622.36
Ш-831

ВО
высшее
образование

О. В. Шпанский Ю. Д. Буянов

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ НЕРУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

высшее образование

О. В. Шпанский Ю. Д. Буянов

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ НЕРУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Рекомендовано Государственным комитетом Российской Федерации по высшему образованию в качестве учебника для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению "Горное дело", специальности "Открытые горные работы"



МОСКВА "НЕДРА" 1996

ББК 33.342
Ш 83
УДК 622.35/.37.232

Рецензенты:
кафедра открытых горных работ Красноярского института цветных металлов и канд. техн. наук *Г.К. Сульдимиров*

Федеральная целевая программа книгоиздания России

Библиотека
ГАЦМиЗ
г. Красноярск

Ш $\frac{2502030100 - 005}{043(01) - 96}$ Без объявл. ©О.В. Шпанский, Ю.Д. Буянов, 1996

ISBN 5-247-01039-6

ПРЕДИСЛОВИЕ

С древнейших времен люди используют горные породы в качестве строительных материалов. При этом постоянно расширяется область применения минерального сырья и совершенствуются способы его переработки. Россия и другие страны СНГ являются одними из крупнейших в мире потребителей и производителей строительных материалов из горных пород. Это щебень, песок, штучный камень, глина, керамический и силикатный кирпич, цемент, легкие пористые заполнители бетонов и т.д. Потребности в строительных материалах постоянно возрастают. Расширение и интенсификация добычи сырья для производства строительных материалов требуют подготовки квалифицированных горных инженеров-специалистов по добыче и переработке строительных горных пород (специализация специальности 0905 "Открытые горные работы").

Данный учебник является обобщением опыта работы предприятий, добывающих и перерабатывающих горные породы для производства щебня, гравийно-песчаных смесей, цементного, керамического сырья, пильного и блочного камня и др.; проектных решений, методических разработок, исследований институтов б. Союзгипронеруд, Ленгипростром, Гипроцемент, Гипроруда, ВНИИнеруд, ВНИПИстромсырье; трудов ведущих ученых в области разработки месторождений строительных горных пород.

В учебнике дана краткая характеристика месторождений, слагающих их пород и получаемых из них строительных материалов; подробно освещаются техника и технология разработки месторождений, методы проектирования главных параметров карьеров. Все важнейшие разделы содержат примеры с методическими указаниями по их решению и необходимые справочные материалы.

Разд. 1, 2 (кроме разд. 2.9-2.11), 3, 4, 5, 6 (кроме разд. 6.3.2), 7, 8 (кроме разд. 8.1 и 8.2 и 9 написаны О.В. Шпанским; разд. 2.9.3, 2.10, 6.3.2, 8.1 и 8.2 - Ю.Д. Буяновым; разд. 2.9.1, 2.9.2 и 2.9.4 - В.Б. Добрецовым; разд. 2.11 - О.В. Шпанским совместно с С.И. Фоминым.

1. СОВРЕМЕННЫЕ НЕРУДНЫЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ МАТЕРИАЛЫ

1.1. НОМЕНКЛАТУРА, ХАРАКТЕРИСТИКА И ПРИМЕНЕНИЕ СОВРЕМЕННЫХ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Термин "нерудные строительные материалы", утвержденный в Государственных стандартах б. СССР, обозначает щебень, гравий, песок и соответствующие горные породы. В настоящем учебнике рассматривается значительно более широкий круг строительных материалов, получаемых различными способами из природных минеральных ресурсов.

По рекомендации акад. В.В. Ржевского целесообразен общий термин - "строительные горные породы". Однако нельзя не учитывать тот факт, что в одних случаях карьерная продукция является непосредственно строительным материалом или становится им после механической обработки, в других случаях она подлежит сложной, главным образом, термической обработке. Поэтому целесообразно полезные ископаемые, используемые в строительстве без изменения их агрегатного состояния, физических и технологических свойств, а также химического состава, называть *минеральными строительными материалами* (гравий, песок, штучные камни, а также измельченные в дробилках изверженные, метаморфические и плотные осадочные породы). Горные породы, служащие сырьем для производства строительных материалов путем термической обработки, в результате которой изменяются агрегатное состояние, физические, технологические свойства и даже химический состав, следует считать *минеральным строительным сырьем*. Предлагаемые термины являются более общими и более точно отражают происхождение и назначение полезных ископаемых для производства строительных материалов. Поэтому в настоящем издании наряду с официально принятыми понятиями будут использоваться термины "горные строительные породы", "минеральные строительные материалы" и "минеральное строительное сырье".

Промышленность строительных материалов из горных пород является самой крупной по масштабу добывающей отраслью народного хозяйства. Причем самая большая доля приходится на производство нерудных строительных материалов, которое к началу 90-х годов составило около 1,3 млрд $м^3$, а по научным прогнозам выпуск этих строительных материалов в будущем должен составить 2,2-2,4 млрд $м^3$. Масштабность рассматриваемой отрасли подтверждается не только объемом производимой продукции, но и ее широким ассортиментом: заполнители различных марок бетонов, без которых не обходится практически

ни один вид строительства; балластировочные материалы для железных дорог и оснований автомобильных; основные компоненты смесей для покрытия автомобильных дорог; конструкционные материалы - стеновые камни и блоки, облицовочные плиты и плитки, архитектурно-строительные материалы, заготовки для памятников, мемориальных комплексов; материалы для производства керамзита, кирпича, огнеупорных покрытий; сырье для производства различных типов вяжущих веществ - строительной извести, цементов и т.д. Кроме того, различные типы строительных горных пород используются в стекольной промышленности, при производстве резинотехнических изделий, каменного литья и т.д. В табл. 1.1 приведен перечень минеральных строительных материалов с указанием назначения (применения) исходного карьерного сырья (товарного карьерного продукта), строительных горных пород, минерального строительного сырья и необходимых способов их переработки.

К строительным материалам, в том числе и минеральным, потребителями предъявляются определенные технические требования, которых должны строго придерживаться производители. Эти требования регламентируются государственными стандартами, разрабатываемыми компетентными организациями и утверждаемыми государственными ведомствами по делам строительства. Первые стандарты на нерудные материалы были разработаны в 1931 г. С тех пор они пересматриваются с периодичностью не реже чем один раз в 5 лет, но чаще всего пересмотр определяется научно-техническим совершенствованием технологий предприятий=производителей. Ниже приведены характеристики основных видов нерудных строительных материалов в соответствии с существующими ГОСТами.

Щ е б е н ь - один из наиболее распространенных видов строительных материалов, представляет собой остроугольные куски горных пород искусственного (редко естественного) пропроисхождения с размерами зерен от 3 до 70 мм.

Исходным сырьем для производства щебня является взорванная горная порода и гравий, подлежащие переработке на дробильно-сортировочных заводах (ДСЗ). Исходная масса дробится в несколько стадий и сортируется на фракции, предусмотренные ГОСТ 8267-82: от 3 или 5 до 10 мм; свыше 10 до 20 мм; свыше 20 до 40 мм; свыше 40 до 70 мм. Допускается выпуск щебня в виде смеси фракций от 5 до 20 мм или от 3 до 20 мм и щебня с размером куска крупнее 70 мм.

Наиболее широко щебень применяется в качестве крупного заполнителя в различных марках бетона. В соответствии с назначением щебня ГОСТ 8267-82 предусматриваются технические требования по прочности, плотности, крупности зерен, морозостойкости, чистоте и т.д.

При средней плотности зерна более 2 г/см^3 щебень считается плотным, при меньшей плотности - пористым.

Большое значение для бетона имеет форма зерен крупного

Характеристика минеральных строительных материалов

Таблица 1.1

Строительные материалы	Применение	Исходное сырье для производства строительных материалов (товарная продукция карьеров)	Происхождение и наименование строительных горных пород				Технология получения	
			магматические		осадочные	метаморфические	механическая обработка сырья	термическая обработка сырья
			интрузивные	эффузивные				
Строительные материалы - строительные горные породы или результат их механической обработки без изменения агрегатного состояния физических, технологических свойств и химического состава								
Щебень	Крупный заполнитель бетона: плотный (ρ>2 г/см^3)	Разрыхленные с помощью буровзрывных работ горные породы Гравий, валуны	Граниты, сиениты, габбро, диориты, гранодиориты	Базальты, диабазы	Известняки, доломиты, песчаники	Кварциты, мраморизованные известняки, мраморы, гнейсы	Многостадийное дробление и сортирование по фракциям То же	
					Механические или обломочные отложения: гравийные, валунно-гравийные, *валунно-гравийно-песчаные*			

	пористый (ρ < 1,2 г/см^3)	Разрыхленные механическим способом или с помощью буровзрывных работ горное породы		Пемзы, шлаки, туфы, крупнопористые базальты, андезито-базальты, андезиты	Пористые известняки, ракушечники и другие карбонатные породы; алевролиты, опоки, трепелы, диатомиты и другие кристаллические породы		-"-
	декоративный	Разрыхленные буровзрывным способом горные породы	Граниты, диориты	Диабазы, андезиты		Мраморизованные известняки, мраморы, кварциты	-"-
	Балластный слой полотна железных дорог различного назначения	Разрыхленные буровзрывным способом горные породы; гравий, валуны	Граниты, сиениты, габбро, диориты	Базальты, диабазы	Известняки; гравийные, валунно-гравийные отложения	Кварциты	-"-
	Строительство автомобильных дорог: покрытия переходного типа, основания дорог	Разрыхленные механическим способом или с помощью буровзрывных работ горные породы	Граниты, сиениты, габбро, диориты	Базальты, диабазы	Известняки, доломиты	Кварциты, мраморизованные известняки, гнейсы	-"-
Песок	Мелкий заполнитель бето-	Песчаная, гравийно-			Рыхлые обломочные отло-		Обогащение, сортирова-

Продолжение табл. 1.1

Строительные материалы	Применение	Исходное сырье для производства строительных материалов (товарная продукция карьеров)	Происхождение и наименование строительных горных пород				Технология получения	
			магматические		осадочные	метаморфические	механическая обработка сырья	термическая обработка сырья
			интрузивные	эффузивные				
	нов, строительных (кладочных, штукатурных) растворов; в железнодорожном, автодорожном и других видах строительства; при производстве цементов, стекла, керамических изделий и т.п.	песчаная, валунно-гравийно-песчаная масса			жения песка, гравия и их смесей		ние по фракциям. Дробление гравия, валунов и других пород; сортирование по фракциям. Выделение с помощью сортировочного оборудования из отходов щебеночного производства	
Гравий	Крупный заполнитель в бетонах, железо- и асфальтобетонах, балластный слой на станционных путях, подушка под щебе-	Гравий, гравийно-песчаная, валунно-гравийно-песчаная и песчано-гравийная массы			Рыхлые обломочные отложения гравия и его смесей с песком		Фракционирование гравия. Сортирование гравийно-песчаной и песчано-гравийной массы, фракционирование	

	ночный и асбестовый балласты; основание и покрытие автомобильных дорог; исходный материал для производства щебня и песка						гравийной составляющей
Бутовый камень	Для возведения гидротехнических сооружений, подпорных стенок, кладки фундаментов и т.п.	Готовый бутовый камень	Гранодиорит, диорит, кварцевый диорит	Базальт	Доломиты, известняки	Гнейсы, кварциты	
Стеновые каменные материалы:							
пиленые стеновые камни	Кладка стен, перегородок и других частей зданий и сооружений	Готовые выпиленные стеновые камни		Трахит, туфы, туфолавы	Известняки, доломиты, известняковые туфы, ракушечник, травертин, опоки		
стеновые блоки	Кладка наружных и внутренних стен, фундаментов и других элементов зданий и сооружений	Готовые выпиленные стеновые блоки или блоки-заготовки		То же	То же		Распиловка блоков-заготовок на стеновые блоки

Продолжение табл. 1.1

Строительные материалы	Применение	Исходное сырье для производства строительных материалов (товарная продукция карьеров)	Происхождение и наименование строительных горных пород				Технология получения	
			магматические		осадочные	метаморфические	механическая обработка сырья	термическая обработка сырья
			интрузивные	эффузивные				
Облицовочные материалы	Облицовка стен, колонн, полов, ступеней лестниц и т.д.	Блоки-заготовки	Граниты, сиениты, гранодиориты, габбро, анортозиты, диориты	Андезиты, базальты, диабаз, трахит, липарит, порфиры, туфы, туфолавы	Гипс, ангидрит, известняки, доломиты, травертины, песчаник, конгломераты, брекчии	Мрамор, кварциты, гнейс	Распиловка блоков-заготовок на плиты, плитки, шашки, их шлифовка и полировка при необходимости	
Блоки-заготовки	Производство постаментов, монументов, скульптур и т.д.	Блоки-заготовки	Граниты, сиениты, гранодиориты, габбро, анортозиты		Известняк	Мрамор, кварциты	Стесывание, обрезка, шлифовка, полировка при необходимости	
Камень брусчатый (брусчатка)	Устройство покрытий на городских площадях, улицах, трамвайных путях, городских автомобильных дорогах	Готовый выпиленный брусчатый камень, иногда блоки-заготовки	Диорит	Базальт, диабаз		Кварциты	Распиловка блоков-заготовок на брусчатый камень	

Бортовой камень	Отделение проезжей части магистральных улиц и дорог от тротуаров, газонов, площадок, остановок общественного транспорта; проезжей части мостов, тоннелей, съездов путепроводов от пешеходных дорожек и т.д.	Готовые бортовые камни или блоки-заготовки для их производства	Граниты, диориты, гранодиориты, габбро и т.п.	Базальты, диабазы	-"-	Распиловка блоков-заготовок на бортовые камни	

