения и уборки породы при проведении горизонтальных выработок механизированы применением буроборозочных машин БНМ-1, БНМ-2, ПНБ-2П, буровых установок СБКНС-2, ВУ-1, ЗУР-2, СВУ-2м, погрузочных машин ПЛН-3, ПЛН-2с, ПЛМ-4а, ПНБ-3к, ПНБ-2к и др. Наиболее механизирована операция крепления выработок, особенно при применении таких видов крепи, как арочная и деревянная. Бетонирование горизонтальных выработок было одной из наиболее трудоемких видов крепи. В настоящее время на вооружении шахтостроителей

имеется целый ряд пневмоаггрегатов и передвижных металлических опалубок, которые резко снизили долю ручного труда при бетонировании выработок и уменьшили затраты на возведение крепи. Наиболее широко применяется пневмобетоукладчики УБ-1, ШИ-0,3, ПБУ-5, ЛПБУ-2, передвижные опалубки ОМП-1 конструкции КузНИИЦахтострой, сборно-разборные опалубки ОГУ-1м и ОВГ-1м конструкции ДНИИПодземмаша.

В начале 70-х годов в горнорудной промышленности расширяется применение крепления выработок набрызгбетоном. Достоинством этой крепи является отсутствие опалубки (безопалубочное бетонирование). Больше всего набрызгбетон применяется для крепления капитальных и подготовительных выработок.

В сравнении с другими видами крепи возведение набрызгбетонной крепи менее трудоемко и более экономично. Крепление набрызгбетоном позволяет повысить безопасность проведения горных выработок, поскольку оно может применяться непосредственно вслед за проходкой. Достоинством этой крепи является универсальность: она может применяться в качестве временной, постоянной, в сочетании с штанговой крепью и т. д.

Наша промышленность выпускает ряд машин для безопалубочного бетонирования: БМ-60, БМ-68, ПБМ и др.

Зарядание шпуров при проведении горизонтальных выработок механизировано применением зарядников ЗП-2 и гранулированных ВВ. Выпускается также целый ряд гранулированных ВВ с широким диапазоном применения в различных горно-геологических условиях. Это гранулиры марок АС-8, АС-4, С-2м, грамчол А-8, зерногранулы 79/21.

Проходка наклонных выработок. Уровень механизации основных проходческих операций значительно ниже, чем при проведении горизонтальных выработок. Из основных операций механизирована только уборка породы. Наша промышленность выпускает специальные погрузочные машины для наклонных выработок ППЗ-5, ППН-7 («Проходчик») и КНС-1. Эти машины предназначены для уборки породы в выработках площадью сечения до 12 м². В горнорудной промышленности наиболее приемлемыми наклонными выработками являются стволы площадью сечения более 20 м². Поэтому основным видом уборки породы в стволе наклонного ствола является скреперная погрузка.

§ 6. Организация проходческих работ

Выбор организации работ при проведении горных выработок зависит от заданной скорости проведения выработок, физико-механических свойств горных пород, площади поперечного сечения выработки, уровня механизации основных проходческих операций и других факторов.

В зависимости от принятой организации работ основные проходческие операции выполняют последовательно или некоторые из них сменяют во времени и ведут параллельно.

Основную часть времени цикла при проведении выработок в крепких породах занимают бурение шпуров и уборка взорванной породы. Поэтому при последовательном выполнении операций целесообразно применять буровые установки с мощными перфораторами и экскаватороизводительные машины для уборки горной породы, обеспечивающие минимальную продолжительность проходческого цикла.

Преимуществами организации работ с последовательным выполнением проходческих операций является ее простота, максимальная безопасность работ, возможность применения более глубоких шпуров и рационального их расположения. К недостаткам такой организации работ относится большая продолжительность цикла.

Параллельное выполнение проходческих операций позволяет сократить продолжительность цикла в 1,2—1,4 раза. Эффективность совмещения тем выше, чем больше относительная продолжительность основных операций. Обычно при проведении горизонтальных выработок совмещают бурение шпуров с уборкой породы или креплением. В этом случае продолжительность цикла меньше суммы времени на выполнение каждой операции. Параллельное выполнение проходческих операций позволяет увеличить скорость проведения выработок, но организация работ при этом усложняется, что сказывается на ухудшении условий работы.

В настоящее время при проведении горизонтальных выработок применяют циклическую организацию труда с последовательным выполнением таких основных операций, как бурение шпуров и уборка породы; крепление и настилку пути часто совмещают с бурением шпуров.

Работы по проходке ствола выкладывают по заранее разработанным графикам цикличности. Продолжительность цикла определяется, главным образом, временем на выполнение основных проходческих операций и находится в прямой зависимости от производительности принятого оборудования, физико-механических свойств пересекаемых стволом пород, их обводненности, а также от четкости организации всех работ.

На шахтах Советского Союза имеются многочисленные примеры проведения горных выработок. Нашей стране принадлежат мировые рекорды скорости проходки стволов и горизонтальных выработок, которые соответственно равны 401,3 и 1237,6 м/мес.

Рассмотрим несколько примеров передовых методов организации труда при проходке выработок в крепких горных породах.

В 1975 г. бригадой В. В. Сидорука (комбинат Кривобасе-шахто-проходка) была осуществлена скоростная проходка квершлага на гор. 865 в шахте № 1 им. Артема рудника им. Кирова. Бригада состояла из 111 чел., которые работали в четыре шестичасовые смены при непрерывной рабочей деде.

Квершлаг площадью сечения 11,06 м² и общей длиной 850 м проходили по породам различной крепости. Забой обуривали сд-

одновременно всеяку перфораторами ПР-25 с пневмоподдерживающих колонок № 1. Глубина шнуров 2,2—2,4 м, число шнуров в комплекте — 36. В качестве ВВ применяли скальный аммонит № 1 и динафалит. способ взрывания — электротнковой.

Породу убирали перфораторной машнкой ПНБ-3к в саморазгружающемся вагоне ВПК-7.5 и ВПК-10. Проходку обслуживало четыре электроваза 14КР и пять вагонов.

За 31 рабочий день было выполнено 376 проходческих циклов со средним уклоном забоя за шок 2,0—2,1 м в проходку 773,6 м квершлага.

Мировой рекорд проведения горизонтальных выработок был установлен в 1965 г. на руднике «Мирганимськ». Штрек площадью сечения 10 м² был пройден в породах с коэффициентом крепости 13—14.

Скорость проходки стволов является основным показателем организации работ и использования проходческого оборудования. За последние годы в результате коренного усовершенствования техники и организации труда были достигнуты высокие скорости проходки, которые превосходят лучшие показатели зарубежной практики.

В 1975 г. бригадой В. В. Гончара из комбината Кривбасшахтопроектирования был установлен рекорд скорости проходки стволов горнорудной промышленности — 220 м/мес. Бригада состояла из четырех звеньев по 6—7 проходчиков, работающих по скальзационному графикам, и трех звеньев бурильщиков по 10 чел. в каждом. Работы велись в три смены до 8 ч.

Бурение шнуров производили перфораторами ПР-25. Глубина обжимных шнуров 3,5 м, взрывных — 4 м. Число шнуров в комплекте — 104. Время обуривания забоя составляло 1 ч 45 мин. В качестве ВВ для зарядки шнуров применяли скальный аммонит № 1 в патронах диаметром 36 мм.

Для уборки породы применяли комплекс ЗКС-2у/40 с емкостью грейферов 0,65 м³. Время уборки породы вместе с зачисткой забоя составило 4 ч.

Крепление ствола производили бетоном марки 150, который подавали по трубам диаметром 168 мм. Толщина стенок бетонной крепи — 300 мм. Время набора необходимой прочности бетона за опалубкой составляло 2 ч 10 мин.

За 31 рабочий день было выполнено 68 проходческих циклов со средним уклоном забоя за цикл 3,24 м.

Мировой рекорд скорости проходки стволов был установлен бригадой П. М. Кондратиюка из комбината Донецкшахтострой в 1969 г. на шахте № 17-17-бис.

§ 7. Меры безопасности при проведении подземных выработок

Проведение горных выработок сопряжено с трудностями в условиях, вызываемыми горным давлением, обводненностью горных пород, образованием газов при взрывных работах и др.

Поэтому в выработках необходимо постоянно поддерживать условия, обеспечивающие нормальную и безопасную деятельность людей.

Требования, обеспечивающие создание таких условий, предусмотрены в правилах безопасности для горнодобывающих отраслей промышленности. Правила безопасности требуют, чтобы каждое рабочее место обеспечивалось нормальным проветриванием, освещением, средствами оповещения об аварии, находилось в состоянии полной безопасности и перед началом работ осматривалось главным мастером или бригадиром.

В устойчивых породах горизонтальные выработки можно проходить и оставлять без крепления при сводчатой форме выработки. Крепление устья всех выработок, проходных с поверхности, обязательно. Все сопряжения наклонных и вертикальных выработок между собой и с горизонтальными выработками должны быть закреплены независимо от крепости пород. Крепление выработок и их сопряжений должно производиться в соответствии с утвержденным проектом или паспортом крепления.

Буровзрывные работы на проходке выработок производится в соответствии с паспортами ВВР, которые составляются для каждой выработки на основании опытных данных. В паспорта должны включаться схемы расположения шпуров, величины зарядов шпуров, наименьшие ВВ и средства взрывания, количество серий и последовательность взрывания шпуров, время проветривания и место укрытия взрывника и рабочих на время взрыва.

Перед заряданием шпуры очищают от буровой пыли и выставляют из безопасного расстояния казенные пласти в местах возможных повступов к забой, где должно производиться взрывание. Взрывные работы ведут местами только лица, имеющие «Единую книжку взрывника».

Зарядание заключается в последовательной засылке патронов ВВ в шпур с помощью забойника, который изготавливают из дерева или другого материала, не дающего искры. Патрон-боек (обычный патрон ВВ со вставленным в него электродетонатором или зажигательной трубкой) в шпур засылают либо первым от ана шпура, либо последним. Во всех случаях дно пачки электродетонатора или детонатора должно быть направлено из основной заряд ВВ.

Осторожное обращение с взрывчатыми материалами на всех этапах взрывных работ является обязательным. Особое внимание должно обращать на патроны-бойники.

При проходке стволов шахт и шурфов спуск ВВ и патронов-боевиков производится медленно при малой скорости движения бады. Электропроводящая сеть и лабы ствола должны монтироваться при помощи латенных проводов, подвешенных на колышках. При этом колышки должны быть такой высоты, чтобы вода не достигла антенны. Взрывание разрешается производить только с поверхности после выезда на поверхность переноса, производя

шего заряжание и монтаж взрывной сети. При этом в стволе должны быть открыты все яды и из надшахтного здания удалены все люди, кроме лица, производящего взрывание.

При проходе стволов разрешается применять электрический способ взрывания. Во избежание преждевременного взрыва от блуждающих токов контур, все прилегающие к стволу рельсовые пути, канатные проводники, лебедки, трубы, кабель для вариации, рубильник и другие оборудование должны быть заземлены, провода электродетонаторов до момента присоединения их к магистральным проводам должны быть замкнуты накоротко.

Глава XVI

КРЕПЛЕНИЕ И УПРАВЛЕНИЕ КРОВЛЕЙ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

§ 1. Давление горных пород

Горные породы земной коры под воздействием силы тяжести вышележащих толщ находятся в состоянии напряженного равновесия. При проведении горной выработки в таком массиве происходит сложное перераспределение напряжений во времени и пространстве. Эти новые напряжения вызывают деформацию горных пород, окружающих выработку. В зависимости от величины и характера распределения напряжений и прочности окружающих пород обнаженные породы могут придти в новое состояние равновесия без разрушения и с разрушениями. В первом случае выработку можно содержать без крепления, во втором случае — необходимо крепить. Рудничная крепь, препятствуя обрушению горных пород, будет воспринимать на себя горное давление.

Горным давлением называют механическое воздействие на рудничную крепь со стороны окружающих выработку горных пород в результате их деформации.

Величина и характер проявления горного давления зависит от многих факторов, основными из которых являются: физико-механические свойства горных пород; формы и размеры поперечного сечения выработки; глубина расположения выработки относительно земной поверхности; конструкция и материал рудничной крепи, способ и скорость проведения выработки; наличие выработанных пространств вблизи рассматриваемой выработки.

Все явления и процессы, происходящие в горных породах при разработке месторождений полезных ископаемых, является содержанием специальной науки, называемой механикой горных пород. В ней рассматриваются физико-механические свойства горных пород, условия устойчивости выработок, горное давление и способы поддержания выработанного пространства.

Совокупность мероприятий по предупреждению вредных последствий от приращения горного давления в подземных выработках для обеспечения безопасности и необходимых условий работы называется управлением горного давления. Эти мероприятия применительно к очистному пространству называют поддержанием выработанного пространства.

При подземной разработке рудных месторождений поддержание выработанного пространства является одной из основных операций, направленной на предотвращение массового сдвижения окружающих пород на определенное время и создающей безопасные условия работы людей в блоке и примыкающих к нему выработках.

В практике разработки рудных месторождений для поддержания боков и кровли очистного пространства применяют следующие способы его поддержания: рудными целиками, закладкой, магазинированием руды, искусственной крепью.

§ 2. Способы поддержания выработанного пространства

Правильный выбор способа поддержания выработанного пространства при разработке рудных месторождений имеет исключительное значение. От него зависят безопасность работ, себестоимость добычи руды, величина потерь и разубоживания, интенсивность разработки и производительность шахты. Способ поддержания выработанного пространства должен лежать в основу наиболее распространенных классификаций подземных систем разработки.

Поддержание рудными целиками применяется как самостоятельный способ и в сочетании с другими, отличается простотой, однако применение его в ценных, а иногда и средней ценности рудах нецелесообразно вследствие значительных потерь руды. Даже в случаях последующей отработки целиков потери руды в процессе отработки достигают 50—60%. В последнее время с целью сокращения потерь применяют искусственные целики, выводимые путем заглаживания бетоном заранее созданных камер. После затвердения бетона руду между этими искусственными целиками полностью извлекают.

Поддержание закладкой заключается в заполнении выработанного пространства змелялочным материалом, пустой породой, хвостами обоганительных фабрик, котельными или металлургическими шлаками и др. Этот способ широко применяют при подземной разработке руд цветных, редких металлов, золота, а в последнее время и железных руд в связи с разработкой их на больших глубинах или в сложных горно-геологических условиях.

Разработка с закладкой обычно связана с увеличением затрат на добычу 1 т руды, но иногда является единственным надежным

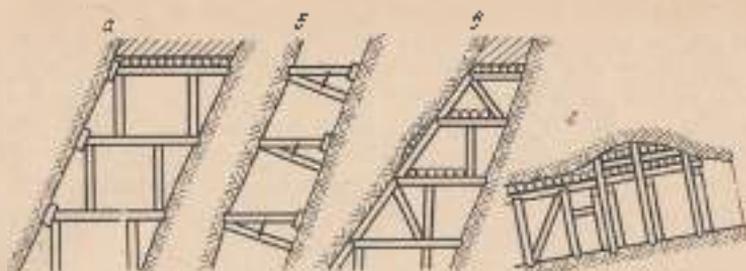


Рис. XVI. Усиленная распорная крепь:
а, б, в — в крутых забоях; г — в наклонных.

средством поддержания выработанного пространства, например в случае необходимости сохранения поверхности от обрушения или при наличии выветренных горизонтов в члнележащих породах.

Магазинирование руды применяют для поддержания боковых пород при крутом падении залежи вместо закладочного материала и для создания опоры рабочим в очистном забое. Поскольку руда при отбойке разрыхляется и увеличивается в объеме, излишки ее (30—40%) выпускают по мере отработки блока. Выпуск осей замагашкированной руды проводят после полной отбойки блока.

Магазинируют только руда несаживаемые, невозгораемые и неокисляющиеся в отбитом состоянии.

Поддержание некустарственной крепью применяют при разработке рудных месторождений в определенных горно геологических условиях.

В качестве материала для крепи чаще всего используют дерево. Объясняется это удобством, легкостью и быстротой сооружения деревянной крепи, небольшим сроком службы крепи очистного пространства, обычно меньшей стоимостью дерева по сравнению с другими материалами, а также большей долговечностью этой крепи.

Для поддержания очистного пространства при разработке полных месторождений применяют крепь из стоек; при разработке крутопадающих залежей — обычную и усиленную распорные крепи, стлпковую и анкерную крепи (рис. XVI.1)

Расстояние между рядами распорок и между распорками в ряду зависит от величины горного давления, мощности рудного тела, конструкции и размеров крепи. При крутом падении расстояние между распорками в ряду принимают 1—2 м и между рядами 1,8—2,5 м при диаметре распорок 160—250 мм.

При отработке месторождений системами с обрушением вмещающих пород применяют своеобразные виды крепи — древесный мат и литорную крепь.

Древесный мат представляет собой настил из бревен, укладываемых на дощику отработанных выработок. При отработке нижележащего слоя мат протыгивает прощипочную пустую породу в выработанное пространство.

Щитовая крепь состоит из нескольких глов, скрепленных между собой брезен. По мере извлечения руды под щитом, последний вместе с залегающими на него пустыми породами опускается.

§ 3. Меры безопасности при управлении кровлей

При поддержании выработанного пространства рудными целиками необходимо, чтобы размер целиков соответствовал существующим нормам и равнялся на устойчивость и исключалась опасность обрушения в течение срока их службы. При обнаружении нарушений в целиках и кровле, снижающих их устойчивость, дальнейшую работу прекращают до выполнения дополнительных мероприятий, обеспечивающих устойчивость целиков и кровли.

В начале смены и в процессе работы в забое необходимо производить проверку устойчивости кровли, забоев и стенок выработок путем осмотра и простукивания. При появлении опасности отслоения производят обрешку отслоившейся горючей массы, а при необходимости устанавливают дополнительную крепь. Во время осмотра, простукивания и обрешки забой и забоев не должны производиться никакие другие работы.

При поддержании очистного пространства закладкой запрещается оставлять выработанные камеры без закладки, с незакрепленной закладкой или незаполненными обрушенными породами более срока, указанного в проекте. Закладка отработанных участков должна производиться так, чтобы не было зависаний и незаполненных пустот.

Основными мерами безопасности при поддержании выработанного пространства магазинированной руды являются предупреждение образования пустот внутри ламагазинированной руды и отсутствия людей на этой руде во время ее выпуска. Поэтому необходим тщательный контроль за поверхностью руды в процессе ее выпуска.

Крепление очистного пространства должно производиться в соответствии с паспортом крепления, утвержденным главным инженером шахты.

При слабых, неустойчивых вмещающих породах для обеспечения безопасности работ при раскройной крепи на пологих залежах должна производиться затяжка кровли очистного забоя, а на крутых — висячего и лежачего боков. Затяжка может быть выполнена на дереве, сеткой или штангами с сеткой.

Восстановление поврежденной крепи в очистном забое должно производиться в первую очередь.

СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ§ 1. Условия залегания месторождений и классификация систем
разработки

Рудные месторождения, разрабатываемые подземным способом, представлены линзами, штоками, пластинами, куполами, жилами, часто с наклонившимися мощностями, углом падения, устойчивостью руды и вмещающих пород. По свойствам руды могут изменяться от рыхлых до весьма крепких, от слабых до весьма устойчивых, от бедных до богатых. Полиметаллические руды часто требуют раздельной шихмы и различной технологии переработки.