Строительные материалы - результат механической и термической обработки строительных горных пород с изменением их агрегатного состояния, физических, технологических свойств и химического состава

Керамические кирпич и камни, черепица, керамические канализационные трубы	Кладка наружных и внутренних, стен, труб, зданий и сооружений. Лицевые кирпичи и камни для облицовки фасадов, стен, вестибюлей, лестничных клеток и т.п.	Комовые и разрыхленные глинистые и кремнеземистые породы	Глины, суглинки, аргиллиты, алевролиты сланцы, трепел, диатомит	Очистка от камней, тонкое измельчение, проминание, пластическое формование или сухое прессование, сушка до влажности не более 5%	Обжиг при температуре 950-1000 °С	
Силикатные кирпич и камни	Кладка наружных и внутренних стен зданий и сооружений	Кварцевый песок дробленый известняк	Рыхлые отложения кварцевого песка	Фракционирование песка, смешивание с молотой известью.	Гашение смеси песка с известью. Обработка кирпичей в	

Продолжение табл. 1.1

Строительные материалы	Применение	Исходное сырье для производства строительных материалов (товарная продукция карьеров)	Происхождение и наименование строительных горных пород				Технология получения	
			магматические		осадочные	метаморфические	механическая обработка сырья	термическая обработка сырья
			интрузивные	эффузивные				
							Прессование кирпича	автоклавах с подачей пара (запаривание)
Керамзитовый гравий	Заполнитель при изготовлении теплоизоляционного и конструкционного легких бетонов	Комовые или разрушенные силикатные породы			Глины, суглинки, различные сланцы, трепел, диатомит, опока, аргиллит, алевролит		Подготовка глинистой силикатной массы и гранул из нее	Обжиг гранул при температуре 1200 °С, при этом гидратация слюдистых материалов и выгорание органических вспучивает гранулы
Перлитовый щебень и песок	Заполнитель легких бетонов, при изготовлении теплоизоляционных и акустических материалов, для изоляции	Разрыхленные стекловатые водосодержащие вулканические породы кислого состава		Перлит, обсидиан, липариты, витрофир и др.			Дробление и фракционирование карьерного сырья	Обжиг щебня и песка при температуре 950-1200 °С, выделяющаяся при этом вода вспучивает продукты обжига

	низкотемпературных объектов				
Шунгизитовый гравий и песок	Заполнители легких бетонов	Разрыхленные шунгитосодержащие сланцевые породы		Шунгиты	То же	Обжиг фракционированного сырья до вспучивания
Вспученный вермикулит	Заполнитель легкого теплоизоляционного бетона	Разрыхленный вермикулит-сырец		Вермикулит	Фракционирование карьерного сырья	Обжиг при температуре 800-1000 °С
Аглопорит (щебень, гравий, песок)	Заполнитель легких бетонов	Комовое и разрыхленное глиносодержащее сырье	Легкоплавкие глины, лессовые породы, трепел		То же	Обжиг фракционированного сырья с добавкой 8-10% твердого топлива (каменный уголь). Топливо выгорает - частицы сырья спекаются
Строительная известь	Получение строительных растворов: кладочных, штукатурных, специальных	Разрыхленные кальциево-магниевые горные породы	Мел, известняки, доломитизированные и мергелистые известняки, доломиты и мергелистый мел		Дробление карьерного сырья до кусков размером 8-20 см. Размол продуктов обжига в тонко измельченную строительную известь	Обжиг дробленого сырья при температуре 900-1200 °С с целью удаления углекислоты

Продолжение табл. 1.1

Строительные материалы	Применение	Исходное сырье для производства строительных материалов (товарная продукция карьеров)	Происхождение и наименование строительных горных пород				Технология получения	
			магматические		осадочные	метаморфические	механическая обработка сырья	термическая обработка сырья
			интрузивные	эффузивные				
Цементы	Производство бетонов и железобетонов	Разрыхленные осадочные карбонатные породы, алюмосиликаты, излившиеся вулканогенные породы		Туфы, пеплы, пемзы, трассы, витрофиры, базальты - для вяжущих добавок	Известняк, мел, мергель, глина, глинистые сланцы, суглинки. Диатомиты, трепелы, опоки, спонголиты, глиежи, гипс - для вяжущих добавок		Тонкое измельчение и приготовление сырьевой смеси из известняка и глины для приготовления клинкера. Помол клинкера с добавкой гипса - получение портландцемента	Обжиг сырьевой смеси до спекания - получение клинкера
Гипсовые вяжущие вещества	В строительстве, для изготовления форм, в керамической промышленности; при устройстве бесшовных	Разрыхленные гипсовые и ангидритовые камни			Гипс, ангидрит		Размалывание гипсового и ангидритного карьерного камня. Тонкий помол гипсо-	Нагрев в варочных котлах или высокотемпературный обжиг

	полов, в растворах для кладки и штукатурки, для изготовления искусственного мрамора, в цементах						вого вяжущего	
Асбест	Изготовление асбестоцементных изделий: профилированных листов для кровель и обшивки стен, обыкновенных или окрашенных плоских плит для облицовки стен, стеновых панелей, труб, вентиляционных коробов и т.п.	Хризотил-асбест, редко амфиболовый асбест	Хризотил-асбест (включают гипербазитовые породы)		Хризотил-асбест (связан с доломитами)	Амфиболовый асбест (встречается в кварцитах)	Расщепление (распушка) асбеста, смешивание с цементом и водой для получения суспензии. Формование изделий	Твердение изделий в пропарочных, камерах, автоклавах

заполнителя. Для всех классов щебня по крупности стандартами предусматриваются три формы зерен, определяемые отношением наибольшей стороны к средней или наименьшей: кубовидная, улучшенная, обычная.

При получении щебня из гравия нормируется содержание дробленых зерен, поверхность которых сколота более чем наполовину. Их должно быть не менее 80% по массе.

Из горных пород красивой расцветки (гранита, диорита, диабаза, андезита, кварцита, цветного и белого мрамора) дроблением и сортированием изготовляют декоративные щебень и песок, применяемые с обычными и цветными цементами для получения поверхностей, обладающих высокими декоративными свойствами, на бетонных и железобетонных элементах зданий. Технические требования к декоративным щебню и песку определяются ГОСТ 22856-89.

Для получения легких бетонных и железобетонных изделий применяют пористые заполнители - щебень из пористых горных пород вулканического или осадочного происхождения. Природным пористым заполнителем считается щебень с насыпной плотностью не более 1,2 г/см^3 (по фракции 5-10 мм).

Другим важным направлением использования щебня является железнодорожное строительство - укладка балластного слоя полотна дорог общегосударственного пользования, местного значения, различных предприятий и организаций. К этому щебню ГОСТ 7392-85 определяет технические требования по следующим показателям: зерновому составу, содержанию дробленых зерен (в щебне из валунов и гравия); прочности; содержанию зерен слабых пород; содержанию глины в комках; морозостойкости; электроизоляционным свойствам. Для производства дорожного щебня могут быть использованы только плотные скальные горностроительные породы, валуны и гравий.

Наряду с гражданским, промышленным строительством и строительством железнодорожных коммуникаций щебень из природного камня (в том числе из попутно добываемых пород и отходов горно-обогатительных предприятий) и из гравия находит широкое применение в строительстве автомобильных дорог для устройства покрытий переходного типа и оснований. Согласно ГОСТ 25607-83 к щебню для автомобильных дорог предъявляются технические требования по следующим показателям качества: зерновому составу, форме зерен, прочности, содержанию зерен слабых пород, содержанию дробленых зерен в щебне из гравия, содержанию пылевидных и глинистых частиц, морозостойкости, пластичности, водостойкости, устойчивости структуры против распада.

П е с о к - широко распространенный минеральный строительный материал, применяемый в качестве мелкого заполнителя всех видов бетонов и строительных (штукатурных, кладочных) растворов, а также при строительстве железных, автомобильных дорог и в других строительных работах. Средняя плотность песков указанного назначения должна быть более 2000 кг/м^3.

Различают песок природный, дробленый и песок из отсевов дробления.

Основными показателями качества песков являются (ГОСТ 8736-85): зерновой состав и содержание пылевидных и глинистых частиц, в том числе глины в комках.

Природный песок - осадочная мелкообломочная рыхлая порода, состоящая из обломочных минеральных зерен (кварц, полевой шпат, слюда и др), образовавшаяся в результате физического и химического выветривания коренных горных пород. Природный песок является наиболее распространенным из всех песков, используемых в строительстве. Кроме того, он широко используется в стекольном производстве, при получении силикатного кирпича, формовочного огнеупорного материала, цемента и т.д. Природный песок добывается при разработке песчаных, песчано-гравийных, гравийно-песчаных и валунно-гравийно-песчаных месторождений.

Дробленый песок получают с помощью дробильно-размольного оборудования из скальных пород или гравия.

Песок из отсевов дробления - это песок, получаемый из отсевов продуктов дробления горных пород при производстве щебня.

По зерновому составу пески подразделяются на следующие группы: повышенной крупности, крупный, средний, мелкий и очень мелкий. Обогащенный природный песок не имеет группы очень мелкого песка, а обогащенный из отсевов дробления - группы мелкого и очень мелкого песка. Характеристика песков по крупности зерен приведена в табл. 1.2.

К пескам предъявляются технические требования (ГОСТ 8736-85) по содержанию пылевидных и глинистых частиц (не более 5% по массе), а также глины в комках (не более 0,5%).

Отсевы дробления для получения песка должны состоять из изверженных, метаморфических, плотных осадочных пород или из гравия.

Последняя разновидность минеральных строительных песков - песок, получаемый из пористых горных пород вулканического или осадочного происхождения, используемый в качестве мелкого заполнителя бетона, в строительных растворах, а также для теплоизоляции. Насыпная плотность таких песков от 500 до 1400 кг/м^3, не более. Требования к пескам из пористых пород предусмотрены ГОСТ 22263-76.

В соответствии с ГОСТ 9128-84 различные типы песков широко применяются в приготовлений асфальтобетонных смесей, используемых при строительстве полей аэродромов, покрытий автомобильных дорог. Пески являются важной составляющей различных цементов и основой стекольного производства. Требования к стекольным пескам определяются содержанием в них SiO_2, примесей оксидов кальция, магния, алюминия, железа, калия, натрия. Наиболее чистые пески содержат 99,8% SiO_2.

Г р а в и й - продукт естественного разрушения и пере-

Таблица 1.2

Характеристика песков по крупности

Группа песков	Модуль крупности* $M_к$	Полный остаток на сите № 036, % по массе	Область применения
Повышенной крупности	Свыше 3 до 3,5	Свыше 65 до 75	Заполнители для бетонов, материалы для устройства дорожных одежд
Крупный	Свыше 2,5 до 3	Свыше 45 до 65	Заполнители для бетонов и строительных растворов, материалы для устройства дорожных одежд
Средний	Свыше 2 до 2,5	Свыше 30 до 45	То же
Мелкий	Свыше 1,5 до 2	Свыше 10 до 30	-"-
Очень мелкий	Свыше 1 до 1,5	До 10	Заполнители для строительных растворов

*Модуль крупности характеризует гранулометрический состав песка и определяется просеиванием контрольной навески песка через так называемый нормальный набор из шести сит с отверстиями 5; 2,5; 1,25; 0,63; 0,28; 0,14 мм (№ 5, 6, 7, 8, 9, 10 соответственно). При просеивании сита располагаются друг под другом, начиная с № 5 (верхнее) до № 10. Остатки на каждом из сит после просеивания называют "частными остатками". Под "полным остатком" на каждом сите понимают сумму "частного остатка" на данном сите и "частных остатков" на более крупных (верхних) ситах. Сумму и "полных остатков" всех сит, деленную на 100, называют "модулем крупности" песка. Песок хорошего качества имеет модуль крупности $M_к$ = 2÷3,5, но не менее.

мещения скальных горных пород с окатанной формой зерен размером от 5 до 70 мм (иногда до 150 мм). Куски размером более 150 мм - валуны.

Природный гравий применяется как крупный заполнитель в бетонах и железобетонах, при строительстве железных дорог в качестве балластного слоя на станционных путях, а также в качестве подушки под щебеночный и асбестовый балласты для оснований и покрытий автомобильных дорог; в асфальтобетонах различного назначения. Технические требования к гравию во многом сходны с таковыми для щебня аналогичного назначения.

Гравий широко применяется как исходный материал для получения щебня, используемого при производстве бетонов. Шероховатый излом зерен щебня обеспечивает лучшее сцепление с вяжущими и мелкими заполнителями, а значит, повышает качество бетона. Особые требования к гравию по применению в строительстве содержит ГОСТ 8268-82, в основаниях и покрытиях автомобильных дорог - ГОСТ 25607-83, в балластах для железнодорожного пути - ГОСТ 7394-85.

Песчано-гравийные или гравийно-песчаные смеси (в зависимости от соот-

ношения составляющих компонентов) находят применение при производстве бетонов невысоких марок, в строительстве железнодорожных и автомобильных дорог (ГОСТ 23735-79).

Стеновые каменные материалы, облицовочные материалы из природного камня и блоки для их изготовления - весьма представительная часть минеральных строительных материалов. Их производством занимаются, как правило, самостоятельные карьеры, которые называются карьерами пильного или блочного камня.

Номенклатура качественных показателей стеновых блоков и камней регламентируется ГОСТ 4.206-83, который включает показатели назначения: предел прочности при сжатии, водопоглощение, морозостойкость, отпускную влажность, теплопроводность, коэффициент размягчения, включения (известковые, пески, глины и другие прослойки); показатели конструктивности: размеры и отклонения от них, отклонения формы и расположения поверхностей, среднюю плотность, массу; эстетические показатели - отклонения показателей внешнего вида: трещины, сколы ребер и граней, отбитость и притупленность углов и ребер и др.