По углу падения рудные тела делят на горизонтальные, пологие (до 25°), наклонные ($25-45^\circ$) и крутые (свыше 45°).

По мощности рудные тела делят на весьма тонкие (от нескольких сантиметров до 0,7 м), тонкие (от 0,7 до 2 м), средней мощности (от 2 до 5 м), мощные (от 5 до 20 м) и весьма мощные (свыше 20 м).

Мощность рудного тела оказывает существенное влияние на выбор способа очистной шихмы. При весьма тонких жилах для создания максимальной ширины очистного пространства 0,5 м приходится подрывать боковые породы, которые или выдаются на поверхность раздельно от руды, или используются в качестве закладочного материала. При обработке тонких рудных тел очистная шихма ведется без подрывки, вместе с тем при проведении отдельных подготовительных выработок она бывает необходимой. При отработке более мощных залежей в большинстве случаев изменяется только направление очистной шихмы.

Устойчивость руды и вмещающих пород является одним из основных факторов при выборе систем разработки. Различают пять классов устойчивости руды и вмещающих пород.

Слабые и весьма неустойчивые породы не допускают даже малых обнажений кровли и боков. Сюда относят сыпучие породы, плавучие, рыхлые породы, насыщенные водой. При проведении выработок в этих породах часто требуется применение опережающей крепи, а при выборе систем разработки необходимо предусматривать особые меры предосторожности.

Неустойчивые породы допускают весьма ограниченные обнажения боков и кровли. Крепь необходимо устанавливать вслед за проведенным выработок.

Породы средней устойчивости допускают ограниченное обнажение боков и кровли. Устойчивые породы допускают значительные обнажения боков и кровли и требуют поддержки только в отдельных местах. В весьма устойчивых породах и рудах не требуется поддержания боков и кровли.

Многообразие горно-геологических условий залегания обусло-

Классификация систем подземной разработки рудных месторождений

Индекс	Классы систем	Группы систем
I	С открытым очистным пространством	Подковообразные Потелькообразные Со сплошной выемкой Камерно-столбовые С податочной выемкой С этажной выемкой
II	С магистральными руды в очистном пространстве	Со шпуровой отбойкой из выемки Со шпуровой отбойкой из специального выработки
III	С закладкой очистного пространства	С отбойкой глубоководными скважинами Системы разработки горизонтальными слоями с закладкой Системы разработки наклонными слоями с закладкой Потелькообразные с закладкой Сплошные с закладкой Системы разработки выемками с закладкой
IV	С креплением очистного пространства	С усиленной распорной и стеновой крепью С каменной и комбинированной крепью
V	С креплением и закладкой очистного пространства	Системы разработки горизонтальными слоями и уступами с креплением и закладкой Системы разработки вертикальными прирежками и короткими блоками со стеновой крепью и закладкой Сплошные с креплением и закладкой
VI	С обрушением вмещающих пород	Слоевого обрушения Щелевые Столбовые с обрушением кровли
VII	С обрушением руды и вмещающих пород	Податочного обрушения Этажного самообрушения Этажного принудительного обрушения
VIII	Комбинированные	Комбинированные с выемкой камер и открытым очистным пространством Комбинированные с выемкой камер и магистральными руды Комбинированные с выемкой камер и закладкой

включает применение большого числа систем разработки (табл. XVII.1).

Выбор системы разработки и ее конструктивных элементов является наиболее ответственной и сложной задачей для проектируемых и для действующих предприятий.

Первое место при выборе систем разработки занимает требование безопасности труда. Практика показывает, что безопасность

труда горнорабочих зависит от системы разработки в большей степени, чем от горно-геологических условий.

От системы разработки зависят основные технико-экономические показатели работы предприятия, производительность труда горнорабочих, себестоимость добычи руды, уровень потерь и разубоживания, производительность шахты, а также прибыль и рентабельность.

Форма рудного тела в основном влияет на показатели эффективности систем разработки, так как неправильная форма его с отклонениями, дерезниками и прочими нарушениями не позволяет с достаточной полнотой отбить руду.

Глубина разработки. С увеличением глубины разработки увеличивается величина горного давления, поэтому ограничивается полнотой включения призмения систем разработки с открытым выработанным простраством. В таких условиях перспективнее являются системы с закладкой.

Ценность руды. Для отработки месторождений ценных руд применяют системы, обеспечивающие полноту извлечения; при отработке руд невысокой ценности предпочтение отдают системам с меньшим коэффициентом извлечения, если они обеспечивают снижение себестоимости. Если месторождение с неравномерным оруденением или включениями пустых пород, применяют системы разработки, позволяющие забойную сортировку руды.

Если руды вмещающие породы склонны к возгоранию, окислению или слеживанию, применяют системы разработки, не допускающие смешивание рудной массы с кусками угля, а также длительное нахождение отбитой руды в выработанном прострастве. При рудах, склонных к слеживанию, отказываются от систем с массовым обрушением или механизированным руды.

Гидрогеологические условия. При разработке обводненных месторождений отказываются от применения систем с обрушением, а применяют или системы с закладкой выработанного простраства, или камерные системы разработки с оставлением мощных потолочных и междукамерных целиков.

§ 2. Камерно-столбовая и камерная системы разработки

Камерно-столбовые системы разработки применяют при отработке месторождений горизонтальных или слабонаклонных с устойчивыми рудами и вмещающими породами. Ввиду больших потерь руды системы целесообразно применять для разработки залежей мощностью от 2 до 30 м с невысоким содержанием полезного компонента.

Для камерно-столбовых систем разработки характерно чередование параллельных шемочных камер и, как правило, постоянных поддерживающих целиков. Залежи полезного ископаемого в целиках достигают 15—20% и более от общих.

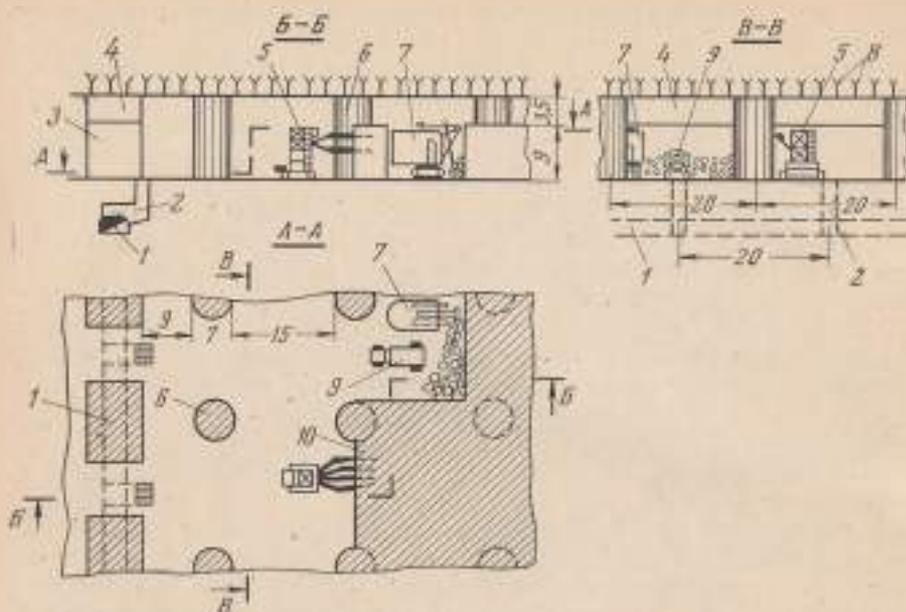


Рис XVII. Камерно-столбовая система разработки с применением самоходного оборудования:

1 — стальной шпек; 2 — рудоспуск; 3 — междукамерный щит; 4 — вышка обрешетки; 5 — буровая каретка; 6 — шпиль; 7 — измеритель; 8 — штанговая крепь; 9 — свисток; 10 — шпур.

На рис. XVII.1 показан один из вариантов камерно-столбовой системы разработки, применяемый на Джезказганском руднике. Месторождение представлено устойчивыми рудами и вмещающими породами с коэффициентом крепости 6—14.

Из стватоchnого штрака, пройденного в кародах погвы, по оси будущих камер через 20 м проходят вверх рудоспуски до лотва камеры.

Очистные работы ведут от рудоспуска, куда по заранее пройденной горизонтальной или наклонной выработке доставляют комплекс машин. При мощности рудного тела более 6 м работы начинают с опрессовки верхней подсеки высотой 4—6 м. Забои при этом обуривают самоходными буровыми установками СБУ-2 или СБУ-4, а отбитую руду убирают ленточными машинками ПНБ-Як с загребальными лопатки. Одновременно с подсекой с отставанием от забоя на 3—4 м ведут крепление кровли штангами.

После ухода верхней подсеки на 30—40 м от рудоспуска (он же служит отрезком восстающим) и крепления кровли начинают отработку основных занесов камеры — уступов, высота которых зависит от мощности камеры и изменяется от 7 до 12 м. Для бурения шпуров при отработке уступов применяют самоходные установки ББК-4 или СБУ-4. Отбитую взрывом руду грузят экскава-

тором тела ЭП-1 или погрузочной машинной в самоходные 20-тонные самосвалы на пневматическом ходу, которые доставляют ее до капитальных рудоспусков.

Осмотр, сборка кровли и установка шталповой крепи механизированы, эти операции производят с самоходных полков, которые могут работать в забоях высотой от 3 до 25 м. Зачистку почвы чаще после взрывных работ и устройство призабойных дорог производят бульдозерами. Для поддержания кровли оставляют регулярные и междуканальные целики.

Достоинства системы: высокая производительность труда, простота конструкции и широкий фронт работы, минимальный объем подготовительных и нарезных работ, небольшой расход леса, низкая себестоимость добычи 1 т руды.

Недостатки: большие потери руды в целиках, трудность осуществления постоянного контроля за состоянием кровли.

Этажно-камерная система разработки применяется при кругом падении месторождений мощностью 8—20 м с устойчивыми и невысокой ценности рудами и вмещающими породами. Требование устойчивости к рудам и вмещающим породам вызвано значительной площадью обнажения потолочины, предназначенной для предотвращения прорыва пустых пород в камеру.

Этаж разбивают на блоки, включающие камеру, междуканальный целик, потолочину и днище. Камеры располагают длинной стороной по простиранию, а при разработке мощных месторождений — вкrest простирания. Очистные работы ведут в две стадии: в первую стадию вынимают камерные запасы, во вторую — потолочину и рудные целики.

На рис. XVII.2 показана этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями, которую применяют в Криворожском бассейне. В зависимости от крепости руды и вмещающих пород длину камер по простиранию принимают 30—40 м, междуканальных целиков — 12—16 м. Для большей устойчивости блока днище камеры и потолочины оставляют наклонным.

Подготовку блока начинают проведением откаточного штрека 1 (рис. XVII.2, а), на котором на уровне кровли через 10—12 м проводят отсы скрещивания 2, соединяемые между собой вентиляционной сбойкой 3. Из отсы 4, расположенных по оси междуканальных целиков, в породах лежачего бока проходят ходовые, вентиляционные и материальные восстающие. Такая расположение восстающих дает возможность повысить устойчивость междуканальных целиков. Отрезную цель 7 (рис. XVII.2, б) образуют в центре камеры с помощью глубоких скважин, отбитых из отрезной восстающей 6, пройденной у висачего бока. Руду отбивают из отрезной цели глубокими скважинами, пробуренными с буровых штреков 5. Линию наименьшего сопротивления принимают 2—5 м, ее размеры зависят от крепости руды, диаметра скважин и характеристики ВВ. Потолочину отбивают с по-

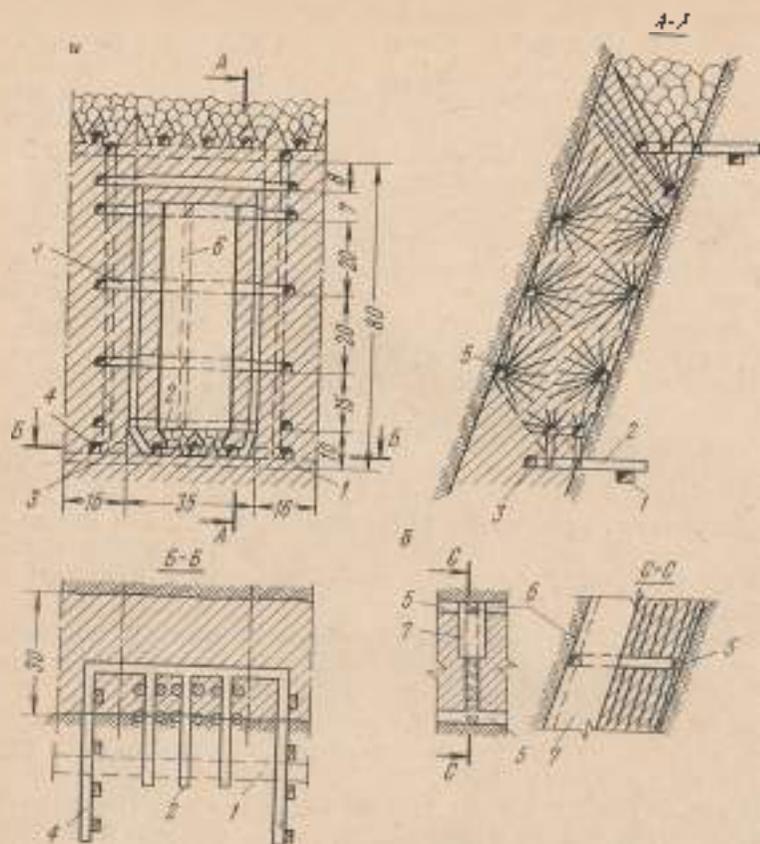


Рис. XVIII. Этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными слоями

мощно глубоких скважин после отработки камерных заласов. Междукамерный целик отработывают другой системой, обычно вараятом податяжного обрушения с отбойкой вертикальных слоев глубокими скважинами. Отбитую руду по ортам скрепелования доставляют до откаточного штрека.

При этажно-камерной системе разработки увеличивается производительность труда рабочего, создается значительный запас отбитой руды, что весьма важно для ритмичной работы блока, и обеспечивается хорошая разведка контуров залежка.

§ 3. Система разработки длинными столбами по простиранию

Эта система относится к классу с обрушением вмещающих пород, особенностью которых является заполнение выработанного пространства обрушающимися вмещающими породами вслед за

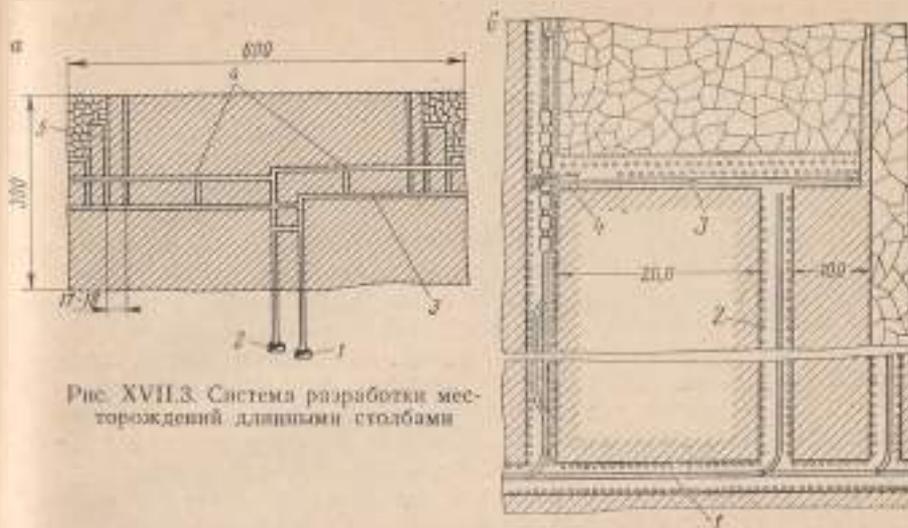


Рис. XVII.3. Система разработки месторождений длинными столбами

вместной руды. Необрушенный остается только часть выработанного пространства вблизи лабы, поддерживаемая крепью.

Названную систему применяют для разработки полных, горизонтальных, реже наклонных пластобрезных залежей мощностью 2,0—3,5 м пениых и средней плотности руд. Покрывающие породы должны обрушаться при достаточном обжатии кровли.

Шахтное поле вскрывают главным столбом 1 (рис. XVII.3, а) и вспомогательным 2, от которых соответственно производят главный откаточный 3 и вентиляционный 4 штреки с таким расчетом, чтобы шахтное поле шириной 500—500 м разделялось пополам. Из откаточного штрека начиная от грани шахтного поля через 25—30 м проводят выемочные штреки 5, разделяя подготавливаемый участок на столбы. В зависимости от устойчивости руды и ожидаемого горного давления перечисленные выработки крепят хвостальными или полными крележными рамами либо металлической крелью круглой формы с затяжкой боков расщипами. Простреливают откосные забои через вентиляционные сбойки в выемочных штреках.

Столбы обрабатывают широкими заходками. На контакте с отработанным пространством при недостаточной устойчивости пород кровли оставляют временные толки руды шириной 1,5—2,0 м, которые обрабатывают обратным ходом. Руду в заходках обкатывают отбойными молотками, отбойно-погрузочными машинами или буровзрывным способом. Грузят ее в вагонетки, на скребковые или ленточные конвейеры и доставляют к главному откаточному штреку.

Заходки крепят неполными крележными рамами или вразбежку с затяжкой кровли расщипами или досками. После выемки

руды в заходке частично извлекают крень, после чего происходит самобрушение кровля. При значительном давлении временные целики не извлекают.

При выемке столбов широкими заходками производительность труда забойного рабочего составляет 2—7 м³/смену, расход леса 0,1—0,25 м³/м², потери руды 5—8% (при оставлении временных целиков неотреботанными — 10—12%), разубоживание составляет 7—15%.

При отработке месторождений с относительно устойчивой кровлей длинные столбы обрабатывают забоем — лавой (рис. XVII.3, б). Откаточным штреком 1 и вентиляционным штреком 2 месторождение разбивают на широкую (25—30 м) и узкую (10—12 м) столбы длиной 200—250 м, которые обрабатывают одновременно. Откаточные и вентиляционные штреки крепят деревом, полностью крепежными рамами вразбежку, а очистное пространство поддерживают неполными крепежными рамами, параллельными к линии забоя, с установкой их через 0,7—0,8 м.

Отбитую руду скрепером 3 или забойным конвейером через погрузочный полук 4 грузят в пакеты или на ленточный. После подвигания забоя на шаг обрушения, устанавливаемого опытным путем (5—6 м), вдоль лавы пребывают органичную крень с остановлением хода шириной 1—2 м для отработки следующей лавы. После установления мер частично извлекают крепежный лес отработанного участка. В результате выемки креня происходит обрушение кровли.

Свежий воздух по главному откаточному штреку, затем по панельному поступает в лаву. Очист лавы, отработанная струя через вентиляционный штрек направляется к вентиляционному столбу.