Пиленые стеновые камни из горных пород предназначаются для кладки стен, перегородок и других частей зданий и сооружений. Их типы, основные параметры и размеры, а также технические требования к ним определяются ГОСТ 4001-84.

По применению их подразделяют на рядовые (Р) и лицевые (Л). Рядовые камни используют для кладки стен зданий и сооружений с последующим оштукатуриванием, лицевые - для лицевой кладки стен зданий и сооружений без последующей облицовки и оштукатуривания.

Поскольку стеновой камень является естественным строительным материалом, выпиленной, не видоизмененной химически и физически частицей массива, то его физико-механические свойства полностью соответствуют свойствам строительных горных пород. Однаковы и технические требования к ним. В стеновых камнях не допускаются расслаивание, прослойки глины и мергеля (ГОСТ 4001-84).

Для производства стеновых блоков используются те же горные породы, что и для стеновых камней (известняки, туфы, опоки и др.).

Блоки выпиливают либо непосредственно из массива, либо из предварительно добытых блоков-заготовок. Их применяют в строительстве зданий и сооружений для кладки наружных и внутренних стен, фундаментов и других элементов.

Подобно стеновым камням, стеновые блоки являются частью естественного массива, и, следовательно, их свойства совпадают со свойствами горных пород, из которых их изготовляют. Требуемые строительной промышленностью физико-механические показатели, допустимые отклонения блоков по размерам, форме

и нарушению граней, углов и поверхностей регламентируются ГОСТ 15884-85.

Горные породы, обладающие хорошими декоративными свойствами (цвет, рисунок, структура, просвечиваемость и отражательная способность после полировки), используются для производства в карьерах блоков, которые затем обрабатываются на камнеобрабатывающих заводах с целью получения облицовочных материалов - плит для облицовки стен, колонн, полов, ступеней лестниц и т.д.

По форме согласно ГОСТ 9479-84 блоки-заготовки для облицовочных материалов должны быть близки к параллелепипеду с шириной и высотой от 0,2 до 2,0 м, длиной до 2,8 м. По объему блочные камни подразделяются на пять групп: I группа > 4,5 до 8 м^3; II группа > 2 до 4,5 м^3; III группа > 1 до 2,5 м^3; IV группа > 0,4 до 1 м^3; V группа > 0,01 до 0,4 м^3.

По технологии отделения блоков от массива они подразделяются на пиленые и колотые. К пиленым относятся блоки, полностью выпиленные из целика. У колотых блоков хотя бы одна грань образуется направленным расколом пород.

При разработке месторождений блочного камня, как правило, имеют место значительные объемы отходов, так называемых некондиционных бутовых камней, околов, которые при современном подходе комплексного освоения месторождений перерабатываются на декоративные плиты (ГОСТ 24099-80), декоративный щебень и песок (ГОСТ 22856-77), известняковую муку (ГОСТ 14050-78) и другие материалы.

Еще одной разновидностью карьерного штучного камня является к а м е н ь б р у с ч а т ы й (брусчатка) для дорожных покрытий, который изготовляется непосредственно в карьерах из изверженных горных пород или отливается из диорита, базальта и диабаза. Брусчатка предназначается для устройства покрытий на городских автомобильных дорогах.

Брусчатый камень обычно имеет форму усеченной пирамиды с параллельными верхним и нижним основаниями, при механизированном производстве - форму параллелепипеда. Согласно ГОСТ 23668-79 выделяют три типа брусчатых камней: высокие (БВ) - 160×250×125, средние (БС) - 130×250×125 и низкие (БН) - 100×200×100.

Достаточно широкое распространение на блочных карьерах имеет производство б о р т о в ы х к а м н е й, предназначенных (ГОСТ 6666-81) для отделения проезжей части магистральных улиц от тротуаров, газонов, площадок остановок общественного транспорта и от обособленного полотна трамвайных путей; проезжей части дорог от разделительных полос, от тротуаров на мостах, путепроводах, съездах, тоннелях; пешеходных дорожек и тротуаров от газонов в городских парках, скверах и на бульварах.

По способу изготовления бортовые камни могут быть пиленными и колотыми, по форме - прямоугольными и криволинейными.

В зависимости от назначения размеры камней изменяются по высоте от 200 до 600 мм, по ширине - от 80 до 200 мм и по длине - от 700 до 2000 мм.

Другая группа минеральных строительных материалов представляет собой продукты переработки минерального сырья механическим и термическим способами. В результате такой переработки строительные материалы отличает от исходного минерального сырья видоизмененное агрегатное состояние, новые механические и технологические свойства, а иногда и химический состав. Например, глины после обжига приобретают твердость; известняки, мергели, гипс - способность схватываться; вермикулит, перлит, шунгит - вспучиваться и т.д.

Повсеместное распространение получили керамические строительные материалы и изделия. По назначению их делят на следующие виды: стеновые изделия (кирпич, пустотелые камни); кровельные изделия (черепица); изделия для облицовки фасадов (лицевой кирпич, малогабаритные и другие плитки, наборные панно, архитектурно-художественные детали); изделия для внутренней облицовки стен (глазурованные плитки и фасонные детали к ним); заполнители для легких бетонов (керамзит, аглопорит); теплоизоляционные изделия (перлитокерамика, ячеистая керамика, диатомитовые и другие изделия); санитарно-технические изделия (умывальные столы, ванные, унитазы); плитка для пола; дорожный кирпич; кислотоупорные изделия (кирпич, плитки, трубы); огнеупоры; изделия для подземных коммуникаций (канализационные и дренажные трубы). Не все из приведенных керамических материалов имеют в настоящее время одинаковое значение для строительства. Наиболее широкое применение имеют стеновые материалы и пористые заполнители для бетонов. Стеновые кирпичи и камни, выпускаемые промышленностью строительных материалов, составляют около 50% всех используемых стеновых материалов.

К е р а м и ч е с к и е к и р п и ч и и к а м н и изготовляют из глинистых (глины, суглинки, аргиллиты, алевролиты, сланцы и др.) и кремнеземистых (трепел, диатомит) пород и применяются для кладки наружных и внутренних стен и других элементов зданий и сооружений, а также для изготовления стеновых панелей и блоков того же назначения.

Производство керамических кирпичей и камней включает: добычу глинистых материалов в карьерах, механическую обработку глинистой массы, формирование изделий, их сушку и обжиг.

Кирпичи изготовляют полнотелыми или пустотелыми, камни - только пустотелыми (ГОСТ 530-80). По теплотехническим свойствам и плотности кирпич и камни делятся на три группы: эффективные с высокими теплотехническими свойствами и плотностью 1400-1450 кг/м^3; условно-эффективные плотностью 1450-1600 кг/м^3; обыкновенные плотностью более 1600 кг/м^3. По прочности кирпич и камни разделяют на марки 300, 250, 200,

175, 150, 125, 100, 75; по морозостойкости - на $М_{рз}15$, $М_{рз}25$, $М_{рз}35$, $М_{рз}50$.

Кирпич и камни лицевые, предназначенные для облицовки фасадов зданий и сооружений, внутренних стен вестибюлей, лестничных клеток, переходов и т.п., имеют несколько отличные от рядовых размеры, и технические требования к ним регламентируются ГОСТ 7484-78.

На третьем месте среди стеновых материалов после глиняного кирпича и железобетона находятся силикатные кирпичи и камни, изготовляемые из смеси кварцевого песка с известью и другими вяжущими добавками (ГОСТ 379-79). Производство силикатного кирпича и камней включает добычу в карьерах кварцевого песка (лучший зерновой состав от 0,2 до 2 мм), смешивание песка с молотой известью, гашение полученной смеси, прессование кирпича и обработку его в автоклавах с подачей воды в виде пара (запаривание).

Вследствие более низкой, чем у глиняного кирпича, стойкости к воде и длительному воздействию высокой температуры силикатные стеновые материалы не применяются для возведения фундаментов, строительства труб и печей.

Механическая и термическая обработка минерального сырья, обладающего способностью вспучиваться при высоких температурах, положила основу производства целого ряда искусственных пористых заполнителей для легких бетонов. Главным из них является керамзитовый гравий (керамзит), получаемый вспучиванием при обжиге подготовленных гранул (зерен) из силикатных пород (глин, суглинков, различных сланцев, трепела, диатомита, опок, аргиллита, алевролита) и применяемый в качестве заполнителя при изготовлении теплоизоляционного и конструкционного легких бетонов. Гранулы легкоплавких глин обжигаются при температуре до 1200 °С, при этом происходят дегидрация слюдистых минералов и выгорание органических примесей, сопровождающиеся выделением газообразных продуктов, вызывающих вспучивание гранул. Спекшаяся покрывающая оболочка обеспечивает высокую прочность гранул. Согласно ГОСТ 9759-83 керамзит по насыпной плотности имеет марки 250, 300, 350, 400, 450, 500, 550, 600, по размеру зерен фракции от 5 до 10 мм, свыше 10 до 20 мм и свыше 20 и 40 мм.

Из керамзитового гравия дроблением получают песок, используемый как мелкий заполнитель легких бетонов. Требования к нему определяются ГОСТ 9757-83.

Из вулканических стекловатых водосодержащих пород кислого состава (перлита, обсидиана, липарита, витрофира и др.) получают перлитовый щебень и песок (ГОСТ 10832-83). Добытое на карьерах вулканическое сырье подвергается дроблению и фракционированию. Полученный материал обжигается при температуре 950-1200 °С. Выделяющаяся вода способствует увеличению породы в объеме в 10-20 раз. Вспу-

ченный перлит и ему подобные породы используются в качестве заполнителя легких бетонов и теплоизоляционных материалов.

На Северо-Западе России широкое применение в строительстве находят гравий и песок из шунгитсодержащих сланцевых пород. Шунгитовые породы, добытые в карьере, дробятся, сортируются и обжигаются. Получаемые шунгитовый гравий и песок должны отвечать ГОСТ 19345-83. Коэффициент вспучивания щебня должен быть не менее 3.

Термической обработкой водосодержащих слюд получают пористый сыпучий материал - **вспученный вермикулит**, используемый для изготовления теплоизоляционных легких бетонов.

Аглопорит получают при обжиге глиносодержащего сырья (легкоплавкие глины, лессовые породы, трепел) с добавкой 8-10% твердого топлива (на решетках агломерационных машин). Каменный уголь выгорает, а частицы сырья спекаются. Аглопорит выпускается также в виде песка, щебня и гравия.

Чрезвычайно важную роль в хозяйстве страны играют получаемые из карбонатных, силикатных и глиноземистых пород минеральные вяжущие вещества: известь, цементы, гипсовые вяжущие, жидкие и др., которые используют для изготовления бетонов, силикатного кирпича, асбоцементных и других необожженных искусственных материалов, строительных растворов (кладочных, штукатурных и специальных).

Минеральным сырьем для производства **строительной извести** служат добываемые в карьерах кальциево-магниевые горные породы - мел, известняки, доломитизированные и маргелистые известняки, доломиты и мергелистый мел. Добытые породы дробятся до кусков размером 80-200 мм, обжигаются в шахтных печах при температуре 900-1200 °С с целью удаления углекислоты и получения негашеной извести. Последнюю путем гашения и размола превращают в тонкоизмельченную строительную известь, различные сорта которой применяются для строительных растворов и должны отвечать требованиям ГОСТ 9179-77.

Для производства бетонов, железобетонов и конструкций из них в больших размерах используют **цементы** различных марок. По вещественному составу выделяют цементы на основе портландцементного клинкера (портландцементы) и цементы на основе глиноземистого цементного клинкера (ГОСТ 23464-79).

Портландцемент - гидравлическое вяжущее вещество, продукт тонкого измельчения клинкера с добавкой (3-5%) гипса. Для получения портландцементного клинкера из недр земли добывают различные виды известняков и алюмосиликаты (глины, мергели), готовят из них смесь в соотношении 3:1, обжигают ее до спекания при температуре 1450 °С. Иногда для усиления тех или иных свойств в портландцемент включают минеральные добавки.

Для получения клинкера глиноземистого цемента разрабатывают месторождения известняков и боксита. Смесь их под-

вергают спеканию при температуре 1300 °С или плавлению при температуре 1400 °С. Из-за ценности сырья (бокситы), трудностей размалывания, большой энергоемкости производства глиноземистый цемент находит ограниченное применение по сравнению с портландцементом (хотя имеет ряд преимуществ перед ним) - в основном в специальных сооружениях, при спешных ремонтах, для изготовления жаростойких бетонов и растворов.

Следует отметить группу гипсовых вяжущих веществ, состоящих, главным образом, из полуводного гипса и ангидрита. Добываемое в карьере сырье подвергают тепловой обработке и помолу, причем в зависимости от температуры обжига получают различные типы вяжущих. Из фракций гипсового камня размером 60-300 мм производят гипсовые вяжущие, из фракций гипсоангидритового и гипсового камня размером 0-60 мм получают цемент.

Расплавлением горных пород, поступающих из карьеров, получают плавленые каменные изделия (каменное литье): темные из базальта и светлые из карбонатных пород и песков. Каменное литье обладает большой плотностью, прочностью, кислотостойкостью, термостойкостью, его можно армировать и сваривать. Основные изделия: брусчатка для дорог, мельничные шары, трубы и т.п. Светлое литье используют для приготовления облицовочных материалов.

Таков перечень основных строительных материалов, производимых из минерального сырья земных недр.