Системы разработки длинными столбами применяют при разработке марганцевых руд в Никольском и Чкаловском районах, на Урале, железорудных месторождениях Тульского и Липецкого районов. Различные горно-геологические условия месторождений обуславливают применение различной технологии разработки отдельных месторождений.

Система дает возможность отбирать пустую породу в яябло, характеризуется относительно высокой производительностью труда рабочего, хорошими условиями для механизации основных производственных процессов и предотвращения выработок. Недостаток системы: небольшой фронт работ, малая интенсивность очистной выемки, один выход из забоя при отработке столбов широкими заходками, значительные потери руды при отработке целиков.

Последнее время на шахтах Никольского марганцевого месторождения для отработки длинных столбов лавами применяют передвижные циты ИЦМ-57, КМ-3. Отработку лавой с передвижной механизированной кренью применяют при мощности пласта более 1,8 м. При меньшей мощности применяют выемку заходки. Аналогично выемают приконтурную часть месторождения.

Щит ЩН М-57 (рис. XVI.4) состоит из ряда секций, устанавливаемых вдоль лавы. Под прикрытием секций отбивают руду облойными долотками или комбайном УКМ с последующей доставкой руды конвейером до конвейера в выемочном штреке. Кровля пласта поддерживается выдвигавшимися кизырьками. По мере отработки лавы на шаг передвижки щита (1,0—1,2 м) талыми лебедками и полнспастами или с помощью гидросистем щит передвигают в лавное положение. После этого породы кровли, находящиеся за щитом, обрушаются в шарабатное пространство.

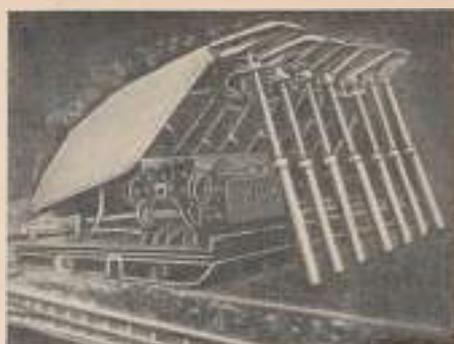


Рис. XVI.4. Щит ЩН М-57

При обводненных залежах для предотвращения проформа воды производится предварительное осушение при помощи скважин, пробуренных через 5—10 м на выемочных участках в толще покрывающих пород, обычно глина. В дальнейшем устанавливают забийные фильтры. Воду собирают в трубчатые колодцы с последующей откачкой ее на поверхность автоматизированными установками.

Применение щитовых механизированных крепей обеспечивает большую безопасность работ, лучшее проветривание, увеличивает производительность забоя благодаря широкому фронту работ, исключает трудоемкие операции по доставке крепи и посадке кровли. Уменьшается объем проходческих работ, снижаются себестоимость добычи руды и на 1—2% потеря руды.

§ 4. Системы разработки с магазинированием

Характерным признаком систем данного класса является накопление выработанного пространства отбитой рудой, которую выпускают только после окончания выемки блока. Ввиду того, что при отбивке руды увеличивается в объеме на 30—40%, ее по мере отбивки приходится частично выпускать, оставляя свободное рабочее пространство высотой около 2 м. Как и при камерных системах разработки, выработанное пространство поддерживается рудными цепяками, оставляемыми через определенные интервалы. При значительном отслаивании вмещающих пород для их поддержания может использоваться распорная крепь. Замагазинированная руда служит для создания рабочей площадки при очистной выемке и частично может противодействовать отслаиванию вмещающих пород.

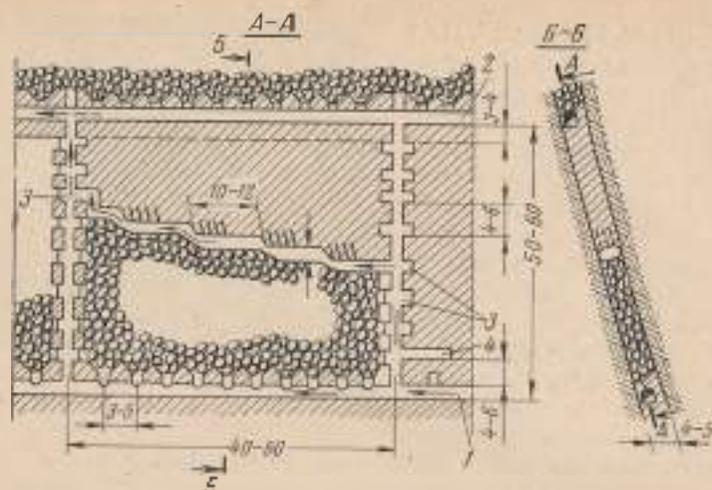


Рис. XVII.5 Система разработки с магазинированием руды и мелкочашуровой отбойкой

Системы с магазинированием руды применяют, как правило, при разработке крутых месторождений мощностью 0,5—5,0 м и более с выдержанным залеганием, устойчивой рудой и вмещающими породами, а также рудами, не склонными к самозатуханию. Угол падения рудяного тела 55° для применения систем с магазинированием является минимальным.

На рис. XVII.5 приведен типичный вариант системы с мелкочашуровой отбойкой руды и магазине для месторождения мощностью 4—5 м. Откаточный штрек 1 проводят по середине месторождения или у его контактов. Из откаточного штрека через 40—60 м на вертикальный штрек 2 проходят восстающие, на которых засекают ходки 3 и проходят их за пределы междукammerного целика. В качестве вентиляционной выработки используют откаточный штрек верхнего горизонта. Выше кровли откаточного штрека на 4—6 м из восстающих проводят штрек подсеки 4, который сбивают с рудопусками, расположенными через 3—5 м. Для облегчения доставки в магазин материалов и оборудования, а также для улучшения проветривания магазина по середине его проходят дополнительный восстающий. Восстающие, пройденные по оси междумагазинных целиков, могут иметь одно отделение (ходовое) или два (ходовое и материальное), которые закрепляют распорками с затяжкой боков досками. В крепких рудах откаточный штрек можно не крепить. При отработке месторождений мощностью до 2 м междукammerные целики не оставляют, а восстающие крепят распоркой над срубовой крепью.

При мощности залежи до 2 м очистные работы начинают с выемки первого слоя высотой 2—2,5 м или вслед за проведенным откаточным штреком, или после. В первом случае выемку ведут с

отстаиванием от забоя штрека на 10—15 м. Штрек крепится по мере выемки первого слоя расквешенной крепью или крепежными рамами с устанозкой люков через 6—8 м. При мощности залежи более 2,5 м отстояная выемка заканчивается в подбегке магазина и образовании веронок, отбойке руды со магазинпроланта и отработке подштрековых и междукамерных целиков.

При мощности залежи более 2,5 м подбегку камеры начинают по всей длине блока расширившем подбегного штрека на всю мощность залежи, рудоспуск в верхней части расширяют в приемные воронки. После подбегки приступают к отбойке руды и камере горизонтальными или вертикальными шпурами глубиной 1,8—2,2 м, придавая забой лотковоуступную форму. В циклы очистной выемки входят: обрушение забоя, отбойка руды и тролетрирование, частичный выпуск руды, приведение забоя в безопасное состояние. После отработки магазина до границы подштрекового лотка начинают выпуск из магазина всей отбитой и заматалированной руды. Выпуск ведут равномерно из всех люков. Если выработанное пространство не закладывают, подштрековый целик можно отрабатывать одновременно с выпуском заматалированной руды или же после заполнения выработанного пространства закладочным материалом, если этого требуют условия. Междукамерные целики отрабатывают другими системами разработки.

При выпуске руды из магазина возможно увеличение ее надвыпускными отверстиями. Обрушение завесаши может привести к нежелательным последствиям. Для предотвращения их необходимо тщательно осматривать поверхность оббитой руды. До полной ликвидации завесаши работать в магазине запрещается. Завесаши ликвидируют накладными зарядами или увеличенной дозой вытуска руды из соседних рудоспусков.

Система с магазинированием руды при разработке маломощных крутых месторождений отност к наиболее эффективным благодаря минимальному объему подготовительных и лезных работ (особенно для вариантов без оставления целиков над штреками или около лотковых), хорошим качеством работы бурнальшников и высокой результативности буровзрывных работ.

Простота системы разработки, легкость изменения конструктивных элементов, незначительные потери, высокая производительность при интенсивном вытуске руды являются достоинствами системы. Производительность труда забойного рабочего составляет 2,5—4,0 м³/смену, средняя пыленосность очистной выемки — 8,0—2,5 м/мес, расход ЦВ — 0,8—1,5 кг/м³, крепящего лотка — 0,03—0,05 м³ на 1 м³ горной массы.

Недостатки системы: вероятность самопроизвольного оседания руды при ее завесаши в результате слабого контроля за вытуском, трудность забойной сортировки руды, возможность ожесточения оббитой руды в результате длительного нахождения в магазине.

ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК. ВОДОУЛНВ И ОСВЕЩЕНИЕ

§ 1. Состав рудничной атмосферы

Атмосферный воздух представляет газовую смесь, состоящую по объему из 79% азота, 20,96% кислорода и 0,04% углекислого газа. Кроме того, в воздухе содержится непрерывно изменяющееся количество водяного пара, составляющее в среднем около 1%.

Рудничным воздухом — это смесь газов, паров и некоторого количества пыли, заполняющая подземные горные выработки. Рудничный воздух называют свежим, если его состав близок по составу к атмосферному, а количество вредных примесей не превышает установленных санитарных норм. В противном случае его называют загрязненным.

Рассмотрим свойства основных газов рудничного воздуха.

Кислород (O_2) — газ без цвета, запаха и вкуса. Плотность его относительно воздуха составляет 1,1. Кислород легко соединяется с простыми и сложными газами, поддерживает горение и дыхание.

При понижении содержания кислорода в воздухе до 17% у человека наблюдаются одышка и учащенное сердцебиение, при содержании ниже 12% рудничная атмосфера становится смертельно опасной. Согласно правилам безопасности, содержание кислорода в действующих горных выработках должно быть не менее 20%.

Азот (N_2) — газ без цвета, запаха и вкуса. Относительная плотность его 0,97. Он не поддерживает дыхания и горения. Увеличение содержания азота в рудничном воздухе происходит вследствие гниения органических веществ, взрывных работ и выделения его в чистом виде из полезного ископаемого и пород.

Углекислый газ (CO_2) — бесцветный, со слабым кислым вкусом, плохо растворим в воде. Относительная плотность его 1,52, поэтому он скапливается у почвы выработок. При небольшом процентном содержании в воздухе (0,1—0,2%) углекислый газ стимулирует дыхание, но при дальнейшем увеличении действует отравляюще. При содержании CO_2 в воздухе 3% дыхание человека учащается в два раза, при 6% появляется сильная одышка и слабость, при 10% наступает обморочное состояние, а при 20—25% возможно смертельное отравление. Содержание углекислого газа в рудничном воздухе действующих забросов не должно превышать 0,5%, а в общей исходящей струе шахты 0,75%.

Углекислый газ в шахте обильно образуется при гниении крепкого леса, окисления пород, а также выделяется в свободном виде из горных пород и рудничных вод.

Оксид углерода (CO) — ядовитый газ без цвета, запаха и вкуса. Относительная плотность равна 0,97. Оксид углерода

горит на воздухе характерным голубовато-синим пламенем. При содержании в воздухе от 13 до 75% образуется взрывчатая смесь, которая имеет наибольшую силу взрыва при содержании 30%. Окись углерода является наиболее частой причиной отравления.

Главными источниками образования окиси углерода в шахтах являются рудничные пожары, взрывные работы, работа двигателей внутреннего сгорания и взрыв металла.

Правила безопасности допускают содержание CO в рудничном воздухе не более 0,0016% по объему. Допуск людей к работе разрешается при концентрации 0,006%, но при условии дальнейшего искусственного проветривания выработки в течение не более двух часов.

Окислы азота (NO_2 и N_2O_5) образуются при взрывных работах. Они имеют бурый цвет и хорошо растворяются в воде. Окислы азота очень ядовиты, и содержание их в рудничном воздухе даже в ничтожных количествах действует раздражающе на слизистую оболочку глаз, носа, рта, а также на бронхи и легкие. Смертельное отравление может наступить при содержании 0,025% по объему. Характерной особенностью этих газов является то, что отравление происходит не сразу, а спустя 4—30 ч после его вдыхания.

Правила безопасности допускают в рудничном воздухе содержание окиси азота в пересчете на N_2O_5 не более 0,0001% по объему.

Сероводород (H_2S) — бесцветный сильно ядовитый газ с характерным запахом тухлых яиц и сладковатым вкусом. Относительная плотность равна 1,19. Сероводород легко растворяется в воде, горит на воздухе, а при содержании в воздухе от 6 до 45% образует взрывчатую смесь. При незначительной концентрации сероводород сильно раздражает слизистые оболочки глаз и дыхательных путей, а при содержании в воздухе 0,05% происходит опасное отравление. Допустимая концентрация в рудничном воздухе — 0,00066% по объему.

Сероводород образуется в результате гниения органических веществ, выделения из горных пород и минеральных источников, разложения водой серного кофедана и др.

Сернистый газ (SO_2) бесцветен, обладает острым вкусом и запахом. Относительная плотность равна 2,2. Сернистый газ образуется при взрывных работах во серосодержащих породах, при рудничных пожарах, а также выделяется из некоторых пород вместе с метаном или сероводородом. Присутствие этого газа даже в весьма малом количестве вызывает раздражение слизистой оболочки глаз. Концентрация его свыше 0,05% опасна для жизни даже при кратковременном вдыхании. В рудничном воздухе разрешается концентрация SO_2 не более 0,0007% по объему.

Метан (CH_4) является одной из наиболее опасных примесей рудничного воздуха. Выделение его наиболее часто наблюдается в угольных шахтах. Метан — газ без цвета, запаха и вкуса. Отно-

сительная плотность его равна 0,554, поэтому он легко скапливается вверху выработки. В воде метан растворяется плохо, не ядовит, но дыхание не поддерживает. Содержание метана в рудничной атмосфере до 5% безопасно для человека, но при 21% дыхание затрудняется, а при 40—43% наступает смерть.

Характерным свойством метана является его способность гореть и в смеси с воздухом взрываться. Наиболее опасной по отношению взрываемости является концентрация 5—16%. Практика безопасности допускает содержание метана в забоях не более 1%, а в общей исходящей струе не более 0,75%.

Рудничная пыль представляет собой мельчайшие частицы лигнитного ископаемого и пустой породы, которые длительное время могут находиться во взвешенном состоянии в воздухе рудных выработок.

Пыль, образующаяся в горнорудных шахтах, вызывает профессиональные заболевания, называемые пневмококциемозом, белоз, слепотой, аттракоз. Вследствие вдыхания соответственно известковой, кремневой и угольной пыли.

§ 2. Естественное и искусственное проветривание

Движение воздуха в шахте происходит за счет разности давлений воздуха в разных выработках. При естественном проветривании воздух в шахте движется без каких-либо механических приспособлений, при искусственном проветривании движение воздуха обусловлено работой вентилятора.

Естественная тяга дважды на протяжении года меняет направление своего действия. Например, при разработке месторождений, вскрытых штормой и стволом, вследствие разности температур наружного и шахтного воздуха в зимний период воздух в рудник поступает по штормой и движется в направлении к стволу, в летний период воздух движется в обратном направлении — от устья ствола к устью штормой.

При проветривании шахт вентилятором естественная тяга может помогать работе вентилятора, если направления естественной тяги и депрессии вентилятора совпадают, и мешать их работе, если направления противоположны.

Искусственное проветривание осуществляется вентиляторами, которые по своему назначению делятся на вентиляторы главного проветривания, вспомогательные, или участковые, и вентиляторы местного проветривания. Главные вентиляторы обслуживают всю шахту или ее крыло, вспомогательные обслуживают один или группу участков (блоков) и периодически переключаются по мере продвижения очистных работ. Вентиляторы местного проветривания служат для проветривания забоев при проходке подготовительных выработок.

По принципу действия рудничные вентиляторы делят на центробежные и осевые (рис. XVIII.1).

Центробежный вентилятор состоит из рабочего колеса 2, укрепленного на валу внутри металлического спирального кожуха 1. Под действием центробежной силы, возникающей при вращении колеса, воздух по всасывающему каналу 4 поступает в вентилятор, потом в кожух, а затем через диффузор 3 выбрасывается в атмосферу. Вследствие выбрасывания воздуха из рабочего колеса на его входе создается разрежение, вызывающее непрерывный приток воздуха через всасывающее отверстие. Улиткообразную форму кожуха и раструбообразную форму диффузора принимают для уменьшения сопротивления при входе воздуха в атмосферу и создания статического напора.

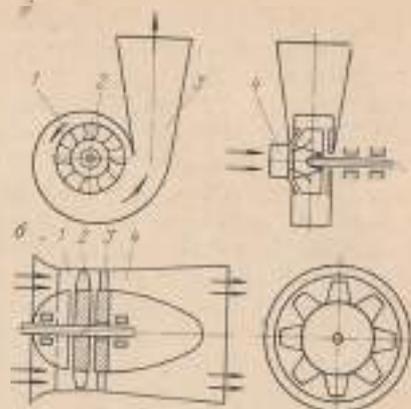


Рис. XVIII.1. Схемы вентиляторы:

а — центробежная; б — осевая

Осевой вентилятор состоит из цилиндрического кожуха 1, в котором помещаются один, два и более рабочих колеса 2 с лопатками, установленными на дуголке под определенным углом к плоскости вращения колеса. При работе вентилятора воздух, находящийся в межлопаточном пространстве, получает движение по оси вентилятора и в плоскости вращения, т. е. движется винтообразно. Для выпрямления потока воздуха за рабочим колесом установлен спрямляющий аппарат 3. Из вентилятора воздух через кольцевой диффузор 4 выходит в атмосферу.

Производительность и направление осевых вентиляторов регулируют числом рабочих колес и углом поворота лопаток.

Согласно правилам безопасности, главные вентиляторные установки должны состоять из двух самостоятельных вентиляторных агрегатов, один из которых резервный. На газозаполненных шахтах допускается установка одного вентиляторного агрегата с резервным двигателем. Кроме того, вентиляторные установки должны иметь устройства для изменения направления вентиляционной струи и течение не более 10 мин.

§ 3. Способы и схемы проветривания рудников

В зависимости от взаимного расположения шахтных стволов различают центральную и фланговую схемы проветривания.

При центральной схеме проветривания воздухоподающий и вентиляционный стволы располагают в центральной части шахтного поля на небольшом расстоянии друг от друга, при фланговой — воздухоподающий ствол располагают в центре шахтного поля, а вентиляционные — на его флангах.

Фланговая схема проветривания более совершенна, так как имеет меньше утечки воздуха, а также меньшую и более постоянную депрессию, вследствие чего вентиляторы работают с более высокими к. п. д. Однако для ввода и добычи шахты с фланговой схемой проветривания требуются большой срок и большие капитальные затраты на проходку главных вентиляционных выработок. При центральной схеме проветривания капитальные затраты и срок ввода шахты в эксплуатацию меньше, чем при фланговой, но утечки воздуха больше (так как свежая и исходящая струи движутся параллельно) и депрессия также должна быть большей (из-за увеличения длины вентиляционных выработок).

Для проветривания шахт применяют всасывающий, нагнетательный и комбинированный способы.

При всасывающем способе проветривания свежий воздух поступает в горные выработки по центральному воздухоподводящему стволу, а загрязненный отсасывается главными шахтными вентиляторами, установленными, как правило, на фланговых вентиляционных стволах. Основным недостатком всасывающего способа проветривания является возможность подсоса воздуха через зону обрушения, в результате чего может значительно снизиться в вентиляционной сети качество подаваемого воздуха.

При нагнетательном способе проветривания главный вентилятор устанавливается у устья воздухоподводящего ствола, расположенного в центре шахтного поля. По стволу свежий воздух нагнетают в подземные выработки, омыв рабочие места в забоях, загрязненный воздух поднимается на вентиляционный горизонт и затем по фланговым вентиляционным стволам уходит в атмосферу. При наличии связи с зоной обрушения (через обвалы и трещины) часть загрязненного воздуха с вентиляционного горизонта может уходить в атмосферу, образуя утечки. Эти утечки являются производственными, так как составляющий их воздух уже использовался для проветривания.

Установка главного вентилятора на подъемном стволе усложняет условия работы шахтного подъема и приводит к неизбежному утечкам воздуха через устье ствола. Для устранения этих утечек необходимо соорудить дорогостоящего герметичного надшахтного здания.

По сравнению со всасывающим, нагнетательный способ проветривания несколько дороже, но он более эффективен и позволяет подать в забой расчетное количество воздуха.

Для проветривания глубоких шахт, а также шахт с большой сетью разветвленных выработок, когда необходимо подавать значительное количество воздуха, применяют нагнетательно-всасывающий способ проветривания. При этом способе проветривания один или два вентилятора нагнетают свежий воздух в шахту и такое же количество вентиляторов отсасывает загрязненный воздух из шахты.

§ 4. Рудничный водоотлив

Подземные воды проникают в горные выработки по трещинам и пустотам из водоносных горных пород, пересекаемых выработками. Обводненность месторождений устанавливается одновременно с разведкой месторождения и определяют коэффициентом водообильности.

Под коэффициентом водообильности шахты (рудника) подразумевают объем воды, приходящейся на 1 т суточной добычи. Приток воды в шахту значительно колеблется в зависимости от ее географического расположения и времени года. Максимальный приток воды бывает весной, несколько меньший — осенью и минимальный приток — летом и зимой.

В зависимости от глубины разработки водоотлив может быть непосредственным и ступенчатым. При непосредственном водоотливе воду из рудника насосом откачивают сразу на поверхность. Такую схему применяют при значительных притоках воды и глубине шахт до 600 м. Ступенчатый водоотлив применяют на глубоких шахтах. В этом случае воду откачивают на поверхность последовательно включенными насосами, находящимися на разных горизонтах. Воду нижним насосом выдают во часе верхнего, расположенного на промежуточном горизонте, верхний насос откачивает воду на поверхность. Очень часто на промежуточном горизонте имеется водосборник отработанного горизонта, поэтому воду сначала подают в него, а затем — на поверхность. Ступенчатый водоотлив применяют при глубине ствола, превышающей максимальную высоту подачи насоса.

В практике отработки месторождений имеется много случаев одновременной отработки двух и даже трех горизонтов. В таких случаях воду откачивают отдельными насосными установками, расположенными на каждом горизонте. Достоинства: откачка воды с каждого горизонта не зависит от состояния насосной установки другого горизонта. Недостатки: наличие на каждом горизонте насосной установки, большое число трубопроводов в стволе, сложность обслуживания и контроля насосных установок.

При небольших притоках воды на верхнем горизонте водоотливную установку располагают на нижнем горизонте, а водосборник которого смотетком направляют весь приток воды верхнего горизонта. Если приток воды с нижним горных работ уменьшается, то целесообразнее главную водоотливную установку оборудовать на верхнем горизонте, а с нижних горизонтов воду последовательно перекачать водокачательными установками в водосборник верхнего горизонта.

Водоотливная установка состоит из насоса, электродвигателя, электрической аппаратуры управления, всасывающего и нагнетательного трубопроводов.

Насосы, применимые для рудничного водоотлива, по принципу действия делят на центробежные, поршневые и винтовые. Для

оборудования водостойких установок применяют центробежные насосы. Поршневые и винтовые насосы применяют при необходимости выработок, кроме того, шланговые насосы могут применять для очистки водосборников и зумфив.

Главные водостойкие установки оборудуют двумя нагнетательными трубопроводами — рабочим и резервным. Каждый из них рассчитан на выдачу нормального суточного притока воды не более чем за 20 ч.

§ 5. Освещение подземных выработок

При хорошем освещении подземных выработок повышается безопасность работ, улучшается самочувствие и увеличивается производительность труда шахтеров. Недостаточное освещение выработок кроме ухудшения условий и результатов труда вызывает у горнорабочих, которые длительное время работали в плохо освещенных выработках, профессиональную глазную болезнь — миастагму — расстройство центральной нервной системы в связи с угнетением органа зрения. У больных миастагмой развивается судорожное движение глазных яблок, дрожание головы и ухудшение зрения к закату солнца.

Для предупреждения заболевания горнорабочих миастагмой необходимо применять лампы дневного света, производить побелку крепи и стенок выработок.

Рудничные светильники подразделяют на переносные и стационарные.

Переносные светильники. Правилами безопасности запрещается спуск в шахту горнорабочих без светильника. Люди должны передаваться по горным выработкам и работать с включенным индивидуальным светильником. На каждой шахте количество исправных светильников должно быть на 10% больше списочного состава подземных рабочих. Аккумуляторные светильники должны обеспечить продолжительность нормальной непрерывной работы в течение 10 ч.

Стационарные светильники, питающиеся от электрической сети, применяются для освещения околослужбовых выработок, подготовительных забоев, камер различного назначения, откаточных выработок, приемных и толзульных площадок. Очистные забои освещаются стационарными светильниками напряжением 36 В, откаточные выработки — 127 В. При стационарном люминесцентном освещении допускается линейное напряжение 220 В.

В зависимости от категории шахт по газу и их опасности по пыли стационарные светильники могут быть: в нормальном рудничном исполнении (НСН, НСР) для шахт, не опасных по газу или пыли; повышенной надежности (ПН) для шахт, опасных по газу или пыли, и во взрывобезопасном исполнении (ВВ) для сверхкатегорийных шахт по газу или пыли.

РАЗДЕЛ III
ПЕРЕРАБОТКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава XIX

ДРОБЛЕНИЕ

Полезные минералы в рудах находятся в тесной связи с другими минералами. Чтобы освободить большую часть полезных материалов от этой связи, руду подвергают дроблению.

Минералы, составляющие куски полезного ископаемого, часто обладают различными физико-механическими свойствами. После дробления или измельчения такой руды минералы будут иметь разные размеры. Последующий процесс дробленного продукта позволит отделить одни минералы от других, т. е. произвести обогащение полезного ископаемого. Дробление или измельчение в этом случае имеет значение обогащательной операции и называется избирательным дроблением.

Дробление полезных ископаемых и пород производят не только на обогащательных фабриках. Дроблению подвергают известняки в доломиты, используемые в качестве флюсов на металлургических заводах, камень и щебень, приготовляемый для промышленного и дорожного строительства и т. д. В этих случаях продукты дробления используются непосредственно в процессе дробления и имеют самостоятельное значение.

Дробление руд производят в несколько приемов с выделением готовых продуктов после каждого приема. В зависимости от размеров максимальных кусков руды, подлежащих дроблению, различают следующие основные стадии дробления: крупное дробление — до 350—100 мм, среднее дробление — до 100—40 мм, мелкое дробление — до 20—5 мм.

Качественной характеристикой дробления является отношение размеров наибольшего куска руды до дробления к размеру наибольшего куска после дробления, которое называют степенью дробления.

Для осуществления процессов дробления применяют многообразные типы дробильных машин, в которых процесс измельчения внутренних сил сцепления частиц в кусках руды производится путем раздавливания, удара, раскалывания и истирания, а в некоторых случаях и взрыва. Наиболее дешевым методом дробления является раздавливание, а наиболее дорогим — истирание, связанное с наибольшим расходом энергии. На выбор ме-

тогда дробилки большое влияние оказывают свойства руды и пород, в особенности их трещиноватость, прочность, однородность, твердость, влажность, плотность и влажность.

§ 1. Конструктивные особенности дробилок

Дробилки (рис. XIX.1, а—г) по механико-конструктивным признакам и по основному методу дробления разделяют на а — щековые; б — конусные; в — валковые; г — молотковые.

В щековых дробилках дробление кусков производится между двумя рефленными щеками, одна из них является футеровкой станины дробилки, а другая перемещается относительно неподвижной щеки. В некоторых конструкциях подвижными являются обе щеки.

Дробящее усилие в щековых дробилках действует горизонтально, при сближении щеки происходит дробление, при раздвигании материал опускается ниже или разгружается из рабочего пространства снизу через выпускную щель. Загрузка руды производится в верхнюю часть рабочего пространства дробилки. Щековые дробилки обычно характеризуются размерами загрузочного отверстия, выраженными в миллиметрах (например, 1200×1300).

Производительность щековых дробилок зависит от размеров загрузочного отверстия, степени дробления, частоты вращения вала эксцентрика, хода подвижной щеки, угла захвата, плотности дробимого материала и колеблется от 1 до 500 т/ч.

Достоинствами щековых дробилок является: простота конструкции, обслуживания и ремонта, поэтому они имеют широкое применение в промышленности.

Недостатки щековых дробилок: большой расход энергии, вибрация при работе, заливание рабочего пространства рудой при неравномерном питании и влажной руде, выдача неравномерного по крупности продукта.

Конусные дробилки по своему назначению подразделяют на дробилки крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления. В конусных дробилках дробление руды происходит в кольцевом пространстве, образованном наружной неподвижной конической чашей и расположенным внутри этой чаши подвижным дробящим конусом. При сближении конусов руда, находящаяся между ними, дробится, а при удалении — раздробленная руда опускается вниз и выходит через разгрузочное отверстие внизу.

Конусные дробилки экономичнее и прочнее ельцов щековых, но конструкция их более сложная. Они имеют большую массу и высоту. Наблюдение за конусными дробилками и их ремонт сложнее, чем у щековых дробилок.

Валковые дробилки применяются для среднего и мелкого дробления руд и пород в различных отраслях промышленно-

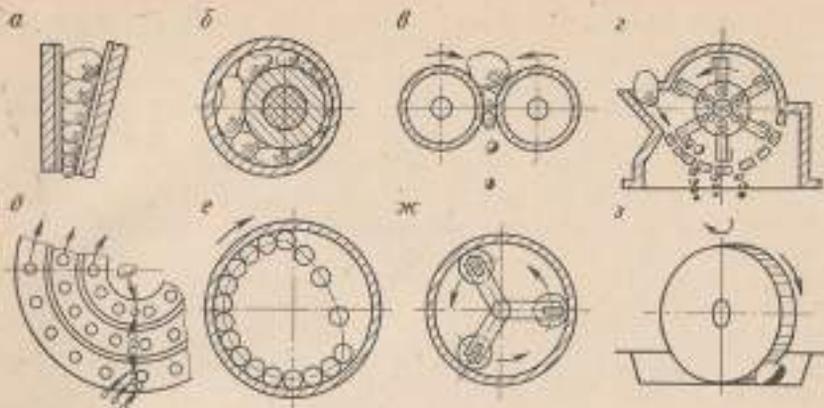


Рис. XIX. Классификация дробильных (а—г) и размольных (д—з) машин

сти. Дробление в валковых дробилках происходит между двумя вращающимися навстречу друг другу валами, расположенными параллельно в горизонтальной плоскости. Дробимый материал поступает сверху, затягивается вращающимися валами в пространство между ними и дробится. Дробленый продукт выпадает из дробилки под действием силы тяжести.

Валки изготавливают с гладкими, рифлеными или зубчатыми поверхностями. причем последние обеспечивают лучший захват больших кусков руды. В дробилках с гладкой поверхностью валков дробление осуществляется раздавливанием, в дробилках с рифленой и зубчатой поверхностью — раздавливанием, раскалыванием и срезанием.

Производительность валковых дробилок зависит от характера и плотности материала, ширины и радиуса валков, скорости вращения валков и размера загрузочной шель.

Валковые дробилки характеризуются диаметром и длиной вала. Дробилка с характерными размерами 450×300 мм имеет массу без электрооборудования 3 т и производительность 30 т/ч; дробилка 1200×1200 мм имеет массу 20 т и производительность 60—150 т/ч.

Молотковые дробилки предназначены для крупного, среднего и мелкого дробления хрупких материалов, таких как уголь, гипс, известняк, месс, асбестовые руды и т. п.

В молотковых дробилках процесс дробления осуществляется свободным ударом молотков, вращающихся со значительной скоростью по окружности. Помимо прямого удара молотком по куску руды, наблюдается и отраженный удар кусков от стенок корпуса.

Производительность молотковых дробилок зависит от физических свойств и влажности руды. Ширину щели между колосниками разгрузочного отверстия и расстояние между колосниковой решет-

кой и длиной хвостика принимаются в зависимости от требуемой крупности дробления и влажности измельчаемого, например, на дробление.

Преимуществами дробилок этого типа являются: компактность, высокая степень измельчения, простота конструкции. Недостатки: быстрый износ молотков и колесников.

§ 2. Измельчение

При мелкой и тонкой фракционности рудных минералов руду необходимо дробить до 3,0—0,1 мм и даже до 0,05 мм. Такой процесс дробления называют измельчением, и в обратительной практике он осуществляется главным образом во вращающихся барабанных мельницах (рис. XIX.1, б—г). Дробление руды крупностью от 50 до 8 мм поступает во вращающийся барабанный мельницу, где производится измельчение ее свободными падающими дробильными телами. В качестве дробильной среды применяют шары и стержни.

При вращении барабана мельницы в результате трения между шариками и стенкой барабана шары будут подниматься в сторону вращения до тех пор, пока угол подъема не превзойдет угла естественного откоса, после чего они начнут падать вниз, измельчая руду. При увеличении скорости вращения мельницы возрастает центробежная сила, которая будет повышать угол подъема шаров до тех пор, пока составляющая сила веса шаров не будет больше центробежных сил. В этот момент шары начнут падать вниз, описывая некоторую параболическую кривую, и ударами дробить руду. При этом шары производят также истирание руды. Если продолжать увеличивать скорость вращения мельницы, то наступит такой момент, когда шары будут вращаться вместе с мельницей, не отрываясь от ее поверхности. Такую скорость вращения называют критической. В практике обогащения руд скорость вращения мельницы обычно равна 0,75—0,85 критической скорости. В процессе мокрого измельчения шары при указанных условиях поднимаются в мельнице на достаточную высоту и эффективно дробят руду.

Мельницы заполняют шариками на 40—50% их объема. Перегрузка мельницы шариками ведет к повышенным расходам энергии и шаров, а недогрузка — уменьшает производительность мельниц.

Стержневые мельницы отличаются от шаровых тем, что измельчающей средой в них являются стержни разного диаметра. Диаметр стержневой составляет 45—100 мм, а длина их на 25—50 мм меньше внутренней длины барабана. Мельницу наполняют стержнями на 100—200 мм ниже центра мельницы, обычно стержни занимают 35—45% внутреннего объема мельницы. Стержни при изнашивании до 15—20 мм удаляют, так как при таком износе они ломаются и нарушают нормальную работу. Расход стержневой колеблется от 0,1 до 1 кг/т руды. Скорость вращения стержневых

мельниц меньше, чем у шаровых, и обычно составляет 50—75% от критической.

Добружку шаров и стержней в мельнице производят исходя из расчета производительности мельницы и фактического расхода дробильных тел.

Содержание воды в руде при измельчении колеблется в пределах 5б—17%. Считают, что для получения максимальной производительности мельницы необходимо иметь влажность с содержанием 25—35% воды при крупности руды выше 13 мм, а при более мелком входном материале — в пределах 30—30%.

Производительность мельниц зависит от крупности поступающей на измельчение руды и требуемой степени измельчения и находится в пределах от 0,36 до 55 1/4 при измельчении до 0,2 мм.

§ 3. Дробильно-сортировочные фабрики

Тонарные железные руды подготавливают от х. металургической шихты на прошихтовых ДСФ путем дробления их до крупности 100 мм, сортировки по крупности с последующим усреднением на рудельных складах или в бункерах.

По гранулометрическому составу тонарные руды ДСФ делят на следующие сорта: 10—0 мм — агломерационная руда; 100—10 мм — кусковая доменная руда; 35(50)—10 мм — кусковая доменная руда («орезанка»); 250—10 мм — мартеновская руда.

Мартеновские руды выделяют путем отбора кусковой руды или ручной выборкой из наиболее богатых руд.

ДСФ работают по различным технологическим схемам, которые обусловлены свойствами руды и сложившимся развитием рудной В общем виде это многообразие можно представить тремя наиболее характерными схемами.

Одностадийная схема (рис. XIX 2) включает первичное грохочение входной руды на два класса, дробление надрешетного продукта и рассев всего материала на два товарных сорта — доменную и агломерационную руду. Первичное грохочение руды производят обычно на колосниковых грохотах. Надрешетный продукт поступает в дробилку и после дробления объединяется с подрешетным продуктом на ленточном конвейере, подающем ру-

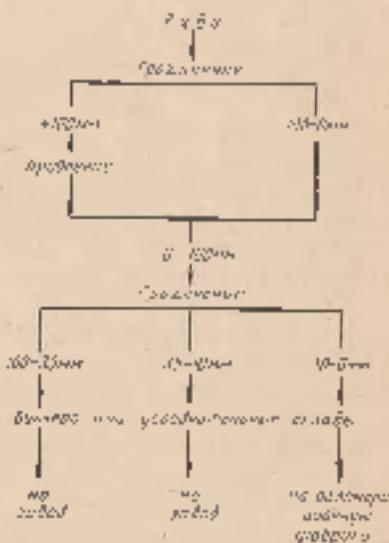


Рис. XIX 2. Схема обработки богатых мартеновских руд на дробильно-сортировочных фабриках.

ду на самобалансовые трехситные грохоты, классифицирующие руду на классы.

В связи с возросшей потребностью в агломерационной руде некоторые фабрики реконструированы и переоборудованы на двух- или трехстадийное дробление. Исключения выпуска кусковых руд достигают применением трехстадийного дробления с замкнутым циклом в последней стадии.

В промышленности строительных материалов в широких масштабах применяют дробление каменных материалов с последующей сортировкой полусухого щебня по размерам. Осуществляют это на дробильно-сортировочных заводах или установках.

По характеру выпускаемой продукции дробильно-сортировочные заводы подразделяют на универсальные, изготавливающие различные по назначению сорта щебня, и специализированные, выпускающие продукцию одного определенного сорта. В зависимости от этого на заводах применяют одно-, двух- и трехстадийные схемы дробления с открытым или замкнутым циклом.