1.2. СТРОИТЕЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

Для производства минеральных строительных материалов используют самые разнообразные горные породы, в характеристике которых наиболее существенную роль играют минеральный, химический состав, свойства, особенности строения (структура, текстура), определяющие пригодность пород для производства строительных материалов, технологию горных работ в карьерах и процессы переработки карьерного минерального сырья.

По происхождению выделяют магматические, осадочные и метаморфические породы.

1.2.1. МАГМАТИЧЕСКИЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ ПОРОДЫ

Магматические породы в зависимости от условий образования делятся на две группы: глубинные (интрузивные) и излившиеся (эффузивные).

Основными породообразующими минералами магматических пород являются кварц, полевые шпаты, силикаты, алюмосиликаты.

Интрузивные горные породы (см. табл. 1.1) служат в основном для производства из них путем механической обработки щебня, облицовочных материалов, бутового и дорожного камня. Химический состав пород в этом случае имеет подчиненное значение, а физические свойства играют главенствующую роль.

Граниты обладают благоприятным для строительного камня минеральным составом, отличающимся высоким содержанием кварца (25-30%), натриево-калиевых шпатов (35-40%) и плагиоклаза (20-25%), небольшим количеством слюды (5-10%) и отсутствием сульфидов. Граниты имеют высокую механическую прочность (предел прочности на сжатие составляет 120-250 МПа, иногда достигает 300 МПа), малую пористость, что обусловливает низкое водопоглощение и хорошую морозостойкость.

Граниты весьма разнообразны по окраске, которую в основном определяют полевые шпаты, имеющие белый, серый, желтый, розовый, красный цвет. Различные сочетания компонентов и различная структура обеспечивают гранитам широкую гамму цветов, оттенков, рисунков. Указанные свойства гранитов позволяют применять их для защитной облицовки набережных, устоев мостов, цоколей зданий, а также в качестве щебня для высокопрочных и морозостойких бетонов.

Граниты - самые распространенные из интрузивных магматических пород и наиболее широко используются в строительстве. Остальные глубинные породы, менее распространенные в природе, применяются в строительстве реже.

Сиениты составляют около 2,6% магматических пород, в основном состоят из полевых шпатов и цветных минералов (до 10-20%). По физико-механическим свойствам сиениты несколько уступают гранитам из-за низкого содержания или отсутствия кварца.

Гранодиориты содержат 20-25% кварца, 40-45% полевых шпатов и около 15-20% цветных минералов. В строительстве они находят самое разнообразное применение: облицовочные и скульптурные материалы, щебень, бутовый камень и т.п.

Диориты и кварцевые диориты состоят из плагиоклаза (65-70%) и роговой обманки с пироксеном или биотитом (25-30%). Кварцевые диориты имеют от 5 до 20% кварца. Плотность диоритов 2,9 г/см^3, по прочности, особенно кварцевые, превосходят граниты и сиениты (150-300 МПа).

Габбро и анортозиты входят в группу габброидов. Типичное габбро состоит из натриево-кальциевого плагиоклаза и моноклинного пироксена. Анортозиты - темноокрашенные породы, состоящие почти из одного натриево-кальциевого полевого шпата - лабрадора, который обладает иризацией, т.е. свечением граней или плоскостей спайности под определенным углом зрения яркого синего, голубого, зеленоватого или фиолетового цвета. Плотность габ-

броидов 2,9-3,3 г/см^3, предел прочности на сжатие от 250 до 500 МПа. Иризирующее свойство лабрадора, высокая стойкость против выветривания, плотность, прочность, хорошая полируемость и красивый вид делают габброиды ценным облицовочным материалом. Они использованы для облицовки мавзолея Ленина, памятника Неизвестному солдату и других уникальных сооружений.

П е р и д о т и т ы - черные породы среднезернистой структуры, используемые для получения щебня.

Эффузивные магматические породы образовались в результате охлаждения магмы, излившейся на поверхность земли (или в приповерхностные слои) в результате вулканического извержения.

Различают плотные и пористые излившиеся породы. К плотным относятся: кварцевые и полевошпатовые порфиры, липарит, трахит, андезит, базальт, диабаз.

П о р ф и р ы образуются при остывании магмы на небольших глубинах, что предопределяет неравномерное ее охлаждение и кристаллизацию. Порфировые структуры в связи с этим характеризуются наличием хорошо образованных кристаллов - порфировых "вкрапленников", погруженных в стекловидную основную массу породы. В строительстве применяют кварцевые и бескварцевые (полевошпатовые) порфиры в основном как облицовочный материал. По минеральному составу, прочности, пористости, водопоглощению кварцевые порфиры близки к гранитам, однако менее стойки в силу своей структуры. Средняя плотность 2,8-2,9 г/см^3, предел прочности на сжатие 120-250 МПа.

Л и п а р и т - эффузивный аналог гранита. В основной стекловатой (скрытокристаллической) массе содержатся вкрапления кварца, калиево-натриевого полевого шпата, плагиоклаза и довольно часто цветных минералов, особенно слюды. Плотность 2,6-2,7 г/см^3, предел прочности на сжатие 120-250 МПа.

Т р а х и т - излившийся аналог сиенита. Плотность 2,6-2,8 г/см^3, предел прочности на сжатие 120-250 МПа, более пористый, чем сиенит. Хорошо обрабатывается, но не полируется. Трахит используют в качестве кислотоупорного материала и строительного камня.

А н д е з и т - эффузивный аналог диорита, образует вместе с базальтом главную массу излившихся пород в области современного и древнего вулканизма. Плотность андезитов 2,7-3,1 г/см^3, предел прочности на сжатие 140-250 МПа. Андезиты применяются в качестве кислотостойкого облицовочного материала и в виде щебня для кислотоупорного бетона.

Б а з а л ь т - темная порода, являющаяся эффузивным эквивалентом габбро. Порода очень плотная, мелкозернистая. Плотность базальта 2,9-3,3 г/см^3, предел прочности на сжатие 110-500 МПа. Ввиду большой твердости и хрупкости базальт трудно обрабатывается, но хорошо полируется, поэтому рав-

мернозернистые разновидности используют как облицовочный материал, но в основном в качестве бутового камня и щебня для бетонов. При форме залегания базальта в виде столбчатых отдельностей он используется для приготовления брусчатки и шашки, применяемых в дорожном строительстве (мощение улиц, площадей и т.п.). Нередко базальты обладают пористой текстурой и тогда используются для производства пористого щебня. Они являются также сырьевым материалом для литых каменных изделий и базальтового волокна.

Д и а б а з также является излившимся аналогом габбро, имеет темный цвет, отличается высокой твердостью, прочностью (предел прочности на сжатие 300-400 МПа) и ударной вязкостью. Издавна применяется в виде брусчатки для мощения дорог; щебень из него используют для изготовления морозостойких высокопрочных бетонов.

Пемзу, вулканические пеплы, туфы, туфолавы относят к пористым излившимся породам.

П е м з а представляет собой белую или серую горную породу, образовавшуюся при подъеме насыщенной газами вязкой лавы в область пониженного давления. Газы, резко расширяясь, превращают лаву в очень пористую губчатую массу вулканического стекла. Пористость пемзы достигает 80%, твердость 6, плотность 0,3-0,9 г/см^3. Большая пористость пемзы обусловливает хорошие теплоизоляционные свойства, а замкнутость большинства пор - достаточную морозостойкость. Она находит широкое применение как заполнитель легких бетонов, в качестве минеральной добавки к цементам, как абразивный, шлифовальный и полировальный материал.

В у л к а н и ч е с к и й п е п е л - наиболее мелкие частицы лавы, обломки отдельных минералов, выброшенные при извержении. Размеры частиц от 0,1 до 2 мм. Вулканический пепел является активной минеральной добавкой для строительной извести и портландцемента.

В у л к а н и ч е с к и е т у ф ы - горные породы, образовавшиеся из твердых продуктов вулканических извержений: пепла, песка, пемзы, базальта, андезита, липарита и др., впоследствии уплотненных и сцементированных. Цементом туфов могут быть вулканический пепел, глинистое или кремнистое вещество.

Т у ф о л а в ы - горная порода, занимающая промежуточное положение между лавой и туфом. Вулканические туфолавы и туфы хорошо сопротивляются выветриванию, малотеплопроводны, морозостойки (пористость закрытая). Они легко обрабатываются, пилятся, шлифуются. Средняя плотность 0,75-1,4 г/см^3, предел прочности этих пород на сжатие 6-30 МПа.

Туфы и туфолавы широко используются в промышленности строительных материалов: для производства стеновых камней, вяжущих минеральных добавок, щебня для легких бетонов, а также облицовочного материала при удачной расцветке.

Интересна для производства строительных материалов группа вулканических водосодержащих стекол. Они служат основой для производства пористых заполнителей для легких бетонов. Наибольший интерес представляет п е р л и т (3-5% связанной воды), кроме того, используются обсидиан, пехштейн (смоляной камень, содержащие до 10% воды. После механической обработки (дробления) эти породы подвергаются нагреванию до 800-1280 °С. Связанная вода выделяется и вскипает, вспучивая зерна дробленой породы. Средняя плотность вспученного перлита составляет 50-800 кг/м^3, коэффициент вспучиваемости 2-20. Вспученный щебень обладает малой звуко- и теплопроводностью.

1.2.2. ОСАДОЧНЫЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ ПОРОДЫ

Осадочные породы есть результат переотложения продуктов различных видов выветривания и разрушения коренных горных пород, выпадения химических и механических осадков из воды, а также остатков жизнедеятельности растений и животных (флоры и фауны).

В зависимости от условий и источников образования осадочные породы делятся на три основные группы:

о б л о м о ч н ы е п о р о д ы, или механические осадки: рыхлые (гравий, глины, пески), оставшиеся на месте разрушения пород или перенесенные водой, льдом (гляциальные ледниковые отложения) или ветром (эоловые отложения); сцементированные (песчаники, конгломераты, брекчии);

х и м и ч е с к и е о с а д к и (гипс, известняковые туфы и т.п.), образовавшиеся осаждением из водных растворов разрушенных горных пород;

о р г а н о г е н н ы е п о р о д ы, образовавшиеся из остатков некоторых водорослей и животных (скелеты губок, кораллов, раковины моллюсков, панцири ракообразных и др.).

Обломочные породы сложены преимущественно зернами устойчивых при выветривании первичных минералов и пород. К ним относят песок, гравий, глины. Эти породы имеют наибольшее применение в строительстве.

Обломочные породы п е с о к и г р а в и й, являясь в большинстве случаев одноименными строительными материалами, охарактеризованы ранее.

Г л и н и с т ы е п о р о д ы состоят из тонких фракций, более 50% частиц которых мельче 0,01 мм, причем многие из них имеют размеры менее 0,001 мм. По особенностям свойств и состава среди глинистых осадочных пород выделяют следующие виды сырья: глинистые илы; каолины; огнеупорные и тугоплавкие глины; высокосорбирующие глины; легкоплавкие глины и аргиллиты; лёсс, суглинки.

Г л и н и с т ы е и л ы - сравнительно новый вид сырья,

значение которого постепенно возрастает. По области применения они тесно связаны с легкоплавкими глинами, отличаясь от них рыхлостью сложения и повышенной массовой долей воды.

К а о л и н ы сложены в основном каолинитами и в меньшей мере кварцем, слюдами, иногда полевыми шпатами. Каолиновые глины окрашены в светлые тона, жирные на ощупь. Используются каолин-сырец и обогащенный каолин (концентрат). Каолин-сырец применяют в цементной промышленности, в производстве огнеупоров, шамотных изделий. Главные же потребители каолинитового концентрата - бумажная, керамическая, резиновая, мыловаренная, химическая промышленности.

О г н е у п о р н ы е (температура плавления свыше 1580°С) и т у г о п л а в к и е (1350-1580°С) г л и н ы сложены в основном каолинитом, галлуазитом, маложелезистыми гидрослюдами и монтмориллонитом с примесью кварца и других минералов. Огнеупорность и тугоплавкость обеспечивается наличием Al_2O_3 (до 40% и более). Огнеупорные и тугоплавкие глины применяют в производстве шамота, в том числе огнеупорного шамотного кирпича, сталеразливочного припаса, фарфоровых и фаянсовых изделий. Тугоплавкие глины широко применяют в строительной керамике (облицовочная плитка, блоки, дренажные трубы, кислотостойкие изделия).

В ы с о к о с о р б и р у ю щ и е г л и н ы с наиболее ярким представителем их - бентонитовыми глинами, ведущим минералом глинистой субстанции которых является монтмориллонит, используются в производстве керамзита, керамики, в ирригационном строительстве.

Л е г к о п л а в к и е г л и н ы (температура плавления до 1350°С) и а р г и л л и т ы сложены в основном железосодержащими минералами - вермикулитом, хлоритами, а также монтмориллонитом.

Л ё с с содержит глинистые минералы, примеси кварца, полевых шпатов, карбонатный материал.

С у г л и н к и в основном состоят из минеральных зерен алевролитовой фракции (кварц, полевые шпаты, слюда и др. наполовину размером от 0,01 до 0,1 мм).

Легкоплавкие глины, лессы, суглинки и аргиллиты, а также глинистые сланцы применяют в производстве керамзита, аглопорита и других видов легких заполнителей бетона, кирпича, черепицы, а также при строительстве насыпных дамб и других сооружений.

При производстве керамзитового гравия и песка коэффициент вспучивания применяемых глин должен быть не менее 2, содержание кварца в глинистом сырье не более 30%. При этом вредными считаются включения известняка, доломита, гипса.

Среди обломочных осадочных пород следует выделить группу сцементированных обломочных пород: п е с ч а н и к и, к о н г л о м е р а т ы, б р е к ч и и.