При разработке месторождений с небольшими запасами сырья применяют передвижные дробильно-сортировочные установки. Наиболее широко применяемыми являются одноагрегатная установка С-349А и двухагрегатная установка СМ-739/740. Первая позволяет получать щебень фракции 0—5 и 5—30 мм, вторая — 0—5, 5—10 и 10—25 мм.

Глава XX

СОРТИРОВКА И КЛАССИФИКАЦИЯ

§ 1. Сортировка

Кроме рассмотренной выше сортировки толерных руд на дробильно-сортировочных фабриках, в обогащательной практике применяют сортировку полезных ископаемых как метод обогащения. При сортировке руд различают породотборку и рудоразборку.

В практике обработки руд черных металлов и известняков породотборку применяют в том случае, когда в руде или известняке, поступающих на обработку, содержится значительное количество крупных кусков пустой породы размером выше 50 мм. Максимальный допустимый размер кусков породы 250—300 мм, причем на руды обязательно должна быть предварительно удалена мелочь.

Породотборку осуществляют на ленточных конвейерах, скорость движения которых не должна превышать 0,5 м/с. Вдоль конвейера по обе его стороны ставятся породотборщики, обеспечивающие выборку основной массы крупнокусковой пустой породы. Здесь же устраивают специальные люки для спуска в бункер или на конвейер пустой породы.

Производительность труда переработчика зависит от крупности обрабатываемого материала и количества его в руде. При крупности 150—250 мм она составляет 6—8 т/мену.

Иногда при ручных обогащениях выбирают куски ценных минералов — алмазы, дольбрамит и др. В этом случае такую операцию называют рудоразборкой. В практике обработки руд черных металлов на дробильно-сортировочных фабриках рудоразборку применяют для выделения марганцевых руд или особо качественных пирролюантовых концентратов.

При обработке руд цветных металлов, урановых и алмазосодержащих применяют механизированную рудоразборку. В настоящее время промышленно применены следующие методы, основанные на различии естественной радиоактивности разделяемых компонентов, а также на различии в люминесценции и в отражении света.

§ 2. Грохочение

Грохочением называют операцию деления смеси частиц полевцевого ископаемого различных размеров на классы по крупности путем прогнывания через одно или несколько сит. В качестве просеивающей поверхности применяют колесикообразные решетки со щелевидными отверстиями, решета из стальных листов с различной формой отверстий и дробилочные сетки.

Грохочение широко применяют на обогатительных и брикетных фабриках, в промышленности строительных материалов, в химической и других отраслях промышленности. В технологической схеме обогащения выделяют следующие виды грохочения: самостоятельное, подготовительное и вспомогательное.

Самостоятельное грохочение применяют на сортировке полезнаго ископаемого для выделения классов — готовых продуктов, направляемых непосредственно потребителям. Такому грохочению подвергают железные руды, угли, каменные строительные материалы и др.

Подготовительное грохочение применяют на обогатительных фабриках с целью деления перерабатываемого материала на классы, поступающие далее в операции обогащения.

Вспомогательное грохочение применяют для деления материала на два класса, из которых более крупный направляется на дробление или непосредственно в плавку. Так, при грохочении богатой руды на два класса крупная руда с кусками размером более 8—10 мм является готовой продукцией, а мелочь размером 8—0 мм направляется на агломерацию.

В некоторых случаях в результате грохочения получают продукты, отличающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них цинкового компонента. При этом используют различия в физических свойствах отдельных компонентов, входящих в состав ископаемого сырья. Такое грохочение называют избиратель-

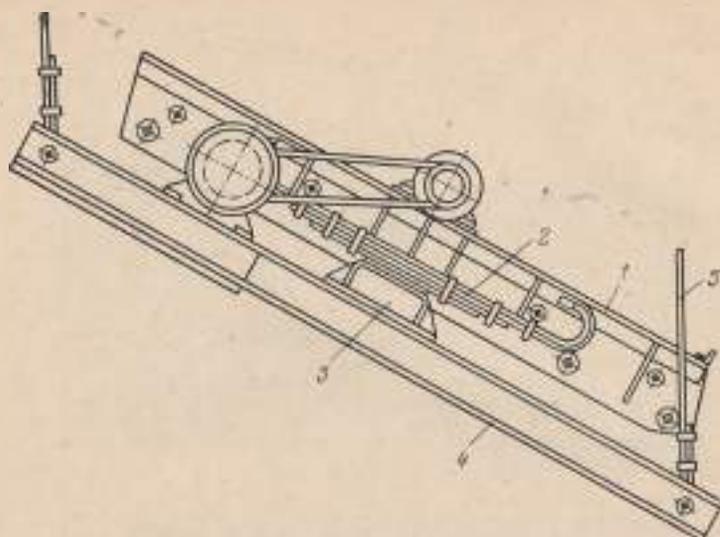


Рис. XXЗ Грохот вибродвижной резонансной:
1 — корпус грохота; 2 — резонанс; 3 — кронштейн; 4 — решетка грохота;
5 — тяга

Вибрационные грохоты в зависимости от формы барабана могут быть цилиндрическими или коническими. Выходная поверхность барабана, образованная перфорированными стальными листами или сеткой, служит просеивающей поверхностью грохота. Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом $4-7^\circ$, а ось конического — горизонтальна. Исходный материал загружается внутрь барабана на верхнем конце и вследствие вращения и наклона подвигается вдоль оси барабана. Мелкий материал проскальзывает через отверстия, крупный — удаляется из барабана на нижнем конце.

Плоские качающиеся грохоты имеют один или два корпуса удлиненной прямоугольной формы с натянутыми в них ситами. Корпуса устанавливаются на опорах или подвешивают на подвесках к раме грохота либо к поддерживающей конструкции и совершают взад-впередное, крутовое или сложное движение (качания).

Вследствие качательного движения материал, загруженный в головной части корпуса, подвигается по ситам к разгрузочному концу. При этом он расслаивается и мелкий класс просеивается через отверстия сита.

Вибрационные грохоты (рис. XXЗ) получили наибольшее распространение в горной промышленности. Они подразделяются на механические и электрические. В свою очередь, механические грохоты разделяются на ударные и инерционные.

В грохотах с ударным вибратором и в некоторых типах электровибрационных грохотов вибрации сообщаются непосредственно ситам. В грохотах с инерционными вибратором вибрация сообщается коробу, в котором укреплено сито. Чаще всего применяют грохоты с инерционным вибратором.

В инерционных грохотах с неуравновешенным грузом при вращении вала возникает центробежные силы инерции, под действием которых укрепленный на пружинах подвижной корпус с ситом получает вибрации.

Для обеспечения движения материала по ситам грохоты устанавливают под некоторым углом.

§ 3. Классификация

В практике обогащения преимущественное применение получила гидравлическая классификация, т. е. классификация в водной среде.

Классификацию применяют для разделения материала на готовый продукт или продукты, направляемые на последующие процессы обогащения, и является обязательной операцией в процессе тонкого измельчения.

Процесс гидравлической классификации основан на законах падения тел в водной среде. Зерно минерала в жидкой среде стремится упасть вниз под влиянием силы тяжести. В то же время оно при падении встречает сопротивление со стороны жидкости. От разницы сил тяжести и сопротивления жидкости зависит скорость падения твердого тела. Сопротивление среды зависит от скорости движения, объема и формы зерна.

Описанный характер падения зерен в жидкости относится к случаям движения отдельных зерен в разбавленных пульпах, когда они падают без взаимного влияния одного зерна на другое, т. е. в условиях свободного падения. Зерна в пульпе находятся на близких расстояниях одно от другого и падают в жидкости неоднородно, а группами, замедляя взаимное движение, т. е. в условиях стесненного падения. Скорости движения зерен в этих условиях всегда меньше скоростей движения в условиях свободного падения. Изменение скоростей зависит от содержания твердого в пульпе.

При гидравлической классификации разделение на фракции или классы по крупности осуществляют путем создания необходимых восходящих потоков жидкости, равных скорости падения зерна, по которому идет разделение (спадное зерно), или путем создания определенного времени осаждения зерен при движении их в горизонтальном потоке жидкости.

В первом случае зерна, имеющие конечную скорость падения больше скорости восходящего потока, будут опускаться вниз и осаждаться, а зерна, имеющие меньшую скорость падения, будут уноситься потоком в слив.

Во втором случае более тяжелые зерна будут осаживаться за определенный период горизонтального движения жидкости, а легкие частицы будут уходить с потоком.

§ 4. Гидроциклоны и механические классификаторы

Аппараты, в которых осуществляется классификация измельченного материала, называют классификаторами. Гидравлическими называют классификаторы, в которых разделение частиц осуществляется в воде без прямого механического воздействия на них. Классификаторы, в которых имеются механизмы с прямым воздействием на разделяемые частицы, называют механическими.

Гидравлические классификаторы применяют для разделения зерен разных размеров и плотности — по равномерности, зерен с одинаковой плотностью — по крупности, зерен одинакового размера — по плотности и для обезвоживания.

Камерные классификаторы (рис. XX.4) со степенным падением зерен применяют для классификации материала крупностью 3—10,2 мм. Они имеют форму желоба, расширенного в сторону движения материала. Нижняя часть желоба состоит из нескольких пирамидальных карнизов, суживающихся ввысь. В этих углублениях образуется зона степенного падения зерен, в которой

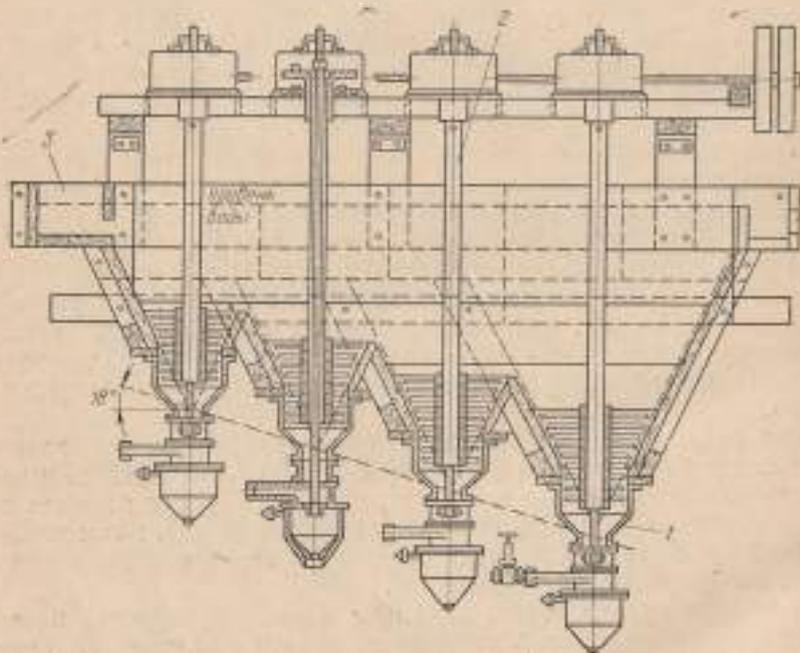


Рис. XX.4. Камерный классификатор для степенного падения зерен
1 — осадительная камера; 2 — вал; 3 — загрузочный желоб; 4 — сливной желоб

проводит классификация. Углубления заканчиваются гидравлическими камерами. Для разрыхления оседающего материала в камерах вращаются лопастные мешалки с частотой 1—1,5 мин⁻¹.

Для создания восходящего потока в гидравлические камеры классификатора поступает под напором вода с регулируемой скоростью. Восходящий поток воды выносит мелкие зерна материала из скопления оседающих круглых зерен. Разгрузка осевшего материала производится в нижней части камеры, куда он поступает через периодически открывающиеся отверстия в верхней части камеры.

При классификации получают несколько продуктов по числу камер классификатора в тонкий класс в сливе последней камеры.

Гидроциклонами называют классификаторы цилиндрической формы, в которых классификация производится под воздействием центробежных сил.

Исходный материал поступает в гидроциклон под давлением, где поданная приобретает центробежное ускорение, в результате чего более крупные и тяжелые частицы движутся по периферии конуса, образуя спиральную, сжимающуюся внизу поток, который в определенной точке конуса раздается. Внутренний поток (рис. XX 5), состоящий из жидкости и крупных зерен материалов, продолжает опускаться по спирали вниз и выходит из гидроциклона через разгрузочное отверстие. Внешний поток, состоящий из жидкости и тонких частиц материалов, движется вверх к сапунному отверстию и удаляется из гидроциклона.

Гидроциклоны получили широкое применение на обогатительных фабриках. С их помощью производится тонкая классификация пульпы в циклах измельчения, классификация с целью удаления шлама и обогащения классифицируемого продукта и т. д.

Достоинствами гидроциклонов по сравнению с другими классифицирующими аппаратами являются: простота конструкции, компактность и небольшая стоимость установки, удобство регулировки и простота обслуживания.

Механические классификаторы, как правило, представляют собой сосуд или ванну, в которой помещен перемишривающий гребень и удаляющий осевшие частицы механизм. Имеются конструкции классификаторов, в которых процесс разделения усиливается вибрациями и подачей воды под напором.

В речных классификаторах песок, осевший на дно, удерживается

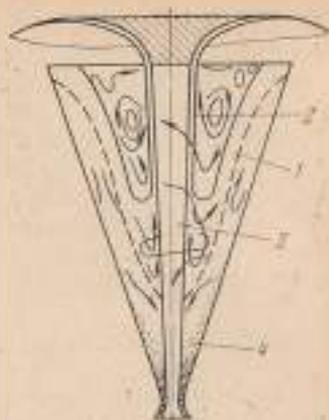


Рис. XX 5. Схема потока пульпы в гидроциклоне: 1 — внешний поток; 2 — внутренний поток; 3 — сапунное отверстие; 4 — слив осевших зерен.

гребками через открытый борт классификатора, а тонкие частицы в виде сливы уходят через порог.

В спиральных классификаторах перемещающимся пульверомеханизмом являются вращающиеся спирали, которые одновременно транспортируют пески к разгрузочному борту ванны классификатора.

Преимущества спиральных классификаторов по сравнению с реечными заключаются в простоте конструкции аппарата и особенно приводного механизма, в возможности остановки и последующего пуска классификаторов без выпуска песков.

§ 5. Меры безопасности при дроблении и классификации

Безопасность персонала, занятого в цехах дробления, измельчения и классификации, обеспечивают выполнением правил техники безопасности и требований санитарно-технических норм, предусматривающих необходимую температуру, влажность, освещенность и допустимую запыленность рабочих мест.

В рабочей зоне поддерживают температуру не ниже 14 °С и влажность воздуха не выше 80%. Освещенность пола в зависимости от рабочего места может колебаться от 10 до 20 лк.

Предельно допустимые концентрации пыли в рабочей зоне: пыль неогнившая — 10 мг/м³, пыль неогнившая с содержанием кварца более 10% — 2 мг/м³, магнезит и его соединения в пересчете на MgO — 0,3 мг/м³, известняки с содержанием кварца до 3% — 6 мг/м³.

Безопасность и удобство обслуживания и ремонта оборудования обеспечивают устройством ограждений вокруг движущихся частей и площадок обслуживания, достаточных по размерам для работы эксплуатационного и ремонтного персонала, размещения запасных частей и снятых при ремонтах деталей. Все площадки на высоте 0,3 м над полом должны иметь прочные перила высотой не менее 1 м. В нижней части перила должны иметь сплошную бортик высотой не менее 180 мм. Для ремонтных работ и транспортирования тяжелых частей в цехах дробления и измельчения всегда монтируются мостовые краны.

Ширина проходов после установки ограждений у крупного и требующего внимательного наблюдения оборудования (дробилок, мельниц, классификаторов) должна быть не менее 1,2—1,5 м, у прочего оборудования — не менее 1 м, у неподвижных частей оборудования — не менее 0,8 м.

Ширина проходов вдоль ленточных конвейеров шириной до 600 мм должна быть не менее 0,8 м и вдоль более широких конвейеров — не менее 1,1 м. Природные станции и конечные части конвейеров должны иметь доступ с трех сторон при ширине проходов не менее 1 м.

Общие требования правил безопасности для рассматриваемых операций следующие:

1. Запрещается работать на неисправном оборудовании и при снятых ограждениях с движущихся его частей.

2. Для перехода через длинные конвейера необходимо устраивать специальные мостики.

3. Запрещается чистка оборудования на ходу, особенно опорных роликов и концевых барабанов ленточных конвейеров.

4. Шуровку руды в бункерах производить только через шуровочные отверстия. Спуск людей в бункера запрещается.

5. При грохочении крупнокусковой руды воронки перед грохотами должны иметь защитные кожухи, не допускающие случайного выброса.

6. При всех остановках виброгрохотов проверять закрепление дебалансных грузов на дисках.

Глава XXI

ОБОГАЩЕНИЕ

§ 1. Промывка

Промывкой называют процесс обтачивания руд в промывочных машинах путем размывания водой, механического разрушения, диспергирования и удаления вместе с водой песчаных и глинистых пород, входящих в состав руды.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого выделяют концентрат, или подготовительным процессом, после которого мытую руду направляют на дальнейшее обогащение. Промывке подвергают бурые железняки Керченского месторождения, валунчатые глинистые и песчано-глинистые железные руды Урала, марганцевые руды Никопольского и Чнатурского месторождений и др.

Промывистость руды определяется временем, необходимым для диспергирования цементирующего вещества, физические свойства которого обуславливают силы сцепления рудных частиц. Различают руды труднопромывистые, среднетромывистые и легкопромывистые.

Эффективность промывки зависит от физического состояния размываемого материала, размывающей способности жидкой среды и механического воздействия применяемых машин.

Для промывки руд применяют промывочные грохоты, бунтары, скрубберы, корытные мойки, бичевые промывочные башни.

Промывочные грохоты предназначены для легкопромывистых руд крупностью до 250 мм с небольшим количеством глинистых и песчаных примесей. Промывку руды на них производят мохитром или на брызгал. Эффективность промывки на грохотах глинистых материалов крайне низкая, так как отсутствует поворачивание кусков и промывка их осуществляется с одной стороны.

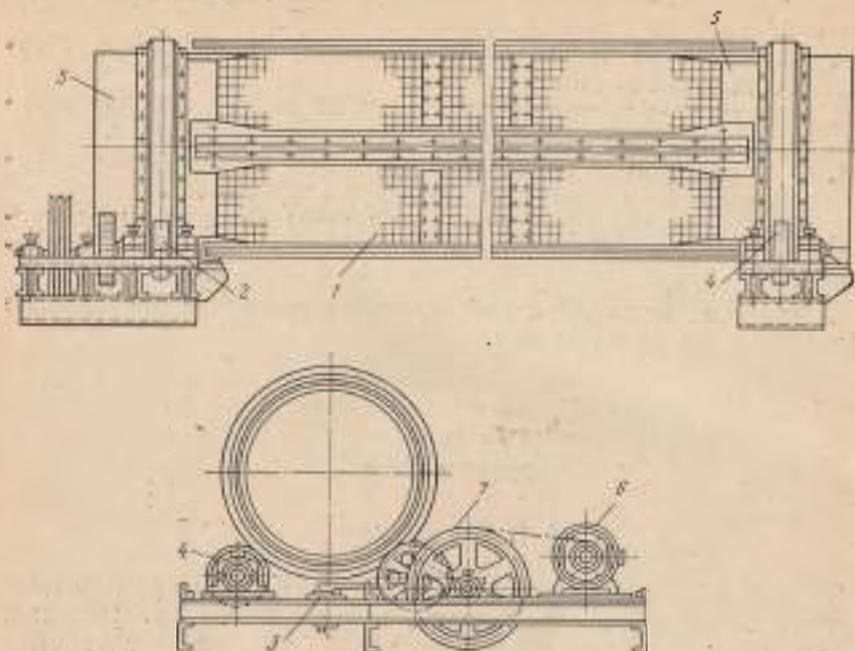


Рис. XXI.1. Бутара:

1 — барабан; 2 — приводной ролик; 3 — упорный ролик; 4 — опорные ролик; 5 — лобовые стани; 6 — электродвигатели; 7 — ведущее колесо

Более качественную промывку осуществляют в барабанном промывочном грохоте. Руда загружается во вращающийся барабан, стенками которого служат перфорированные листы, перемещаются и под действием воды промывается. В первой половине барабана с отверстиями $\varnothing 50$ мм происходит отделение мелкой руды, во второй с отверстиями $\varnothing 10$ мм — обмывка крупной руды.

Бутара (рис. XXI.1) по сравнению с барабанным промывочным грохотом имеет большее отношение длины к диаметру и более высокие кольцевые пороги, предназначенные для увеличения времени пребывания руды в бутаре.

Скрубберы, в отличие от барабанных грохотов и бутар, имеют такие барабаны с торцовыми стенками, снабженными торцовыми для загрузки и разгрузки материала. Благодаря этому рудный материал в барабане находится под углом пузыря. Внутри барабана имеет дезинтегрирующее и перемешивающие устройства. В горизонтально установленных скрубберах дезинтегрирующее выступы располагают по винтовой линии, что обеспечивает продвижение материала к разгрузочному кольцу.

Корытная мойка предназначена для промывки нормально промывистых руд и нерудного сырья крупностью до 75 мм. Состоит она из металлического корыта, двух рабочих ялов с лопастями и

притока. Лопаты расположены на одном вале — по правой, на другом — по левой впадиной линии и для захода. Вали, вращаясь навстречу друг другу, лопатками перегирают руду и переминают ее вверх и разгружают в люки. Загрузку руды производят вблизи нижнего конца корыта, которое примерно на $\frac{2}{3}$ длины заполнено водой. Руда при движении опрокидывается водой, подаваемой под давлением. Глинистые частицы со сливом разгружаются через сливной порог в нижней части корыта.

Вальцевые промывочные машины и промывочные башни предназначены для промывки глинистых марганцевых руд.

Вальцевая машина состоит из трех параллельных ванн — двух бичевых и одной кошовой. В первых двух ваннах последовательно производится промывка вращающимися бичевыми (саблевидными) валами, насаженными на вал каждой ванны, а в третьей ванне производится ополаскивание промытой руды с круговых элементов, которые также удаляют мытую руду из машины. Меча насажена под небольшим углом к оси вала, образуя винтовую линию. Это способствует термонизации материала вдоль вала. Размытый глинистый и зернистый продукт крупностью 2—0 мм в виде шлама выходит из машины через сливной порог.

Промывочная башня представляет собой железобетонный цилиндр, к нижней части которого прижимается конус с разгрузочным устройством. У основания башни имеется кольцевой трубопровод, через который в башню подаются вода и сжатый воздух. Твердая часть кусковой руды разгружается в нижнюю часть башни и аэрифлотом подается вверх, где и разгружается из аппарата.

Преимуществами башенной мойки являются высокое качество промывки, отсутствие дуретирования крупных зерен и максимальный выход концентрата.

§ 2. Обезвоживание

Продукты обогащения полезных ископаемых обычно содержат до 50—90% влаги, которую необходимо удалить до пределов, позволяющих вести дальнейшую технологическую обработку или транспортирование этих продуктов.

Из кусковых и зернистых материалов вода удаляется путем свободного стекания через поры между зернами материалов под действием силы тяжести. Такой способ удаления воды называют дренажем или естественной фильтрацией.

Дренаж производят либо при свободном стекании воды из неподвижных продуктов, либо путем встряхивания их на обезвоживающих аппаратах при помощи механических устройств: кошковых элеваторов, обезвоживающих ящиков, сусультелей и вакуум-фильтров.

Кошковые элеваторы служат одновременно и транспортными, и обезвоживающими устройствами. Устанавливают их при отстойных машинах или при зумбцах, в которые направляют обез-

оживаемый продукт. Ковши элеваторов выполнены из перфорированных стальных листов. Время нахождения материала в ковше после выхода его из воды устанавливается практическим путем в зависимости от крупности материала.

Обезвоживание в один прием мелкого и тонкозернистого материала осуществляют в обезвоживающих ашиках. В них влажный продукт в виде пульпы с содержанием 50% твердого поступает в шлик треугольной формы с наклонным дном, который получает сотрясательное движение. При этом твердый материал постепенно уплотняется, выжимая воду на поверхность, а вода удаляется в виде слива в конце ящика.

Недостатком обезвоживающих ящиков является малая производительность этого способа обезвоживания из-за его прерывности.

Удаление воды из тонкозернистых и шламистых концентратов и других продуктов обогащения крупностью 0,2—0 мм осуществляется сгущением. Процесс сгущения состоит в осаждении твердых частиц из минеральной взвеси, находящейся в водной среде, под действием силы тяжести.

Сгуститель представляет собой чан большого диаметра, внутри которого совершает круговые движения рама с гребками. Скорость движения гребковой рамы зависит от крупности материала и в среднем равна 6 м/мин. По мере заполнения сгустителя происходит образование хлопьев из оседающего материала, а затем образование нескольких зон осаждения. В нижней зоне образуется уплотненный осадок, который гребками подается к разгрузочной воронке сгустителя, расположенной в центре. Сгущение происходит непрерывно при одновременном поступлении пульпы, удалении осветленной воды и сгущенного продукта.

Основным недостатком сгустителей является большая занимаемая ими площадь и соответственно большая кубатура зданий.

Процесс обезвоживания на вакуум-фильтрах называют фильтрованием. Влага из продуктов обогащения удаляется через пористые фильтрующие перегородки (непроницаемые для твердых частиц) за счет разности давлений воздуха по обеим сторонам перегородок. Разность давлений создают путем разрежения (в вакуум-фильтрах) или нагнетания (в фильтр-прессах) воздуха с одной стороны перегородки. В качестве пористых перегородок применяют фильтровальные хлопчатобумажные, шерстяные или синтетические ткани, а также металлические сетки.

Сушка является процессом удаления влаги из разнообразных материалов путем испарения ее при нагревании. Она улучшает транспортабельность влажных, влагосемких руд внутри фабрики по туннелям, конвейерам, питателям и другим аппаратам, предотвращает смерзимость материала в зимнее время и повышает производительность и эффективность грохочения.

Сушку осуществляют в аппаратах разнообразных конструкций. При малых количествах материала применяют лодовые сушилки,

представляющие собой плоскую тарелку, нагреваемую снизу, на которой тонким слоем распределяют высушиваемый материал. Транспортирование его осуществляется механическим перегибанием, что способствует скорости сушки. В многоярусных сушилках материал подвергают механическому перемешиванию из каждого яруса, обеспечиваящему передвижение материала с верхних ярусов на нижние.

В шахтных сушилках руду или концентрат подают сверху, и навстречу им движутся горячие газы, имеющие температуру 500—700°С. Высота шахтных сушилок достигает 15—20 м. В целях уменьшения скорости движения материала в печи устанавливают пошки, на которых руда задерживается и медленно перемещается. Время пребывания материала в сушилке составляет 10—20 с.

При выпуске значительных количеств концентратов или промежуточных для их сушки применяют более производительные барабанные сушилки разных конструкций и размеров. В большей части барабанных сушилок подогретый воздух или газы имеют непосредственное соприкосновение с материалом, но в отдельных случаях сушилки выпускаются без непосредственного соприкосновения теплоносителя с материалом. Сушилки второго типа более сложны по конструкции, поэтому имеют меньшее распространение.

§ 3. Обогащение в тяжелых средах

Обогащением в тяжелых средах называют процесс разделения рудных и нерудных минералов руды в суспензионных сепараторах путем погружения руды в тяжелую суспензию. Тяжелые рудные минералы, плотность которых больше плотности суспензии, тонут в ней, а легкие нерудные минералы и сростки меньшей плотности — всплывают. Для эффективного ведения процесса обработки руд в тяжелых средах достаточно иметь разницу в плотности руды и породы, равную 0,1.

Суспензия представляет собой взвесь тонкодисперсных тяжелых частиц в водной среде. Для получения тяжелых суспензий обычно применяют тонкодисперзные ферросилиций и магнетит. Первый — для получения суспензии плотностью 2—3 г/см³, второй — ниже 2 г/см³.

Аппараты, в которых производят обогащение руд в тяжелых средах, называют сепараторами. В основном применяют три типа сепараторов: конусные, корытные и барабанные.

Конусный суспензионный сепаратор состоит из корпуса конической формы, мешалки, привода и аэрлифта. Суспензия в конусе перемешивается мешалкой рамочного типа. Тяжелый потонувший в суспензии продукт разгружается при помощи аэрлифта, заканчивающегося приемной камерой, в которой гасится скорость потока суспензии, а продукт направляется в разгрузочный

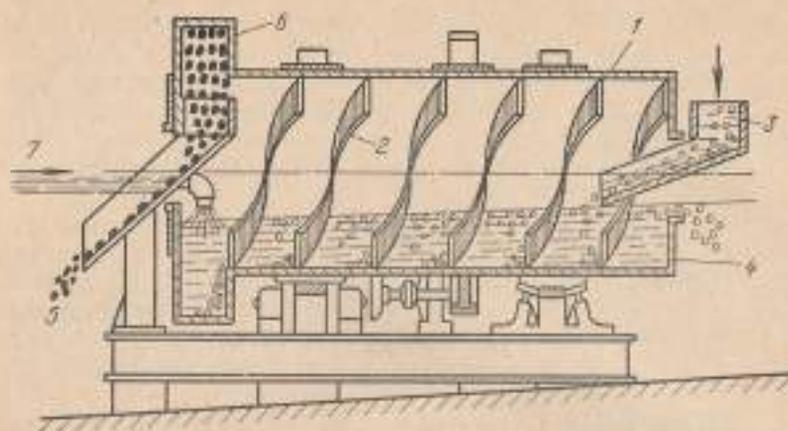


Рис. XXI.2. Барабанный сепаратор

желоб. Легкий продукт выносится потоком суспензии, связавшийся в желоб. Дремируемая на него суспензия вместе со свежей суспензией подается по трубе в долый вал мешалки, откуда через отверстия, расположенные на различной высоте, поступает внутрь корпуса.

Корытчатые спиральные сепараторы являются механическими спиральными классификаторами, но имеют более мощную спираль. Суспензия в сепаратор поступает из распределительного бьева, а из сепаратора вытекает через окна для разгрузки легких продуктов. Тяжелый продукт оседает на дно, по доторому спирально транспортируется к разгрузке. Крутильность входной руды на данных машинах не должна превышать 35 мм. Производительность сепаратора со спиралью диаметром 2 м при обогащении руды крупностью 35—5 мм составляет 175—200 т/ч.

Барабанный сепаратор (рис. XXI.2) состоит из барабана 1, внутри которого жолоб внутренней стенки находится спираль 2. Барабан устанавливается на роликах под углом до 5°. Руда вместе с суспензией поступает по желобу 3, внутри вращающегося барабана через круглые отверстия в нижней торцовой его стенке. Поступившая в барабан руда разделяется на легкую фракцию, которая ссырается через бороз 4 нижней части барабана, и на тяжелую фракцию 5, оседающую на дно барабана и транспортируемую к верхнему его концу спиралью. У верхнего расширенного конца барабана установлен депаган 6, которыми продукт удаляется из аппарата. Суспензия в сепаратор подается по трубопроводу 7.

Барабанные сепараторы обогащают материал крупностью от 4 до 150 мм. Диаметр барабана 1,2—3 м, а длина в 2—2,5 раза больше диаметра. Производительность сепараторов с барабанами диаметром 1,5—2,0 м при обогащении железной руды составляет 50—100 т/ч.

§ 4. Отсадка. Механические классификаторы

Отсадкой называют процесс грануляционной обогащения полезных ископаемых, заключающийся в разделении смеси зерен минералов по слои различной плотности под воздействием потока воды среды в вертикальном направлении.

Отсадку осуществляют на решетке отсадочной машины, установленной поперек водного потока, создаваемого тем или иным способом. Струи воды проходят через отверстия решета и попеременно поднимают и опускают постель из лежащих на решетке минеральных зерен, которая при этом разрушается. Под воздействием гидродинамических сил минеральные зерна движутся с различными скоростями; легкие быстрее движутся вверх в восходящей и медленнее вниз в нисходящей струях воды, чем зерна тяжелые.

В результате постель разделяется по высоте и в ней образуются слои зерен различной плотности. В нижних слоях концентрируются крупные тяжелые зерна (концентрат), выше — крупные легкие зерна в смеси с мелкими тяжелыми зернами и осколками, в самом верхнем слое — легкие мелкие зерна. В конце решета отсадочной машины нижний слой постели через шиберажное устройство попадает в подрешетное пространство, а верхний — через порог в слив. Движение материала вдоль решета происходит под действием горизонтального потока воды.

Для отсадки применяют разные типы отсадочных машин. В зависимости от характера действия струй различают машины с переменным действием: восходящих и нисходящих струй воды и машины с пульсующим действием прерывистой восходящей струи. Машины первой группы используют с подвижными и неподвижными решетками. В неподвижных движение восходящей струи воды создается движением поршня или диафрагмы. В беспоршневых машинах образование восходящей и нисходящих струй вызывается движением решета, помещенного в резервуаре с водой.

Производительность отсадочных машин в зависимости от типа машины и крупности обрабатываемой руды колеблется от 0,5 до 30 т/ч.

Обогащение по упругости основано на разнице траектории, по которым отбрасываются частицы минералов, имеющие различную упругость при падении на плоскость.

Разделение частиц по упругости нашло некоторое применение при обогащении стронциевых материалов, щебня и гравия для производства бетона высших марок. Сепаратор работает следующим образом. Исходный материал с влажностью 0,5 и падает из воронки на заданную образующую стального барабана диаметром 100 мм. Барабан вращается с окружной скоростью 10,5 м/с. При этом более упругие (прочные) куски отскакивают по одну сторону барабана, а менее упругие (непрочные) — отскакивают от барабана на значительную высоту и увлекаются им в другую сторону.

§ 5. Магнитное и электрическое обогащение

Магнитное обогащение полезных ископаемых основано на использовании магнитных сил, с помощью которых происходит отделение минералов, обладающих магнитными свойствами, от минералов со слабым проявлением этих свойств. Магнитные силы, используемые при обогащении, применяются при взаимодействии магнитных и электрических явлений в специальных машинах, называемых магнитными сепараторами.

При внесении зерна минерала в неоднородное магнитное поле кроме вращающегося момента, который повернет эту частицу в направлении силовых линий, на зерно будет действовать еще сила притяжения или отталкивания. Проявление этой силы притяжения является главным условием, определяющим возможность отделения магнитных минералов от немагнитных. Зерна магнитных минералов будут притягиваться к полюсам электромагнитов, если действующая на зерно магнитная сила будет больше силы тяжести минерала (рис. XXI.3).

Притяжение магнитных минералов усиливается в неоднородном магнитном поле; чем больше неоднородность магнитного поля, тем больше силы притяжения зерен минералов. Магнитные минералы в неоднородном магнитном поле сепаратора испытывают притяжение в сторону сгущения силовых линий независимо от полярности полюсов. Вследствие этого магнитные сепараторы изготавливают обычно с формой полюсов, обеспечивающей наибольшее сгущение силовых линий и увеличивающей магнитную силу поля.

Магнитное обогащение имеет наиболее широкое применение при обогащении магнетитовых руд. Сухое и мокрое обогащение в настоящее время осуществляют в основном на магнитных и электромагнитных барабанных сепараторах.

Магнитные поля сепараторов создаются электромагнитными системами или системами из постоянных магнитов. Сильные поля

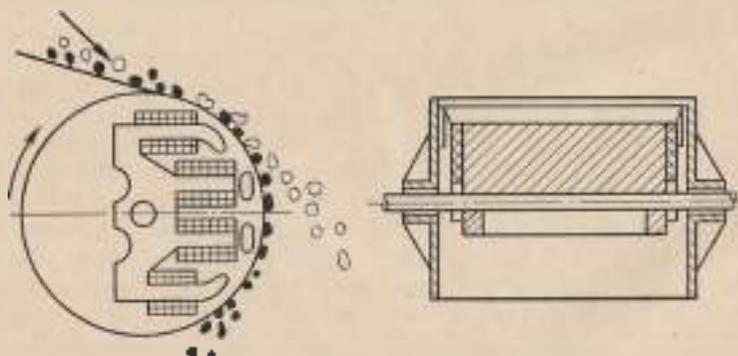


Рис. XXI.3. Барабанный сепаратор в радиальной системе для сухого обогащения

для слабомагнитных руд создаются электромагнитные системы.

Многолетний опыт применения магнитного обогащения доказал возможность получения концентрата с содержанием железа до 65,6% в пироксидных промышленных масштабах.

Электрическое обогащение (сепарация) руд основано на различии электрических свойств разделяемых минералов. Изучение поведения различных минералов в электрическом поле при различно заряженных электродах показало, что одни минералы при перемене полярности электродов всегда отклоняются в сторону только одного электрода, другие на перемену полярности не реагируют. Зная поведение минералов при различной полярности электродов, можно судить о возможности их разделения в электростатическом поле.

Эффективное разделение минералов электрическими методами обращения ограничено крупностью минеральных частиц в пределах 0,1—2,0 мм.

Электрическую сепарацию чаще всего применяют при доводке концентратов в комбинации с другими методами обогащения, а также в тех случаях, когда обогащение другими методами малоэффективно или невыгодно с экономической точки зрения. Обогащение осуществляется успешно, если компоненты минеральной смеси значительно различаются по величине проводимости.

В сепараторах, производящих разделение минералов на основе различия электропроводности, электрический заряд частицам минералов передается путем их непосредственного соприкосновения с металлическим электродом сепаратора, изготовляемым обычно в форме цилиндрического пустотелого барабана. Основными частями электрических сепараторов являются: зарядное устройство или электризатор, в котором производится зарядка минералов; собственно сепарирующая часть, в которой происходит разделение частиц, и высоковольтный агрегат.

На рис. XXI.4 приведена схема электростатического сепаратора, в котором электродами являются заземленный барабан 1 диаметром 150 мм, остроконечная игла 2 и валикообразная игромем, несомая газовой трубкой 3.