Природными цементами могут быть карбонат кальция, оксиды

железа, глинистые вещества. Соответственно песчаники называются известняковыми, кремнистыми, железистыми, глинистыми. Известковые песчаники применяют как плотные известняки. Кремнистые песчаники используют в качестве облицовочного камня, брусчатки, в производстве бута и щебня. Средняя плотность их 2,4-2,7 г/см^3, предел прочности на сжатие 80-300 МПа.

Конгломераты и брекчии используют для производства облицовочного камня.

Среди осадочных пород химического происхождения (хемогенные породы) наиболее важными в строительном отношении являются карбонатные и сульфатные породы.

Осадочные карбонатные породы наиболее широко представлены известняками, доломитами, мергелями, реже травертинами. По данным геологов США известняки и доломиты составляют 14-29% массы осадочных отложений земной коры с соотношением между ними 1,5:1. Разновидности карбонатных пород обусловлены многочисленными переходными разностями между известняками и доломитами, что отражено в табл. 1.3, а также между карбонатами и глинами (табл. 1.4).

По химическому составу чистые известняки приближаются к кальциту - 56,04% CaO и 43,96% CO_2.

Доломиты формируются в основном минералом доломитом $CaMg(CO_3)_2$, по структуре бывают от крупно- до скрытокристаллических. По внешнему виду и цвету доломиты похожи на известняки.

Как видно из табл. 1.4, породы, содержащие 25-75% кальцита, называются мергелями. Мергели, состоящие на 75-80% из $CaCO_3$ и на 20-25% из глины, называются цементными мергелями-натуралами. Типичные мергели - однородная мелкозернистая порода, во влажном состоянии пластичная, обычно окрашенная в светлые тона.

Широкое распространение, сравнительно легкая добыча и переработка предопределили постоянно возрастающее применение карбонатных хемогенных пород в хозяйстве. Их используют в

Таблица 1.3

Классификация известняково-доломитовых пород (по С.Г. Вишнякову)

Порода	Массовая доля, %	
	$CaCO_3$	$CaMg(CO_3)_2$
Известняк	95-100	5-0
Известняк доломитистый	75-95	25-5
Известняк доломитовый	50-75	50-25
Доломит известковый	25-50	75-50
Доломит известковистый	5-25	95-75
Доломит	0-5	100-95

Таблица 1.4

Классификация карбонатно-глинистых пород

Содержание глинистого материала, %	Известковый ряд		Доломитовый ряд	
	Порода	Содержание $CaCO_3$, %	Порода	Содержание $CaMg(CO_3)_2$, %
5-0	Известняк	95-100	Доломит	95-100
25-5	Известняк глинистый	75-95	Доломит глинистый	75-95
50-25	Мергель	50-75	Мергель доломитовый	50-75
75-50	Мергель глинистый	25-50	Мергель глинистый, доломитовый	25-50
95-75	Глина известковая	5-25	Глина доломитовая	5-25
100-95	Глина	0-5	Глина	0-5

виде бутового камня для фундаментов, стен неотапливаемых зданий или жилых домов в районах с теплым климатом, а наиболее плотные породы применяют в виде плит и фасонных деталей для наружной облицовки зданий. Известняковый щебень - заполнитель бетонов, основания дорожных покрытий. Наконец, известняки широко применяют как сырье для производства цемента и извести. Доломиты используют для получения вяжущих и огнеупорных материалов в цементной, стекольной, керамической и металлургической промышленности.

Сульфатные породы - г и п с и а н г и д р и т, слагаются одноименными минералами. При гидратации и дегидратации ангидрит переходит в гипс и наоборот. Главный показатель качества гипсового камня - содержание $CaSO_4 \cdot 2H_2O$, которое должно находиться в пределах 95-70%.

90% добываемого гипса и ангидрита потребляется при производстве гипсовых вяжущих веществ (гипсовый камень с размером фракций 60-300 мм) и в качестве добавок к цементам (гипсовый и гипсангидритовый камень с размером фракций 0-60 мм). В небольшом количестве гипсовый камень используется в качестве облицовочного и поделочного камня, в химической промышленности, сельском хозяйстве и при изготовлении бумаги.

К осадочным органогенным породам относятся биогенные кремнистые породы и органогенные известняки.

Б и о г е н н ы е к р е м н и с т ы е п о р о д ы сложены осадочным кремнеземом (опалом, халцедоном, кварцем). По морфологическому признаку выделяют пластовые и конкреционные кремнистые породы.

Главными разновидностями пластовых кремнистых пород являются д и а т о м и т ы, т р е п е л а, о п о к и, с п о н г а л и т ы, р а д и о л я р и т ы.

Основной потребитель кремнистых пород (75%) - цементная промышленность (пуццолонические добавки), 24% общей добычи потребляется в производстве строительных, в основном теплоизоляционных материалов. Диатомиты и трепела используют при изготовлении кирпича, легкого заполнителя бетона - термолита. Диатомиты, трепела и опоки используют в производстве цемента (диатомиты для белого, трепела и опоки для обычного портландцемента). Кроме того, они употребляются в производстве абразивов, фильтров, адсорбентов, при очистке нефти и воды, в пищевой промышленности. Диатомитовые порошки применяют при полировке металлов и мрамора, как наполнитель бумаги, красок, линолеума, пластмасс, резины, мыла, для производства керамики, стекла и т.д.

О р г а н о г е н н ы е и з в е с т н я к и, как правило, сложены раковинами или обломками раковин морских беспозвоночных и остатками известковых водорослей. Их применяют в строительстве в виде стенового камня. Способность легко распиливаться, небольшая плотность (800-1800 кг/м^3), малая теплопроводность - все это позволяет уменьшить толщину наружных стен зданий по сравнению с кирпичными, что снижает стоимость строительства. Наиболее плотные разновидности известняков используют для кладки фундаментов, облицовки стен, как сырье для производства щебня.

Разновидностью органогенных известняков является м е л - микрозернистая слабосцементированная порода белого цвета. Мел широко применяется в строительстве на отделочных работах, иногда в сельском хозяйстве как нейтрализатор кислых почв.

1.2.3. МЕТАМОРФИЧЕСКИЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

Метаморфические горные породы образовались в толще земной коры из магматических, осадочных или уже метаморфизованных пород под влиянием высоких температур, давлений и химически активных (отходящих от магмы) веществ. Из структурно-текстурных особенностей метаморфизованных пород следует отметить их сланцеватое строение, объясняющееся неравномерностью давлений во всех направлениях. Подобная текстура метаморфических пород предопределяет анизотропность их физико-механических свойств.

К числу основных, часто применяемых и используемых в наибольших объемах, относятся следующие метаморфические породы: г н е й с ы, к в а р ц и т ы, м р а м о р, с л а н ц ы.

Гнейсы используют в виде бутового камня, для кладки фундаментов, как плиты для мощения дорог. Из гнейса приготовляют щебень для бетона и дорожного строительства, за исключением сильно сланцеватых разностей, щебень из которых содержит неприемлемое количество плоских зерен (лещадки).

К в а р ц и т ы - метаморфизованные песчаники, содержат 95-99% SiO_2, очень прочные (предел прочности на сжатие 100-455 МПа) и огнеупорные (температура плавления до 1770°С) породы. В строительстве это бут, щебень, брусчатка, каменное основание мостов, применяется для производства динаса (огнеупорный материал), используемого при сооружении плавильных, обжиговых и нагревательных печей. Декоративные кварциты используют для облицовки зданий.

М р а м о р - мелко-, средне- и крупнозернистая плотная карбонатная порода, образовавшаяся перекристаллизацией известняков и поэтому состоящая в основном из кальцита. Плотность 2,4-2,8 г/см^3, предел прочности на сжатие 70-120 МПа. Мрамор легко обрабатывается, хорошо полируется. Основное назначение - облицовочный, монументальный камень. Мрамор в основном используют для внутренней и внешней отделки зданий, полов, ступеней лестниц, широко применяют в скульптурном и монументальном производстве. В виде песка, крошки и щебня различных фракций мрамор используется для изготовления декоративного бетона, цветных штукатурок.

Кристаллические глинистые сланцы, образовавшиеся вследствие метаморфизма глин, имеют большую плотность и слоистость. Эти сланцы легко раскалываются по плоскостям сланцеватости на тонкие (2-8 мм) плоские плитки, используемые для покрытия крыш. В этом случае сланцы называются кровельными. Плотность их 2,7-2,8 г/см^3, пористость 0,3-3%; предел прочности на сжатие 50-240 МПа.

1.3. МЕСТОРОЖДЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Месторождения строительных материалов или минерального сырья для их производства весьма разнообразны по генезису (в соответствии с породами, их слагающими), форме, запасам, размерам, условиям залегания. По происхождению выделяют группу магматических, разделяющихся на подгруппы интрузивных и эффузивных месторождений; группу осадочных (карбонатных, гравийно-песчаных, глинистых) и группу метаморфических месторождений.

Месторождения строительных горных пород, используемых для производства строительных материалов, широко, но неравномерно распространены на территории б. СССР. Число их превышает 10000 и около половины из них составляют месторождения строительного камня (скальных пород для щебня и бута).

Число месторождений изверженных пород составляет примерно 48%, осадочных - 47%, метаморфических - 5%. Средние запасы одного месторождения скальных пород составляют 11-18 млн м^3.

1.3.1. МОРФОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Среди морфологических признаков месторождений любых полезных ископаемых наиболее важными являются: форма, расположение залежи относительно земной поверхности, мощность залежи, угол падения, структура залежи.

Эти признаки тесно связаны с технологией отработки месторождений, с главными параметрами проектируемых карьеров.

Форма месторождений предопределяет размер и форму будущего карьера в плане, что, в свою очередь, обусловливает расположение фабрики (завода), промышленной площадки, отвалов, зданий и сооружений на борту карьера и в конечном итоге величину земельного и горного отводов. Кроме того, форма месторождений оказывает влияние на расположение системы вскрывающих выработок в плане.

Расположение залежи относительно земной поверхности определяет технологию отработки месторождений с нескольких позиций: во-первых, глубина расположения месторождения предопределяет объем горно-капитальных работ, т.е. работ, связанных со строительством карьера; во-вторых, мощность налегающих пород отражается на эксплуатационном коэффициенте вскрыши; в-третьих, от характера земной поверхности (равнинная, холмистая, гористая) в районе месторождения и расположения месторождения относительно ее зависит выбор схемы вскрытия, т.е. обеспечения грузотранспортной связи месторождения с пунктами приема продукции карьера и пустых пород. Первые две позиции оказывают весьма существенное влияние на кондиционность месторождений строительных горных пород по экономическому фактору, и значит, на возможность вовлечения их в разработку.

Мощность залежи определяет производительность карьеров по горнотехническим факторам. На рис. 1.1 показаны крутая и горизонтальная залежи. Чем больше горизонтальная мощность $M_г$ наклонных и крутых залежей или вертикальная мощность $M_в$ горизонтальных месторождений, тем больше добычных уступов высотой h и выше производительность.

Угол падения залежи γ часто определяет местоположение вмещающих и покрывающих пород вскрыши при эксплуатации месторождения. При горизонтальном и пологом залегании ($\gamma = 0 \div 10^\circ$), как правило, предусматривается размещение пород вскрыши в выработанном пространстве. При наклонном падении ($\gamma = 10 \div 30^\circ$) лежачий борт карьера проходит по контакту лежачего бока залежи с вмещающими породами. Это предопределяет направление развития горных работ от лежачего к висячему боку, раннее формирование конечного борта карьера и постоянных транспортных коммуникаций на нем. Породы вскрыши извлекаются только со стороны висячего борта карьера и размещаются во внешние отвалы. Пустые породы крутой залежи ($\gamma >$

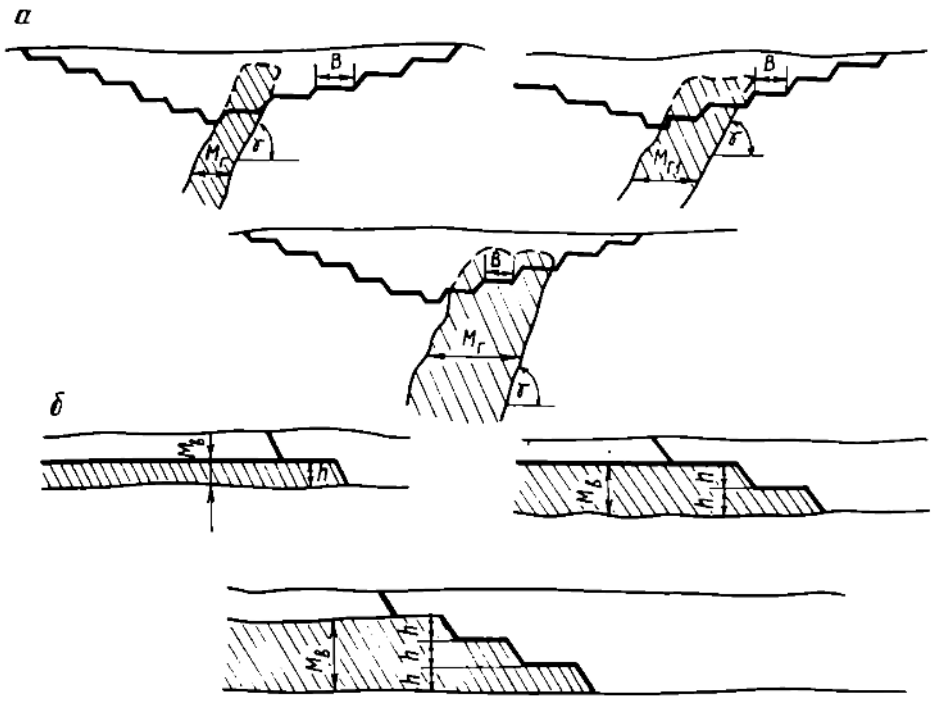


Рис. 1.1. Схемы крутых (*а*) и горизонтальных (*б*) месторождений:
***B* - ширина рабочей площадки**

> 30°) извлекаются в обоих бортах карьера и размещаются во внешних отвалах. Падение залежи сказывается на установлении уровней потерь полезного ископаемого и примешивании некондиционных пород.