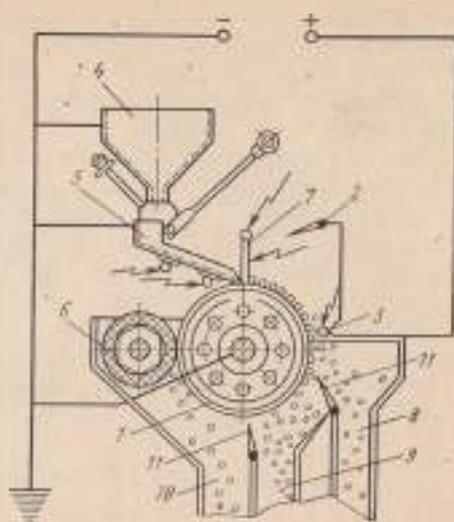


Рис. XXI.4. Схема электростатического сепаратора с газовым электродом

Материал, подлежащий сепарации на бункере 4 питателем 5 подается на барабан. Притянутые к барабану минералы удаляются с его поверхности щеточным устройством 6. За питателем установлена экранная решетка 7 для удержания недействительных газовых ионов на минералах.

Отклоняющий газовый электрод располагают параллельно барабану и заряжают отрицательно таким напряжением до 15—20 кВ. Назначение газотрубного электрода состоит в удержании отклонения проводящих частиц минералов, что способствует улучшению разделения минералов с различной электропроводимостью. Проводящие частицы после сепарации поступают в приемник 8, в приемнике 9 собираются прохлориды, а в приемнике 10 — неэлектропроводящие частицы. Качество продуктов сепарации, разгружающихся в отдельные приемники, регулируют действительными параметрами 11.

§ 6. Флотация

Флотацией называют метод обогащения полезных ископаемых, основанный на использовании различий физико-химических свойств поверхностных тонкодисперсионных частиц разделяемых минералов, взвешенных в водной среде, выражающихся в избирательном прилипании частиц к поверхности пузырьков воздуха.

При флотации взвесь тонкодисперсионных минералов в водной среде — пульпу, обрабатывают флотационными реагентами, подвергают энергичному перемешиванию в машине. В результате перемешивания в пульпе образуются устойчивые пузырьки воздуха. Частицы полезных минералов, находящиеся по взвеси, прилипают к поверхности пузырьков воздуха и выносятся ими на поверхность пены, образуя слой минерализованной пены. Этот слой представляет концентрат полезного ископаемого, который удалится из машины в последующие операции обработки. Минералы пустой породы, смачиваемые водой, не прилипают к пузырькам воздуха и остаются в пульпе, из которой выводится в виде хвостов.

Смачиваемость поверхностей минеральных частиц водой может изменяться в широких пределах путем физико-химического воздействия на их поверхность реагентами. Изменение характера поверхностей минералов реагентами связано с явлениями адсорбции. Это явление находит широкое применение в технологии флотационного процесса. Путем обработки поверхностей минералов реагентами последние под действием адсорбции могут изменить естественные свойства смачиваемости. Во многих случаях изменение этих свойств сопровождается химическими реакциями в поверхностном слое минералов. С изменением смачиваемости минералов происходит изменение и их флотативности.

Различия в конструкции флотационных машин в основном определяются способом перемешивания и аэрации пульпы. По это-

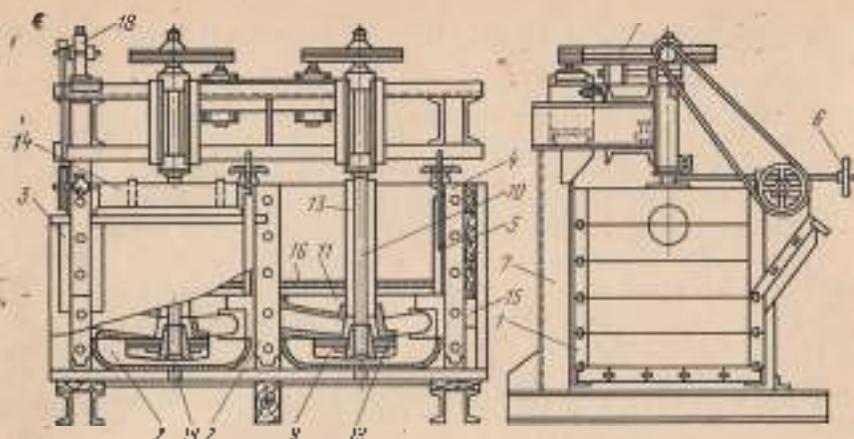


Рис. XXI.5. Механическая импеллерная флотационная машина

му признаку все машины подразделяют на: механические, в которых перемишивание пульпы и засасывание воздуха производится импеллером; пневмомеханические — перемишивание пульпы аналогичное, но воздух подается от воздуходувки; пневматические, в которых перемишивание и аэрация пульпы осуществляются подачей сжатого воздуха.

На отечественных обогатительных фабриках широкое распространение получили механические флотационные машины.

Механическая импеллерная машина представляет собой деревянную или металлическую ванну 1 (рис. XXI.5) прямоугольной формы, внутренняя часть которой разделена на равные камеры перегородками 2. Пульпа поступает в машину через загрузочную коробку 3, а хвосты удаляются через разгрузочную коробку 4, которые служат торцевыми стечками машины. Междуканерные перегородки снабжены регулирующими заслонками 5, которыми регулируют высоту сливного порота и изменяют уровень пульпы в каждой камере с помощью штурвала 6. Ванна машины крепится на металлических рамах 7.

На дне каждой камеры монтируется чугунная полусферическая чаша 8, которая служит футеровкой, предохраняющей машину от быстрого износа. В центре камеры над чашей расположена импеллер 9, посаженный на концы вертикального вала 10. Импеллер имеет форму слегка загнутого диска, на выпуклой части которого, направленной вниз, радиально расположены восемь выступов, а на волнутой столько же вертикальных ребер.

Под импеллером находится диск 11, являющийся футеровкой крестовины 12 и предохранителем от заклинивания импеллера пульпой при сгущении машины. Крестовина состоит из трех трубчатых, одна из которых служит для приема пульпы из соседней камеры, а две другие используются для отвода шлакопродуктов из

соседних камер или из рядом стоящих машин без применения насосов.

Верх патрубков крестовины заканчивается вертикальными ребрами, на которых расположены два ряда металлических решеток 16. Назначение решеток состоит в создании сложной зоны в верхней части камеры. Крестовина соединена с вертикальной трубой 13, через которую засасывается воздух в камеру благодаря разрежению, создаваемому импеллером.

Пена из флотационных камер машины удаляется в пыльные желоба лопастями пеноснижателя 14, расположенного вдоль всего фронта машины и приводимого в действие от электродвигателя 17 через редуктор 18.

Хвосты последней камеры машины удаляются через отверстие 15 в разгрузочной коробке. Разгрузка отдельных камер производится через отверстие 19.

В первых камерах машины выдается наиболее богатый ценных минералов пенный продукт. В последующих камерах в пенный продукт переходят сростки полезных минералов с пустой породой, труднофлотирующие минералы и пустая порода. Этот продукт называют промпродуктом; его возвращают в предшествующий цикл флотации либо подвергают отдельной обработке. Производительность флотационных машин по потоку пульпы в зависимости от типа машин колеблется от 0,16 до 12 м³/мин.

§ 7. Химическая обработка и обжиг руд и концентратов

Комбинируясь с применением методов обогащения с химическими или гидрометаллургическими процессами обработки обеспечивает комплексное использование рудного сырья с извлечением из него ценных компонентов для нужд народного хозяйства. Одним из достоинств гидрометаллургии является высокое извлечение полезных компонентов при обработке бедных руд и концентратов редких металлов.

Выщелачивание является основной операцией гидрометаллургического процесса, в результате которой полезные компоненты переходят в раствор. Иногда, наоборот, из богатого рудного концентрата выщелачиванием удаляются некоторые вредные примеси. Для выщелачивания рудных минералов применяют растворы углекислого натрия, углекислого аммония, аммиака, цианистого калия, едкого натра, серной, соляной и азотной кислот. Концентрация растворителей меняется от 0,2% (цианистый калий для выщелачивания золота) до 24% (серная кислота для разложения ниобиевых и танталовых концентратов).

Полученные в результате выщелачивания растворы подвергают обеззоливаю и очистке. Для выделения из растворов, разделения и осаждения металлов и их соединений применяют электролиз, цементацию, получение нерастворимых осадков, гидролиз, кристаллизацию, сорбцию или экстракцию. Выбор наиболее ра-

ационального метода решается в каждом отдельном случае с учетом ряда факторов, на которых первоочередное значение имеют состав поступающего на осаждение раствора и требования, предъявляемые к чистоте конечной продукции.

Гидрометаллургические концентраты содержат не более 15—20% влаги. Поэтому при отпуске их потребителям концентраты сушат, а в некоторых случаях обжигают при температуре 500—900 °С для получения безводных окислов или окисления сульфидов.

Химической обработке подвергают вольфрамовые, марганцевые и серные концентраты, а также руды и продукты, содержащие молибден, ванадий, золото, платину и медь.

Обжиг в ряде случаев является весьма важной подготовительной операцией для руд, промежуточных и концентратов перед их обогащением, металлургической или химической переработкой. Различают следующие виды обжига: окислительный, сульфатизирующий, восстановительный, магнетизирующий и хлорирующий.

Окислительному обжигу подвергают сернистые минералы перед гидрометаллургическим переделом с целью полного или частичного удаления серы и перевода сульфидов в форму окислов, переходящих затем в раствор.

Сульфатизирующий обжиг применяют для перевода серы и извлекаемых металлов в форму растворимых в виде сернокислых соединений, а железа — в форму нерастворимой окиси железа или магнетита.

Целью восстановительного обжига является восстановление свободных и связанных металлических окислов руды или концентрата до металла или его низших окислов.

Магнетизирующий обжиг применяют для перевода немагнитных и слабомагнитных окислов железа в магнитные окислы — ферромагнетит или ферромагнитную окись железа.

Хлорирующему обжигу подвергают нерастворимые сульфиды, окислы и силикаты металлов для перевода их в растворимые хлориды при добавлении к обжигаемому материалу природных хлористых соединений (хлоридная соль, сильвинит, карналлит) или подаче в печь газообразного хлора.

В практике обогащения железных руд применяют магнетизирующий восстановительный обжиг бедных окисленных кварцитов, содержащих 33—35% железа, на Криворожском центральном горно-обогатительном комбинате.

Обжиг проводится в трубчатых вращающихся печах размером 3,5х50 м, производительностью до 1000 т/сут. Печи оборудованы периферийными горелками (зона нагрева), соплами (восстановительная зона) и футеровками для ввода природного газа в слой восстанавливаемой руды. Воздух в горелки и сопла подается вентиляторами, установленными на корпусе печи.

Агломерацией называют термический способ образования кускового материала из мелких руд и тонкоизмельченных рудных

концентрации путем спекания и сплавления их частиц при нагреве до температур размягчения и плавления.

При агломерации руды или концентрат тщательно переизмельчают с известняком (известью) и скремблируют при одновременном увлажнении. Благодаря чему полученная агломерационная шихта приобретает зернистый характер и необходимую газопроницаемость.

Подготовленная шихта загружается на колосниковую решетку, под которой эксгаустеры создают разрежение, обеспечивающее пропускание через слой шихты высотой 200—300 мм достаточного количества воздуха для интенсивного горения содержащегося в ней топлива. Заключенного в начальный момент процесса следствием горения. В узкой зоне горения топлива, перемещающейся от поверхности зажигания к колосниковой решетке, развиваются высокие температуры, вследствие чего частицы руды в шихте частично или полностью сплавляются, образуя кусковой горючий материал — агломерат. Последний дробится и подвергается промывке для отделения несплавившейся мелочи, возвращаемой в агломерационную шихту.

§ 5. Меры безопасности при обогащении

Безопасность персонала, обслуживающего машины и аппараты обогатительных фабрик, обеспечивается выполнением правил безопасности и требований санитарно-технических норм, предусматривающих необходимую температуру, влажность, освещенность и допустимую запыленность рабочих мест.

Сухое обогащение руд, как правило, запрещается. В исключительных случаях допускается применение сухого способа обогащения на барабанных и валковых сепараторах при условии обеспечения этих агрегатов устройствами и средствами обеспыливания и доведения содержания пыли в воздухе рабочих помещений до предельно допустимых концентраций. Работа таких сепараторов при неисправной или отсутствующей пылеулавливающей не допускается, поэтому лусковые устройства сепараторов для сухого обогащения снабжают блуждающей с пылеулавливающей.

Новые флуоридные реагенты выдворяют только после соответствующей проверки и получения разрешения органов санитарно-гигиены. При подборе их предпочтение отдается менее токсичным веществам, а также веществам, химически более стойким. Используются вещества, обладающие канцерогенным действием, не допускается.

Часто в качестве тяжелых жидкостей при обогащении полезных ископаемых применяют растворы пиридина, хлористого кальция, хлористого цинка и др. Все эти жидкости и их пары относятся к категории вредных веществ. Поэтому технологическое оборудование, желоба, течи и трубопроводы, по которым движется

тяжелая суспензия, герметизируют и устанавливают местную вытяжную вентиляцию.

При флотации руд расходные чаны, промежуточные бачки и литатели, подающие флотационные реагенты непосредственно в технологический процесс, должны иметь четкие надписи наименования флотационных реагентов. Бачки и чаны реактивных литателей и реактивных бачков изготавливают из материалов, не реагирующих с флотационными реагентами. Отбор флотационных реагентов, как правило, осуществляют с помощью механических устройств, а при ручном отборе используют кружки с ручкой длиной не менее 20 см, а во время этой операции рабочие надевают очки и резиновые перчатки.

Правом входа на реактивную площадку предоставляется ограниченному числу лиц из состава смены. Если на площадке имеются в наличии растворы цианистых соединений или другие ядовитые реагенты, то количество обслуживающего персонала, имеющего право входа, должно быть сокращено, но одновременно на такой реактивной площадке должно находиться не менее двух человек.

На реактивных площадках производить сварочные и другие работы с применением открытого огня можно только в исключительных случаях в присутствии лица технического персонала с обязательным применением техники безопасности и профилактических мероприятий.

При обслуживании электромагнитных и магнитных сепараторов обслуживающий персонал во время работы сепаратора не должен иметь при себе железных инструментов и деталей, так как они будут притягиваться к магнитной системе сепаратора с большой силой и могут служить причиной несчастных случаев. Поэтому необходимо для обслуживания работающих сепараторов инструменты изготовлять из немагнитных материалов.

Для обеспечения безопасности обслуживающего персонала электродвигателя привода, искрирегулирующую аппаратуру и электромагнитную систему сепараторов заземляют и защищают от возможного попадания влаги, особенно при мокрой магнитной сепарации.

Лица, обслуживающие обогатительные машины и установки, проходят специальную подготовку. В работе они руководствуются инструкциями, разработанными для каждой конструкции машины или установки и утвержденными главным инженером обогатительной фабрики.

Глава XXII

КАЧЕСТВО ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ

§ 1. Требования к качеству готовой продукции

К железным рудам и концентратам в черной металлургии предъявляют определенные требования по содержанию железа и шлакообразующих элементов (основных и кислых шлаков), со-

держанию вредных примесей, а также легирующих примесей (для выплавки легированных чугунов), характеристике крупности и постоянству содержания железа и пустой породы.

Основными вредными примесями в рудах являются фосфор и сера. При мартеновском способе передела чугуна в печах с основной футеровкой допускается содержание фосфора в рудах 0,2% и в печах с кислой футеровкой — до 0,22% при почти полном отсутствии серы. При бессемеровском переделе чугуна содержание фосфора в руде допускается не более 0,0003—0,0006% на 1% содержания железа. Для томасовского процесса содержание фосфора может быть 0,65—1,5% и даже выше.

Требуемые содержания серы и фосфора в рудах зависят также от содержания этих элементов в топливе, на котором ведут плавку. Поэтому, если доменная плавка ведется на коксе с малым содержанием серы и фосфора, то можно допустить более высокие содержания этих элементов в рудах и наоборот.

Менее распространены в железных рудах такие вредные примеси, как мышьяк, цинк и медь. При выплавке обычного чугуна содержание мышьяка не должно быть выше 0,05—0,07%, цинка 0,1—0,2% и меди 0,1—0,2%.

Леглирующими примесями в железных рудах, которые используются для получения специальных сортов чугуна и стали, являются титан, ниобий, ванадий, вольфрам, марганец, хром.

Требования к рудам по крупности сводятся к ограничению максимального размера кусков и содержания мелочи менее 3—5 мм. Размер кусков трудновосстановимых (магнетитовых) руд не должен превышать 40—50 см, легковосстановимых (бурые железняки, мартиты) 80—150 см. Допустимое содержание мелочи в руде — до 5—15%. Обычно мелочь крупностью 10—0 мм отсеивается и агломерируется.

Мартеновские руды должны иметь крупность от 12—25 до 250 мм и содержание железа не менее 58%.

Для металлургической промышленности необходимо, чтобы содержание железа в руде было 90—95% от теоретического содержания его в рудных минералах. Так, для гематитовых и магнетитовых руд требуется содержание железа 63—66%, для бурожелезняковых руд 48—56%, а для сидеритов 32—36%. На заводах обычно требуют, чтобы содержание железа в руде и концентратах не имело отклонений больше чем $\pm 0,3\%$, а по кремнезему $\pm 0,3\%$.

Марганцевые руды и концентраты для производства углеродистого ферромарганца и силикомарганца характеризуются по содержанию марганца и вредных примесей (особенно фосфора), а также по кусковатости. В окисленных рудах должно содержаться марганца от 26 до 50% и в карбонатных — более 22%. Для выплавки ферросплавов в электрических печах требуются более богатые марганцем руды.

Крупность марганцевых руд не должна превышать 100 мм.

§ 2. Опробование

Опробованием называют комплекс операций по отбору, разделке и исследованию проб руды и продуктов облучения с целью изучения их состава или иных показателей и свойств, для контроля технологического процесса обогащения и работы машины и аппаратов, выполняющих отдельные операции процесса.

В зависимости от назначения различают пробы:

химические — отбираются систематически от руды и продуктов обогащения для определения содержания в них полезного компонента и вредных примесей;

минералогические — отбираются периодически от руды и продуктов обогащения для изучения их минералогического состава, вскрытности и структурных особенностей минеральных компонентов;

для анализ granulометрического состава — отбираются систематически от промежуточных и конечных продуктов цехов дробления и измельчения для контроля за их работой;

ла влажность отбираются систематически от руды и концентрата для определения содержания в этих продуктах воды с целью составления баланса металла и расчетов с поставщиками руды и потребителями концентратов.

Пробы отбираются ручным или механическим способом. Ручное опробование характеризуется неточностью, большой трудоемкостью и на обогатительных фабриках большой производительности заменяется механическим опробованием.

Отборная проба в зависимости от массы и крупности кусков подвергается сушке, дроблению, усреднению и сокращению массы. Наиболее ответственной является разделка проб для химического анализа. Масса пробы для анализа после разделки составляет 20—50 г, крупность — не более 0,1 мм.

§ 3. Контроль технологического процесса

Систематический контроль основных показателей работы фабрики позволяет одновременно обнаружить отклонение технологического процесса от заданного режима работы.