Структура залежи, наличие нескольких сортов полезного ископаемого, расположение их в плане и по глубине залежи, наличие пропластков (прослоев), цветовое отличие сортов между собой и от вмещающих пород и пропластков создают технологические и организационные трудности отработки месторождения, требующие дополнительных затрат. Сложная структура залежи обусловливает высокие эксплуатационные потери и разубоживание. Если в простых залежах, отличающихся отсутствием прослоев, четкими контактами с вмещающими породами, потери и примешивание минимальны, то в сложно-структурных залежах с большим числом прослоев, отсутствием ярко выраженной границы между полезным ископаемым и вмещающими породами они максимальны. Кроме того, в этих случаях требуется хорошо налаженная эксплуатационная разведка, требующая дополнительных издержек.

Ниже приводится краткая характеристика различных групп месторождений строительных горных пород.

1.3.2. МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАГМАТИЧЕСКИХ И МЕТАМОРФИЧЕСКИХ ПОРОД

Магматические месторождения гранитов, гранодиоритов, диоритов, перидотитов и др., а также метаморфические месторождения мраморов, кварцитов, гнейсов и различных сланцев сходны по основным физико-механическим свойствам слагающих пород и эксплуатируются для получения щебня, облицовочного и бутового камня. Вулканогенные месторождения туфов, пемзы, пеплов, трассов, базальтов и др. разрабатываются для получения стенового камня, пористого щебня и гидравлических добавок для производства цементов.

Магматические месторождения, по форме залегания могут представлять собой крупные массивные тела и интрузии, развитые сравнительно равномерно во всех направлениях; покровы и пласты, распространяющиеся в основном в двух направлениях; дайки, жилы, развитые в одном направлении.

Среди месторождений изверженных пород интрузивные составляют 70% и эффузивные - около 30%.

Кристаллические изверженные массивы часто имеют протяженность, равную десяткам километров, и мощность несколько километров. Площади таких месторождений достигают десятков квадратных километров. Отрабатываются они несколькими карьерами.

Формы метаморфических месторождений - пласты, линзы, массивы - сходны с магматическими месторождениями.

Мощность месторождений колеблется наиболее часто в пределах 10-70 м, а в гористых районах - в пределах 300-350 м.

Месторождения изверженных пород, как правило, перекрыты незначительным слоем нанасов, представленных растительным слоем, мелкозернистыми песками, глинами, супесью, суглинками и т.п.

Падение залежей изверженных строительных пород наблюдается в интервале от 0 до 90°. Причем массивы интрузивных пород имеют пологое и крутое падение, в то время как эффузивные породы чаще всего залегают полого или горизонтально. Число месторождений изверженных пород мощностью около 25 м с горизонтальным и пологим (до 10°) залеганием составляет 40%, а с наклонным (от 10 до 30°) и крутым (более 30°) - 60%.

Месторождения часто бывают комплексными по составу пород. Например, в одном месторождении могут быть граниты, гранодиориты, диориты; граниты и гнейсы; метабазальты и метапорфиры и т.п. Практически все месторождения в той или иной мере трещиноваты и довольно часто обводнены.

ВНИПИИстромсырье разработана технологическая классификация месторождений изверженных и метаморфических пород, согласно которой они различаются по одиннадцати признакам: прочности, трещиноватости, выветрелости пород, орографической приуроченности месторождений (расположению месторож-

дений относительно господствующего уровня земной поверхности), форме, числу залежей, размерам (по площади и запасам), характеристике полезной толщи (средней мощности, содержанию пород определенного петрографического состава, максимальному отклонению отметок кровли полезного ископаемого от среднего уровня), характеристике вскрыши (общей мощности, мощности рыхлой вскрыши, мощности скальной вскрыши, гипсометрии почвы рыхлой вскрыши, содержанию в рыхлой вскрыше песков, суглинков, глин), обводненности месторождений и их назначению (одноцелевое, многоцелевое).

1.3.3. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОСАДОЧНЫХ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД

Эти месторождения являются существенными хранилищами известняков, доломитов, мергелей, мела, органогенных осадков для производства щебня, бутового и облицовочного камня, а также основными источниками минерального сырья для производства карбонатной составляющей цемента (известняк, мел, мергель) и гидравлических добавок для формирования его качеств (диатомиты, трепелы, опоки, глиежи, спонгалиты).

Горизонтальное и пологое залегание имеют 55% карбонатных месторождений, наклонное и крутое - 45%.

Большинство эксплуатируемых месторождений имеет мощность вскрыши до 10 м при средневзвешенной мощности 8 м. Состав покрывающих пород: суглинки, пески, глины. Под ними расположены выветрелые карбонатные породы, перемешанные с суглинками, песками, глинами, ниже - продуктивная толща.

Пласты могут быть однородными, многосортными и содержать пропластки и прослои некондиционных по составу и прочности пород. Контакты между сортами полезного ископаемого и пропластками некондиционных пород могут быть четко выраженными и размытыми. Для большинства карбонатных месторождений характерно наличие значительной трещиноватости.

Использование карбонатных пород в производстве цементов предопределяет своеобразный подход к оценке соответствующих месторождений, отличный от такового при использовании этих пород в качестве строительного камня. Действительно, при использовании известняков, доломитов в качестве бута, щебня, облицовочного камня свойствами, определяющими их пригодность, являются плотность, прочность, содержание слабых разностей, наличие вредных примесей (глинистых пород, органических остатков) и т.п. В то же время для пород, используемых в цементной промышленности, определяющим фактором является их химический состав. Технические условия на качество основных видов сырьевых материалов для производства цементов разработаны Гипроцементом.

По форме залегания все карбонатные месторождения, в том числе и месторождения цементного сырья, пластообразны или

линзообразны. Минимальная промышленная мощность полезного пласта должна быть не менее 3,5 м. Абсолютная мощность вскрыши не должна превышать 35 м. Мощность вскрыши и полезного ископаемого должны находиться в соотношении не более 1:1, при этом средний коэффициент вскрыши не будет превышать 1 $м^3/м^3$.

По своей структуре карбонатные месторождения часто включают глинистые породы (глины, мергели и т.п.), слагающие вскрышу или перемежающиеся с продуктивными пачками известняка. В этих случаях месторождения эксплуатируются комплексно - добываются два компонента цементного сырья. Кроме того, пласты и пропластки известняков, не отвечающие техническим условиям по составу, используются для производства щебня и бута.

Анализ горно-геологических условий (морфологических признаков) залегания карбонатных и карбонатно-глинистых месторождений, литологического и химического составов позволил разделить их на четыре группы, причем в каждой группе выделены три подгруппы по сложности строения, что способствует нахождению более быстрых и надежных решений по установлению параметров карьеров и технологических схем отработки месторождений.

Две первые группы представляют горизонтальные и пологие пласты с выдержанными показателями по мощности залежи и качеству на больших площадях (I группа) и с невыдержанными показателями (II группа).

В III и IV группу включены наклонные пласты и линзы соответственно с выдержанными и невыдержанными показателями по мощности и качеству.

Месторождения органогенных осадочных пород (опок, трепелов, спонгалитов, глиежей и др.), являющихся источниками минерального сырья для производства активных гидравлических добавок, используемых для получения специальных цементов, по условиям залегания сходны с карбонатными месторождениями.

Как правило, каждое из месторождений опок, трепелов, спонгалитов, глиежей является поставщиком сырья для нескольких цементных заводов.

Месторождения сульфатных пород, гипса и ангидрита, используемых для производства вяжущих добавок к цементам, алебастра и облицовочных материалов, являются в основном осадочного происхождения. В этих месторождениях гипс иногда образует мощные толщи, переслаиваемые, главным образом, с доломитами. Мощность гипсовых пластов может достигать 60-80 м (Звозское месторождение, Архангельская обл.). Известны также месторождения гипса, являющиеся остаточным продуктом выщелачивания каменной соли.

1.3.4. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГРАВИЙНО-ПЕСЧАНЫХ И ПЕСЧАНЫХ ПОРОД

Валунно-гравийно-песчаные, гравийно-песчаные, песчано-гравийные и песчаные месторождения относятся к осадочным обломочным месторождениям, образование которых связано с процессами выветривания и разрушения горных пород, с их переносом, дальнейшей дезинтеграцией и накоплением продуктов разрушения. Наименование месторождений определяется наличием и соотношением компонентов их составляющих: песка (до 5 мм), гравия (от 5 до 70 мм), валунов (70 мм и более).

По происхождению и участвующим в нем природным факторам гравийно-песчаные месторождения делятся на элювиальные, делювиальные, пролювиальные, аллювиальные, древнеаллювиальные, собственно ледниковые, флювиогляциальные, морские и озерные. Наиболее распространенными и важными в промышленном отношении являются аллювиальные, древнеаллювиальные, флювиогляциальные, соответственно составляющие 27,1, 38 и 24,1% от числа всех песчано-гравийных месторождений.

Образование первых двух распространенных типов месторождений связано с деятельностью рек и периодических потоков. Флювиогляциальные месторождения - результат деятельности ледников, а точнее, талых ледниковых вод. Основные типы пород, составляющих обломочный материал месторождений: изверженные (эффузивные), осадочные, смешанные.

Мощность месторождений гравийно-песчаных пород составляет в основном 4-20 м.

Мощность вскрышных пород на песчано-гравийных месторождениях изменяется от долей метра до 15-17 м, составляя в среднем 4,7 м. Вскрышу слагают моренные суглинки, разнозернистые пески, лёссовидные суглинки. Вскрыша на озерно-болотных отложениях часто представлена торфом, илом.

Формы залегания песчаных и гравийно-песчаных месторождений тесно связаны с их генезисом.

Аллювиальные и древнеаллювиальные месторождения - пластовые с невыдержанным содержанием гравия и песка по глубине и площади. Мощность вскрыши незначительна для первых и значительна для вторых.

Результатом работы водно-ледниковых потоков являются озы, камы и зандровые поля. Озы - вытянутые узкие гряды гравийно-песчаного материала неупорядоченного строения длиной от сотен метров до нескольких километров и высотой до 20-30 м. Камы - холмы неправильной формы. Зандровые поля - в основном песчаные пластообразные залежи.

Результатом деятельности ледника являются моренные холмы, морены и друмлины - образования, простирающиеся на значительные расстояния при ширине от сотен метров до километров и высоте 30-50 м.

Морские и озерные отложения пластообразны и содержат крупнообломочный глыбовый материал, гальку, гравий, пески.

Месторождения, созданные работой ветра (эоловые), - песчаные дюны и барханы.

Для классификации гравийно-песчаных месторождений и проектирования их разработки необходимо учитывать площадь карьерного поля, мощности залежи и вскрышных пород и их изменчивость по площади месторождения, запасы полезного ископаемого, содержание гравийной и валунной составляющих, их изменчивость по площади и мощности залежи; обводненность (полная, частичная, отсутствие обводненности), сплошность (сплошная залежь или сосредоточение отдельных залежей), строение полезной толщи (наличие пропластков пустых и некондиционных пород), крупность фракции валунов.

1.3.5. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД

Подобно карбонатным породам глинистые породы и соответствующие им месторождения подразделяются на две группы по направлению их использования:

месторождения глины и глинистых пород, используемых для производства керамических строительных материалов (керамзит, кирпич, черепица и т.п.);

месторождения глины и глинистых пород, используемых в качестве компонентов цементного сырья.

Образование глинистых месторождений является результатом накопления обломочных пород выветривания или химических осадков. Месторождения аргиллитов, алевролитов и глинистых сланцев образовались в процессе диагенеза (перерождения) пород глинистых месторождений, заключающегося в их дегидратации, цементации и т.п. В результате этого глины приобретают крепость скальных пород и становятся нерастворимыми.

По форме залежи глинистые месторождения обычно представлены пластами или линзами, т.е. преимущественно развиты в двух направлениях. Для скального сырья также характерны пластовые формы, но часто нарушенные процессами складчатости и тектоническими воздействиями.

Угол падения пластов глин небольшой и редко превышает 8-10°. Залежи скальных глинистых пород имеют различные углы падения (до 70-80°).

Мощность полезной толщи глинистых пластов редко превышает 10-14 м, довольно часто значительно колеблется в пределах месторождений. Мощность пластов метаморфизованных пород достигает 80-100 м, а в отдельных случаях больше.

Вскрышные породы известных глинистых месторождений почти повсеместно представлены четвертичными отложениями. Мощность их на 90% залежей не превосходит 5 м, а на 70% - менее 1,5

м. Для скального керамзитового сырья характерны такие же показатели.

Важнейшей характерной чертой глинистого керамзитового сырья является способность его вспучиваться, определяемая коэффициентом вспучивания $K_в$. В среднем по большинству месторождений $K_в$ = 2,5÷3, что обеспечивает плотность промышленного керамзита $\rho_к$ = 350÷450 кг/м^3.

Горно-геологические условия глинистых месторождений для производства керамического кирпича сходны с приведенными для месторождений керамзитовых глин, причем для глиняного кирпича пригоден более широкий спектр легкоплавких глин. Имеются ограничения к ним только по пластичности, которая должна быть не менее 7, и по содержанию глинистой фракции.

В качестве глинистого компонента цементного сырья используются глины, суглинки, лёсс и глинистые сланцы.