К числу основных факторов, влияющих на ход процесса обогащения и подлежащих контролю, относятся физические свойства, granulометрический и химический составы сырья и продуктов обогащения, производительность и эффективность работы обогатительных машин и аппаратов.

Контроль процессов обогащения осуществляют путем:

непрерывного или периодического взвешивания руды и концентратов;

проведения сыловых, химических и минералогических анализов руды и продуктов обогащения;

определения влажности пульпы.

определения влажности руды и продуктов обогащения;
определения расхода реагентов.

определения извлечения металла в продукты обогащения.

Наряду с этим контролируют и определяют расход и давление воздуха, воды, расход электроэнергии, расход шаров и стержней, износ футеровки мельниц, производительность обогащительных машин и аппаратов, величину циркулирующей нагрузки в мельницах и других аппаратах.

Постоянный контроль имеет целью получение данных о работе фабрики за определенный период времени. Периодический контроль проводится с целью проверки работы какого-либо аппарата или части схемы обогащительной фабрики.

По данным взвешивания сырья и продуктов обогащения составляют годовой баланс обогащительной фабрики и производят регулирование отдельных аппаратов. Взвешивание осуществляют на вагонных или автоматических конвейерных весах.

Конвейерные весы устанавливают так, что в каждый момент на специальное рычажное устройство передается вес определенного участка конвейерной ленты и транспортируемой руды. Вес руды, прошедшей за данный промежуток времени, учитывается особым механизмом счетчиком.

Одним из основных факторов контроля и регулирования технологического процесса на обогащительных фабриках является плотность пульпы.

При расчетах обычно определяют не плотность пульпы, а количество твердого в пульпе, выражаемое в процентах или долях единицы. Для этой цели на фабриках имеются таблицы для определения процентного содержания твердого вещества по плотности пульпы. Плотность пульпы определяют ручным или автоматическим способом.

На основании количественных и качественных показателей обогащения руды на фабрике можно составить так называемый баланс металла. Баланс металла обогащительной фабрики — это отчет, отражающий количественную и качественную характеристику обрабатываемой сырой руды и продуктов обогащения по отдельным переделам в течение определенного времени (смена, сутки, месяц, год).

§ 4. Автоматизация технологического процесса

Автоматизация процесса обогащения является одним из основных резервов повышения производительности труда на обогащительных фабриках. Она приводит к повышению культуры труда, высвобождает людей, занятых малопроизводительным трудом. Применение централизованного управления сокращает время пуска механизма фабрики, а автоматическое регулирование технологических агрегатов повышает их производительность.

Для оперативного управления производством и размещения аппаратуры автоматизированной системы управления на обогатительных фабриках предусматриваются общезаводские диспетчерские пункты по технологическим переделам.

Диспетчерский пункт размещается, как правило, в административно-бытовом корпусе фабрики. Операторские пункты размещаются в непосредственной близости от управляемых участков для визуального наблюдения за состоянием оборудования и ходом технологического процесса на данном участке. Для обеспечения оперативного контроля на фабрике предусматривается комплекс средств связи и сигнализации.

Современная обогатительная фабрика представляет собой комплекс механизмов, взаимосвязанных в технологические цепочки и выполняющих последовательные операции по обогащению. Количество механизмов на фабриках доходит до нескольких десятков и даже сотен. Местное управление каждым механизмом потребовало бы большого количества людей. Поэтому первым этапом в автоматизации является применение местного облохориванного управления, при котором цепочки механизмов, выполняющих последовательные операции, например по транспортированию полезного ископаемого, соединяется электрической блокировкой.

При местном облохориванном управлении пусть несколько механизмов осуществляются с одного рабочего места. Остановка же механизма может быть произведена как с рабочего места, так и в аварийных случаях специальными выключателями, расположенными вблизи механизма. При этом остановка одного механизма вызывает автоматическую остановку всех остальных механизмов.

Объединение нескольких технологических цепочек и управление механизмами этих цепочек из одного места оператором называют дистанционным централизованным управлением технологического потока.

При централизованном управлении предусматривается блокировка технологических цепочек между собой, предупредительная, рабочая и аварийная сигнализация. Схема цепей аппаратов условными обозначениями изображается на щите, находящемся перед оператором. Горение сигнальных ламп на этом щите указывает состояние механизмов: например в рабочем положении механизма лампа не горит, при остановке — лампа горит ровным светом, при аварийной остановке — лампа мигает.

Однако централизованное управление не позволяет дистанционно регулировать технологический процесс, менять производительность механизмов, дозировку реагентов, поддерживать ход технологического процесса в оптимальных пределах. Регулирование технологического процесса осуществляется мастером.

Высшей формой автоматизации является комплексная автоматизация. В этом случае работой технологического потока или фабрики управляют автоматические устройства и регуляторы, которые по заданной программе ведут процесс, автоматически выключая режимы при нарушении технологии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- ✓ 1. Агаджанов М. И., Бариков С. С., Бельрихш В. А. Разработка рудных и нерудных месторождений. М., Недра, 1973.
2. Агаджанов М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., Недра, 1966.
3. Андреев С. Е., Заверов В. В., Перов Д. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1956.
4. Арсентьев А. М. Определение производительности в границах карьеров. М., Госгортехиздат, 1951.
- ✓ 5. Арсентьев А. М. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. Ленинград, 1973 (ЛГИ).
6. Арсентьев А. М. Определение производительности в границах карьеров. М., Недра, 1970.
7. Ботанов А. И. Обогащение руд черных металлов. М., Госгортехиздат, 1961.
8. Беляш А. С., Калашев А. Ф., Личинь Г. Ф. Разработка железорудных месторождений с закладкой. Киев, Тейнина, 1959.
9. Бариста С. С., Козлов М. И., Горнов В. А. Горное дело. М., Недра, 1969.
10. Вилков Ю. Д., Краснополюховский А. А. Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых. М., Недра, 1973.
- ✓ 11. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. М., Недра, 1969.
12. Горное дело Ю. П. Астафьев, Г. С. Сулима, В. Г. Ближников и др. М., Недра, 1973.
13. Голышаренко Н. Ф., Вилков Ю. Д. Вибрационные установки для выгрузки руды. М., Недра, 1967.
14. Демин А. М., Трубицкий К. Н., Зубо В. И. Разработка рудных месторождений открытым способом. М., Недра, 1970.
15. Дювальский П. К. Климат и сооружения Плутовья Далека, Донбасс, 1972.
16. Дуровичский М. Ф., Ефремов Э. Н., Ильяш В. И. Буровзрывные работы на карьерах. М., Недра, 1969.
17. Единые правила безопасности при разработке месторождений подземным открытым способом. М., Недра, 1972 (Госгортехиздат СССР).
18. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. М., Недра, 1972 (Госгортехиздат СССР).
19. Зурков П. Э. Отвалы на карьерах. М., Углетехиздат, 1969.
20. Аллахвердиев А. Д., Шария В. Г., Газутов И. А. Рудничной транспорт. М., Недра, 1968.
21. Алашова Н. А., Анистратов Ю. И. Технология открытых горных работ. М., Недра, 1968.
- ✓ 22. Кутузов В. И. Взрывные работы. М., Недра, 1974.
23. Лисенко Н. Э. Будущее метода добычи руд Алма-Ата. Наука, 1971.
24. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым работам. М., Недра, 1968.
25. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. Изд. 3-е перераб. и доп. М., Недра, 1974.
26. Нозомитов М. Г. Открытые горные работы. М., Недра, 1965.
27. Перляков Р. С. Особенности разработки нагорных месторождений Закарпатья. Т., Наука, 1969.
28. Полюховский Н. М. Прессовка и углубка стволов шахт. М., Недра, 1967.
29. Попов Г. П. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. М., Недра, 1970.
30. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов на карьерах. М., Недра, 1969.
31. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1968.

32. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Недра, 1973.
33. Ржевский В. В., Акистратов Ю. И., Ильин С. А. Открытые горные работы в сложных условиях. М., Недра, 1965.
34. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., Недра, 1974.
35. Научные основы проектирования карьеров. Под общей редакцией В. В. Ржевского, М. Г. Монашукана, Б. П. Юматова и др. М., Недра, 1971.
36. Славиковский А. О., Потылов М. Г., Андреев А. В. Транспорт на открытых разработках. М., Госгортехиздат, 1962.
37. Справочник по горнорудному делу. Т. 1. Научные редакторы Е. Ф. Шешко и Б. В. Ржевский. М., Госгортехиздат, 1960.
38. Справочник по горнорудному делу, т. 2 и 3. М., Госгортехиздат, 1961.
39. Справочник по добыче и переработке неметаллических строительных материалов. Под редакцией В. Я. Власинича. М., Стройиздат, 1975.
40. Справочник по обогащению руд, т. 1, 2, 3. М., Недра, 1972 и 1974.
41. Сукинов А. Ф., Кутулов Б. Н. Разрушение горных пород. М., Недра, 1967.
42. Теория и практика разработки рудных месторождений. Новосибирск, Наука, 1967.
43. Технология открытой разработки месторождений цветных ископаемых. Ч. 1 и 2 / М. Г. Нисожнов, Ф. И. Кучеринский, В. С. Хохряков и др. М., Недра, 1971.
44. Титов В. Д. Вскрытие рудных месторождений. М., Госгортехиздат, 1961.
45. Титов В. Д. Основы проектирования глубоких железорудных шахт. М., Недра, 1977.
46. Коэффициент эффективности открытой разработки руд / Д. П. Товстановский, Г. Д. Бена, В. Г. Бляжколов и др. Горный журнал, 1970, № 9.
47. Хворенко А. Ф., Редько И. А., Домичев Г. К. Проектирование железорудных шахт. Киев, Техника, 1965.
48. Хохряков В. С. Открытые горные работы. М., Недра, 1963.
49. Хохряков В. С. Открытая разработка месторождений цветных ископаемых. Изд. 3-е, перераб. и доп. М., Недра, 1974.
50. Проектирование карьеров / В. С. Хохряков, А. Т. Шелест, Г. И. Милтузов и др. М., Недра, 1969.
51. Чиряков Г. Д. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М., Недра, 1970.
52. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений цветных ископаемых. М., Углетехиздат, 1957.

Предисловие	3
Раздел I	
Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом	
Глава I. Общие сведения об открытых горных работах	4
§ 1. Сущность открытых горных работ и условия их применения	4
§ 2. Достоинства и недостатки открытых горных работ	5
§ 3. Основные понятия, элементы и параметры карьера	6
§ 4. Условная классификация месторождений и схемы открытых разработок	10
§ 5. Зоны и периоды горных работ	12
§ 6. Технологические показатели полезных ископаемых и вскрышных пород	15
§ 7. Основные способы открытой разработки и производственные процессы	17
§ 8. Основы экономики открытых горных работ	18
Глава II. Подготовка горных пород к выемке	21
§ 1. Общие сведения	21
§ 2. Сушение пород перед выемкой	21
§ 3. Механическое рыхление горных пород	22
§ 4. Подготовка горных пород взрывом	23
§ 5. Способы бурения скважин	27
§ 6. Выбор типа бурового станка и расчет его производительности	28
§ 7. Выработка процента, среднего и способы парланки	40
§ 8. Конструкцию зарядов взрывчатых веществ	45
§ 9. Параметры и расположение скважин	47
§ 10. Многорядное короткозамедленное взрывание	51
§ 11. Взрывание в сложных условиях	54
§ 12. Дробление габарита	56
§ 13. Механизация зарядки и забойки скважин	58
§ 14. Организация буровзрывных работ	59
Глава III. Выемочно-погрузочные работы	60
§ 1. Общие сведения	60
§ 2. Типы одноковшовых экскаваторов	61
§ 3. Технологические параметры одноковшовых экскаваторов	64
§ 4. Технология разработки горных пород механическими лопатками	70
§ 5. Технология разработки горных пород драглайнми	74
§ 6. Производительность многоковшовых экскаваторов	77
§ 7. Типы многоковшовых экскаваторов	82
§ 8. Технология разработки горных пород многоковшовыми цепными экскаваторами	88
§ 9. Технология разработки горных пород многоковшовыми роторными экскаваторами	91
§ III. Производительность многоковшовых экскаваторов	95
§ II. Разработка горных пород землеройно-транспортными машинами	97
Глава IV. Перемещение карьерных пород	102
§ 1. Общие сведения	102
§ 2. Железнодорожный транспорт	105
§ 3. Автомобильный транспорт	118
§ 4. Конвейерный транспорт	126
§ 5. Комбинированный и специальный транспорт	133

Глава V. Отвалыне работы	134
1. Общие сведения	134
2. Плужные отвалы	137
3. Экскаваторные отвалы	140
4. Абразивные отвалы	144
5. Конвейерные отвалы	145
6. Бульдозерные отвалы	148
7. Восстановление поверхности и рекультивация отвалов	152
Глава VI. Ведомственные процессы на карьерах	152
1. Осушение карьерных долей	152
2. Водаотлив в карьере	154
3. Огневые карьеров и отвалов	156
4. Планировочные работы	156
5. Ремонт горного оборудования	158
Глава VII. Проектирование карьеров	158
1. Организация проектирования горных предприятий	158
2. Понятие о коэффициенте извлечения	161
3. Режим горных работ	165
4. Ответственность мощности карьеров	157
5. Граничные коэффициенты вскрытия	170
6. Границы и методы определения границ карьеров	173
Глава VIII. Траншеи и способы их проведения	177
1. Назначение и параметры траншей	177
2. Бестранспортные способы проведения траншей	181
3. Транспортные способы проведения траншей	185
4. Комбинированные и специальные способы проведения траншей	194
Глава IX. Вскрытие месторождений	196
1. Классификация способов вскрытия	195
2. Бестранспортные способы вскрытия	197
3. Траншеи траншей	199
4. Вскрытие месторождений внешними траншеями	204
5. Вскрытие месторождений внутренними траншеями	207
6. Вскрытие пазовых месторождений	211
7. Вскрытие подземных месторождений	213
8. Комбинированные способы вскрытия	213
9. Запасы полезного ископаемого и степень их подготовленности в венеме	214
Глава X. Системы открытой разработки месторождений	216
1. Классификация систем открытой разработки месторождений	216
2. Элементы системы разработки	216
3. Бестранспортные системы разработки	223
4. Транспортно-отвалочные системы разработки	227
5. Транспортные системы разработки	232
6. Комбинированные системы разработки	242
7. Технико-экономические показатели и области применения различных систем разработки	244
8. Усреднение качества руды на карьере	244
Глава XI. Добыча полезных ископаемых в сложных условиях	246
1. Добыча полезных ископаемых в горной местности	246
2. Добыча полезных ископаемых в горах климатических условиях	251
3. Добыча глины в сложных условиях	257
4. Добыча полезных ископаемых в условиях близкой обводненности месторождений	259
5. Добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов	260

<i>Глава XII. Добыча и обработка штучного камня</i>	253
§ 1 Особенности разведки, вскрытия и подготовки месторождений штучного камня	258
§ 2 <u>Способы добычи штучного камня</u>	267
§ 3 Погрузочно-разгрузочные работы на карьерах штучного камня	278

Раздел II

Разработка месторождений полезных ископаемых подземными способами

<i>Глава XIII. Понятия и термины</i>	284
<i>Глава XIV. Способы вскрытия месторождений</i>	288
§ 1 Простые способы вскрытия	288
§ 2 Схемы подготовки шахтного поля	291
§ 3 Построение вены и границ сдвижения на поверхности	292
§ 4 Размеры и построение предохранительных целиков	297
<i>Глава XV. Проведение податных выработок</i>	294
§ 1 Дрежажные и водоотливные горные выработки	294
§ 2 Проведение горизонтальных выработок	295
§ 3 Проведение наклонных выработок	297
§ 4 Проходка вертикальных выработок	298
§ 5 Механизация проходческих работ	302
§ 6 Организация проходческих работ	303
§ 7 Меры безопасности при проведении пламенных выработок	305
<i>Глава XVI. Крепление и управление кровлей шахтных забоев</i>	307
§ 1 Давление горных пород	307
§ 2 Способы поддержания выработанного пространства	309
§ 3 Меры безопасности при управлении кровлей	310
<i>Глава XVII. Системы подземной разработки месторождений полезных ископаемых</i>	311
§ 1 Условия залегания месторождений и классификация систем разработки	311
§ 2 Камерно-столбовая и камерная системы разработки	313
§ 3 Система разработки длинными столбами по простиранию	316
§ 4 Системы разработки с металнированием	319
<i>Глава XVIII. Проветривание горных выработок, водоотлив и освещение</i>	322
§ 1 Состав рудничной атмосферы	322
§ 2 Естественное и искусственное проветривание	324
§ 3 Способы и схемы проветривания рудничной	325
§ 4 Рудничный водоотлив	327
§ 5 Освещение подземных выработок	329

Раздел III

Переработка рудных и нерудных полезных ископаемых

<i>Глава XIX. Дробление</i>	329
§ 1 Конструктивные особенности дробилок	330
§ 2 Измельчение	332
§ 3 Дробильно-сортировочные фабрики	333
<i>Глава XX. Сортировка и классификация</i>	334
§ 1 Сортировка	334
§ 2 Грабчие	335
§ 3 Классификация	339

§ 4. Гидроциклоны и механические классификаторы	340
§ 5. Меры безопасности при дроблении и классификации	342
Глава XXI. Обогащение	343
§ 1. Промывка	343
§ 2. Обезжелезивание	345
§ 3. Обогащение в тяжелых средах	347
§ 4. Отсадка. Механические классификаторы	349
§ 5. Магнитное и электрическое обогащение	350
§ 6. Флотация	352
§ 7. Химическая обработка и обжиг руд и концентратов	354
§ 8. Меры безопасности при обогащении	355
Глава XXII. Качество готовой продукции	357
§ 1. Требования к качеству готовой продукции	357
§ 2. Оборудование	359
§ 3. Контроль технологического процесса	359
§ 4. Автоматизация технологического процесса	360
Список литературы	362

ИНТЕРН. ПАТЕНТНОЕ
СЛ. БИБЛИОТ. С. М.

Юлий Павлович Астафьев
Виктор Григорьевич Близилюков
Олег Григорьевич Шакуп
Григорий Семенович Сулина
Вадим Семенович Полянский

ГОРНОЕ ДЕЛО

Редактор издательства *Е. И. Толужиков*
Передает художника *Ю. А. Пиздрин*
Художественный редактор *О. Н. Зейцева*
Технический редактор *Л. Н. Шаломова*
Корректор *Г. Г. Балашиха*

ИБ 2687

Сдано в набор 27.04.74. Подписано в печать 30.12.79
Т 17450. Формат 69X90^{1/8}. Бумага кн. журн.
Гарнитура литературная. Печать офсетная.
Печ. л. 21,0. Уд. вес л. 33,5. 24 экз. 7. 21,10.
Тираж 10 500 экз. Заказ № 1459-7466. Издательство «Горное дело».

Издательство «Горное дело», 103025, Москва, К-15,
Третьяковский проезд, 10/1.

Московская типография № 11 Союзполиграфпрома
при Государственной комиссии СССР
по делам издательства, полиграфии и книжной торговли
Москва, 119106, Нагатинский ул., д. 1.



Горное
дело

ГОРНОЕ ДЕЛО