Месторождения глинистого цементного сырья весьма многочисленны и по территории России и других стран СНГ распространены в соответствии с геологическим строением земной коры. По генезису, морфологическим признакам, качественному составу и способу выемки месторождения глинистого цементного сырья разделяют на две группы.

Группа I - горизонтально и пологозалегающие пласты, имеющие большое распространение со спокойным рельефом кровли и подошвы. Качественные показатели меняются незначительно (в пределах сотен метров). Зернистые разности расположены в продуктивной толще с определенной последовательностью и четко выраженной слоистостью по всему месторождению, а также с резким переходом от одной разности к другой.

Группа II - горизонтальные пластообразные и линзообразные залежи с неспокойным рельефом поверхности кровли и подошвы, не выдержанные по мощности. Качественные показатели очень изменчивы (в пределах десятков метров). Закономерности в строении залежей отсутствуют, продуктивные пласты переслаиваются с некондиционными и прослоями пустых пород в самых различных сочетаниях.

В заключение рассмотрения морфологических признаков месторождений можно сделать вывод, что основными факторами, влияющими на выбор технологии добычи и переработки строительных горных пород, являются следующие:

большое разнообразие свойств пород, подвергаемых добыче и переработке. В первую очередь это касается минералогического состава, наличия и характеристик пропластков пустых и некондиционных пород;

разнотипность месторождений по условиям залегания, обводненности (сухие, частично и полностью обводненные) и строения;

широкий диапазон запасов месторождений.

К специфике предприятий, осуществляющих разработку месторождений строительных, горных пород, относятся:

1. Ряд специальных требований к сырью и готовой продукции, не имеющих аналогов в других подотраслях горной промышленности (жесткие требования к крупности материала, прочности, форме зерен щебня, химическому составу, содержанию загрязняющих примесей и др.).

2. Массовость и повсеместность потребления минеральных строительных материалов. Однако неодинаковый масштаб потребления сырья в различных районах приводит к резкой неоднородности предприятий по производственной мощности, структуре и типу механизации основных процессов производства и технико-экономическим показателям их работы.

3. Относительно низкая стоимость ограничивает экономически целесообразную зону потребления продукции одного предприятия (рациональное расстояние перевозок). Это в большинстве случаев обусловливает необходимость ведения горных работ в сравнительно небольших объемах.

4. В промышленности нерудных строительных материалов, в отличие от рудной и угольной промышленности, удельный вес маломощных предприятий чрезвычайно высок, что в значительной степени является результатом влияния факторов, изложенных в п. 2.

5. Сравнительно небольшие объемы производства на таких карьерах не позволяют эффективно применять буровое и выемочно-погрузочное оборудование большой единичной мощности, которое используется на открытых разработках угольных и рудных месторождений. Это требует применения специальных средств комплексной механизации, учитывающих специфику этих предприятий, и, в первую очередь, мобильного оборудования.

6. Для большинства предприятий расстояние транспортирования сырья до завода (фабрики) изменяется в пределах 1-5 км. Предприятиям присуща органическая взаимосвязь между технологией добычи сырья и технологией его переработки.

7. Неодинаковая степень распространения и различные условия залегания отдельных видов минерального сырья приводят к дефициту их (например, высококачественные стекольные пески) в различных районах страны и к большим расходам на перевозку с места их добычи к месту потребления.

8. Резкие колебания потребностей снабжаемого района в сырье того или иного вида в зависимости от типа и масштабов намечаемого строительства накладывают дополнительные условия на выбор технологических схем и комплексов механизмов, требуют их повышенной гибкости с целью обеспечения возможности быстрой перестройки работ в соответствии с изменением режима потребления сырья.

9. Возможность использования нерудных строительных материалов и отходов при их переработке в различных отраслях народного хозяйства предопределяет как комплексное их использование, так и комплексное решение технологической и

экономической структуры всего предприятия, включая и переработку.

10. Ввиду постоянного ужесточения экологических требований в разработку вовлекаются месторождения со все более неблагоприятными горно-геологическими условиями, что усложняет как технологию их разработки, так и технологию переработки сырья, резко повышая, в частности, актуальность процесса управления качеством сырья в карьере.

Характеризуя минеральные строительные материалы, строительные горные породы и их месторождения, следует отметить, что изложенные сведения являются крайне необходимыми для горных инженеров, специализирующихся по разработке месторождений сырья для производства минеральных строительных материалов. Горный надзор карьера (горный мастер, начальник участка и т.д.), оценивая состояние забоя, очередность работ в нем по площади, направление его подвигания и т.д., должен быть хорошо осведомлен о требованиях к разрабатываемым строительным породам и к получаемым из них материалам, чтобы обеспечить максимальный выход кондиционного полезного ископаемого и строительных материалов.

Быстро и надежно проектировать разработку месторождений строительных пород, принимать решения по параметрам карьеров и технологическим процессам в них, можно только имея глубокие знания об их происхождении, строении, горно-геологических условиях залегания, распределении качественных разностей по площади и на глубину и о взаимосвязи морфологических признаков месторождений с технологией их разработки.

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте современные минеральные строительные материалы: назначение и способы производства.
2. Назовите горные породы, используемые для производства щебня, цемента.
3. Назовите морфологические признаки классификации месторождений строительных горных пород.

2. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

2.1 ОСНОВНЫЕ ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ ПОНЯТИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ. ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ КАРЬЕРОВ

Подавляющее большинство месторождений строительных горных пород в настоящее время разрабатывается открытым способом, т.е. с земной поверхности, в силу благоприятных горно-геологических условий их залегания, а также низких цен основных минеральных строительных материалов, не окупающих значительных затрат на их добычу, присущих подземной разработке полезных ископаемых.

В результате производства открытых горных работ на земной поверхности образуется совокупность горных выработок, называемая **карьером**. Карьером называют также горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения.

Месторождение или часть его, отрабатываемая одним карьером, называется **карьерным полем**. При большом простирании и площади, что присуще многим пластовым и линзообразным месторождениям строительных пород, они делятся на несколько карьерных полей и отрабатываются несколькими карьерами.

Многие месторождения гравийно-песчаных пород и известняков можно рассматривать как отдельные, близрасположенные залежи, разделенные различными элементами рельефа земной поверхности.

Карьер, как правило, является частью (цехом) более крупного предприятия (комбината, карьероуправления), куда, кроме него, входят либо обогатительная фабрика, либо дробильно-сортировочный завод, а также промышленная площадка с комплексом зданий и сооружений механических мастерских, электроцехов, депо, подстанций, гаражей, корпусов бытового назначения и т.д. Все это требует значительной территории для размещения. Кроме того, при невозможности размещения извлекаемых из карьера пустых пород в его выработанном пространстве (при отработке наклонных и крутых месторождений) необходимы площади под внешние отвалы пустых пород.

Органы власти на местах, где расположено подлежащее разработке месторождение, по запросу соответствующего ведомства и при наличии утвержденного проекта на разработку выделяют и закрепляют за горнодобывающим предприятием необходимый участок земной поверхности, который называется **земельным отводом** (рис. 2.1). Часть земельного отвода,

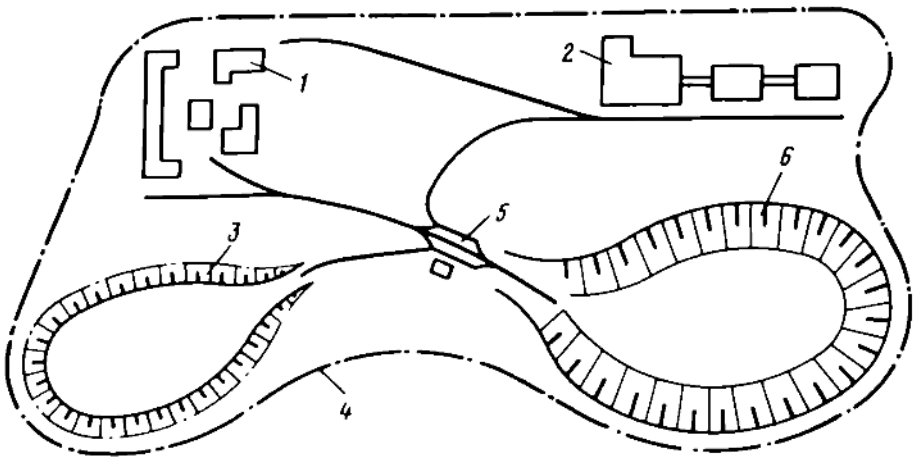


Рис. 2.1. Схема земельного отвода горнодобывающего предприятия:
1 - промышленная площадка; 2 - дробильно-сортировочный завод; *3* - отвал; *4* - граница земельного отвода; *5* - станция; *6* - карьер

где ведутся горные работы, влекущие за собой нарушение земной поверхности, называется г о р н ы м о т в о д о м.

На рис. 2.2 приведены разрез и план карьера, его основные элементы и параметры.

Линия, ограничивающая карьер (карьерное поле) на дневной поверхности, называется в е р х н и м к о н е ч н ы м к о н т у р о м к а р ь е р а (*1-1*).

Линия, ограничивающая карьер на конечной глубине, называется н и ж н и м к о н е ч н ы м к о н т у р о м к а р ь е р а (*2-2*).

Конечным контурам карьера соответствует его конечная глубина $H_к$.

В процессе работы карьера его контуры и глубина до достижения конечных положений постоянно видоизменяются, занимая промежуточные положения (*1-1'*, *2'-2'* и $H'_к$ на рис. 2.2).

В пределах определенных (принятых) контуров разработка осуществляется слоями, называемыми у с т у п а м и, мощность которых принято называть в ы с о т о й у с т у п а. Каждый уступ отрабатывается самостоятельными средствами выемки и транспортирования. Конструкция его приведена на рис. 2.3.

Наиболее распространенные значения высоты уступов h на современных карьерах равны 10, 12, 15, 20 м. При отработке горизонтальных месторождений высота уступов определяется вертикальной мощностью различных пластов пород.

Горизонтальные плоскости, ограничивающие уступ по высоте, являются его в е р х н е й $S_в$ и н и ж н е й $S_н$ площадками.

Наклонная поверхность, ограничивающая уступ со стороны

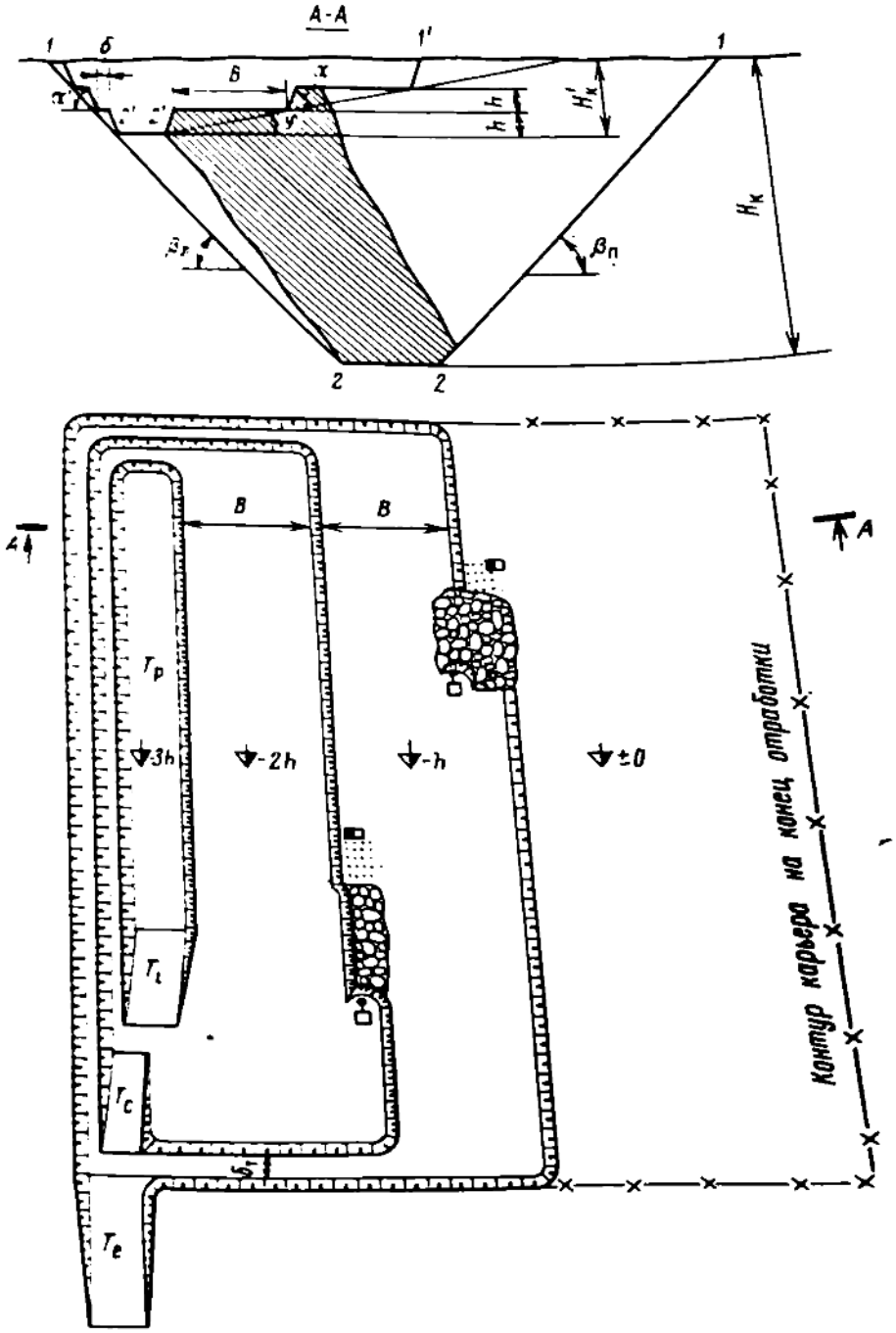


Рис. 2.2. Элементы и параметры карьера

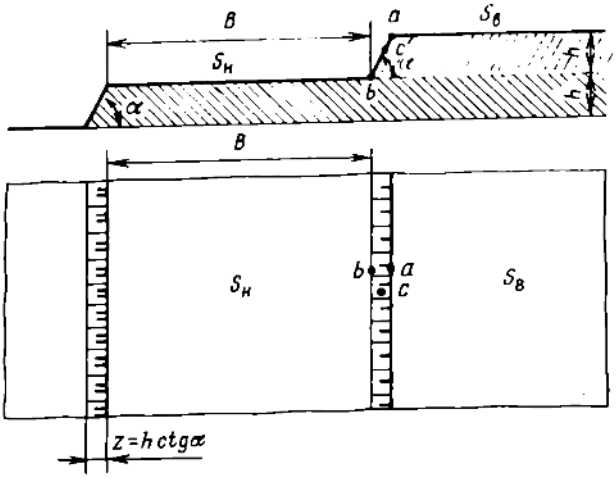


Рис. 2.3. Конструкция и элементы уступа

выработанного пространства, называется откосом уступа *c*.

Угол, образуемый этой плоскостью с горизонтальной плоскостью (нижней площадкой), называется углом откоса уступа: рабочего α, если уступ находится в отработке, и нерабочего α', если уступ достиг конечного контура карьера. Обычно углы откоса рабочих уступов $\alpha = 65 \div 80^\circ$, нерабочих уступов $\alpha' = 45 \div 60^\circ$ (для рыхлых несвязных пород $\alpha' < 45^\circ$). Последние должны обеспечивать долговременную устойчивость уступов.

Линии пересечения откоса уступа *c* с верхней $S_в$ и нижней $S_н$ площадками называются соответственно верхней *a* и нижней *b* бровками уступа.

Проекция откоса уступа на горизонтальную плоскость называется залożением (положением) откоса уступа (*z* на рис. 2.3). Оно зависит от высоты уступа и угла его откоса $z = h \operatorname{ctg} \alpha$. Следует отметить, что на планах карьеров добычные и породные уступы имеют различное обозначение (см. рис. 2.3).

Иногда уступы в процессе эксплуатации делятся на подуступы (например, при отработке контактных зон пустых пород с полезным ископаемым с целью уменьшения его потерь и примешивания к нему пустых пород). Подуступы в этих случаях могут иметь однотипное или различное самостоятельное выемочно-погрузочное оборудование, но общие транспортные средства и коммуникации.

Если на площадках, ограничивающих уступ по высоте, располагается горнотранспортное оборудование, с помощью которого осуществляется отработка уступов, то эти площадки называются рабочими площадками. Ширина рабочих площадок *B* (см. рис. 2.2 и 2.3) в

карьере зависит от физико-механических свойств слагающих уступ пород, а также принятых технологических схем его отработки и определяется:

в с к а л ь н ы х п о р о д а х - шириной развала пород после взрыва и расстоянием между кромкой развала и верхней бровкой нижележащего уступа, обеспечивающим нормальные условия работы горнотранспортного оборудования.

в р ы х л ы х п о р о д а х - расстоянием от нижней бровки вышележащего уступа до верхней бровки нижележащего уступа, обеспечивающим нормальные условия работы горнотранспортного оборудования.

На современных карьерах ширина рабочих площадок B = = 40÷70 м.

Рабочие площадки карьера, имеющие одну высотную отметку, составляют р а б о ч и й г о р и з о н т к а р ь е р а.

Уступы, достигшие конечных бортов карьера, разделяются площадками, которые называются б е р м а м и и бывают двух назначений:

т р а н с п о р т н ы е б е р м ы $\delta_т$ служат для размещения транспортных коммуникаций, по которым осуществляется грузотранспортная связь рабочих площадок со вскрывающими выработками, а через них - с поверхностью. Ширина транспортных берм определяется видом технологического транспорта и интенсивностью движения по ним;

п р е д о х р а н и т е л ь н ы е б е р м ы $\delta_п$ служат для обеспечения устойчивости конечного борта карьера и задержания кусков породы, обрушающихся при выветривании уступов. Ширина их должна быть не менее одной трети расстояния по вертикали между двумя соседними бермами. Во всех случаях ширина бермы должна обеспечивать механизированную ее очистку, т.е. нормальную безопасную работу механизмов, применяемых на очистке.

Условная поверхность, проходящая через одноименные бровки уступов, называется о т к о с о м р а б о ч е г о б о р т а, если уступы рабочие, и о т к о с о м н е р а б о ч е г о б о р т а, если уступы нерабочие, т.е. борт находится в конечном положении.

Угол, образуемый откосом борта с горизонтальной поверхностью, называется у г л о м о т к о с а р а б о ч е г о φ и л и н е р а б о ч е г о β б о р т а. Величина их определяется высотой уступов, шириной рабочих площадок, устойчивостью пород и находится в следующих пределах: для рабочего борта φ = 7÷17° (иногда до 22-23°), нерабочего борта β = 30÷53°. При наличии в бортах нескольких типов пород с различными физико-механическими свойствами значения углов по периметру карьера могут меняться (например, $\beta_л$ и $\beta_п$ на рис. 2.2).

Совокупность уступов, находящихся в разработке, является р а б о ч е й з о н о й к а р ь е р а. Общая протяжен-

ность рабочих уступов составляет фронт горных работ карьера, который при выделении породных и добычных уступов разделяется на породный и добычной.

Грузотранспортная связь карьера с поверхностью, рабочих горизонтов между собой, а также вскрытие его новых горизонтов осуществляется с помощью наклонных вскрывающих выработок: внешних T_e и внутренних T_i въездных траншей и съездов T_c.

После вскрытия нового горизонта карьера (въездная траншея T_i на рис. 2.2) на нем проходят разрезную траншею (T_p на рис. 2.2), один (правый в нашем случае) или оба борта которой служат вновь созданным фронтом горных работ. Траншеи имеют трапецеидальное сечение. При расположении их на склоне (косогоре) они становятся полутраншеями с сечением, близким к треугольному.

В конечных контурах карьера содержатся определенные запасы полезного ископаемого и объемы вмещающих его пустых пород, которые совместно составляют объемы горной массы карьера. Запасы полезного ископаемого определяют производительность и срок существования карьера, а объемы пустых пород - площади внеших отвалов.

2.2. ДОБЫЧНЫЕ И ВСКРЫШНЫЕ РАБОТЫ В КАРЬЕРЕ

Горные работы в карьере подразделяются на добычные и вскрышные.

Вскрышные работы заключаются в удалении пород вскрыши и обеспечении таким образом доступа к полезному ископаемому и безопасных условий его добычи.

Добычные работы заключаются в извлечении полезного ископаемого в заданных объемах и требуемого качества.

Вскрышные и добычные работы в карьере выполняются совместно, но с некоторым опережением начала вскрышных работ в пространстве и времени. Последнее определяется тем, что практически все месторождения перекрываются слоем рыхлых отложений или почвенно-растительным слоем, и в начальный период отработки месторождений разрабатываются только пустые породы.

Технические решения и экономические результаты открытой разработки месторождений во многом зависят от соотношения объемов вскрышных и добычных работ в целом (в конечных контурах) и на различных этапах деятельности карьера.

Количественной оценкой этих соотношений служит коэффициент вскрыши. В общем случае под коэффициентом вскрыши понимается количество вскрышных пород, ис-

числяемое на единицу полезного ископаемого при разработке месторождений открытым способом. Коэффициенты вскрыши могут выражаться отношением объемов и масс пустых пород и полезного ископаемого и иметь размерности $м^3/м^3$, $м^3/т$, $т/т$.

Различают с р е д н и й, с р е д н е э к с п л у а т а ц и о н н ы й, с л о е в о й, т е к у щ и й (э к с п л у а т а ц и о н н ы й), г р а н и ч н ы й и п л а н о в ы й к о э ф ф и ц и е н т ы в с к р ы ш и.

Плановый и граничный коэффициенты являются понятиями экономическими, остальные - геометрическими. На рис. 2.4 приведена их геометрическая интерпретация.

С р е д н и й к о э ф ф и ц и е н т в с к р ы ш и $n_{ср}$ - это отношение объема пустых пород в конечных контурах карьера V к объему полезного ископаемого в тех же контурах P ($м^3/м^3$)

$$n_{ср} = V/P. \qquad (2.1)$$

Средний коэффициент вскрыши используется при определении границ, производительности и режимов работы карьеров.

С р е д н е э к с п л у а т а ц и о н н ы й к о э ф ф и ц и е н т в с к р ы ш и $n_{срэ}$ - это отношение объема вскрышных пород в конечных контурах карьера V за вычетом объемов пустых пород, удаляемых в период строительства $V_{стр}$, к запасам полезного ископаемого в этих контурах P за вычетом

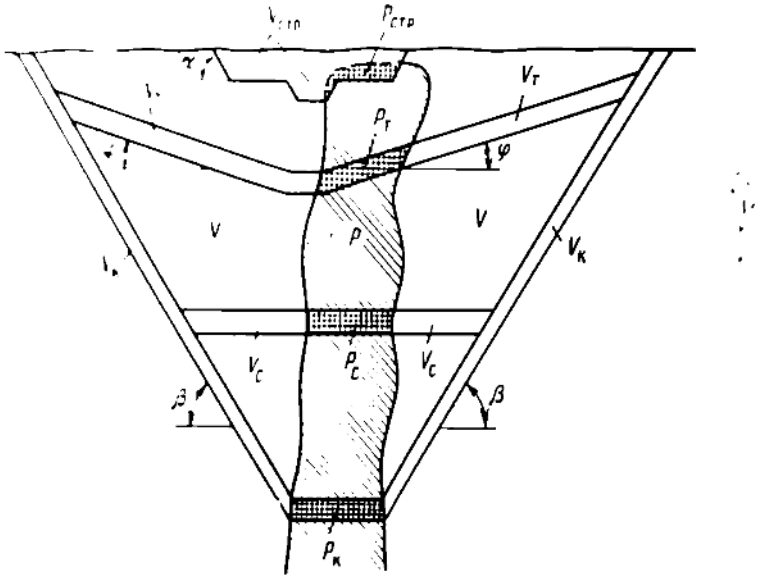


Рис. 2.4. Геометрическая интерпретация коэффициентов вскрыши:
α - угол откоса рабочего уступа; φ - угол откоса рабочего борта; β - угол откоса борта в конечном положении

полезного ископаемого, добываемого в карьере в период строительства $P_{стр}$ (м³/м³):

$$n_{срэ} = (V - V_{стр})/(P - P_{стр}). \quad (2.2)$$

Среднеэксплуатационный коэффициент используется при определении производительности карьеров.

Текущий (эксплуатационный) коэффициент вскрыши - это отношение объемов пустых пород, извлекаемых из карьера за какой-то период времени (год, квартал, месяц), к полезному ископаемому, добываемому за тот же период (м³/м³):

$$n_т = V_т/P_т. \quad (2.3)$$

Текущий (эксплуатационный) коэффициент вскрыши используется при определении границ карьеров и развития их производительности по полезному ископаемому, пустой породе и горной массе.

Слоевым коэффициентом вскрыши $n_с$ называется отношение объемов пустых пород в границах эксплуатационного слоя (мощностью, чаще всего равной высоте уступа) к запасам полезного ископаемого в этом же слое (м³/м³):

$$n_с = V_с/P_с. \quad (2.4)$$

Контурный коэффициент вскрыши $n_к$ - это отношение объемов вскрышных пород $V_к$ к объемам полезного ископаемого $P_к$, прирезаемым к карьеру при расширении его контуров (м³/м³):

$$n_к = V_к/P_к. \quad (2.5)$$

Контурный коэффициент используется при определении границ открытых работ, конечной глубины карьера.

Граничный коэффициент вскрыши $n_г$ определяется из экономических предпосылок и является критерием, к которому приравниваются средний, текущий, контурный коэффициенты и др. при определении границ открытых работ по соответствующему принципу.

По плановому коэффициенту вскрыши устанавливают величину погашения затрат на вскрышные работы в период эксплуатации при планировании себестоимости полезного ископаемого.

В настоящее время многие исследователи предлагают более совершенный критерий оценки соотношения пород и полезного ископаемого в карьере. Так, В.Г. Близнюков считает, что таким критерием должен быть коэффициент горной массы $n_{гм}$ - отношение единицы объема удаляемой горной массы к единице извлекаемого из недр полезного компонента (например, металла) (м³/т), т.е.

$$n_{гм} = Q_{гм}/Q_м = (P + V)/Q_м, \quad (2.6)$$

где $Q_{гм}$ - объем горной массы, м³; $Q_м$ - количество металла, т;

$$Q_п = P\rho a, \tag{2.7}$$

где [illegible] плотность полезного ископаемого, т/м³; a – среднее содержание [illegible] в полезном ископаемом (например, металла в руде), доли ед.

Из выражений (2.6), (2.7)

$$k_в = \frac{V}{P\rho a}, \tag{2.8}$$

где [illegible] коэффициент вскрыши, м³/м³.

Как [illegible] представляется использовать в качестве критерия показатель [illegible] отходов ПКО, т.е. объем отходов (вскрыша V плюс отходы обогащения V', приходящийся на единицу полезного компонента, содержащегося в товарной продукции P:

$$ПКО = (1 + V')/P\rho a.$$

[illegible] Однако, следуя современной тенденции комплексного освоения недр, считает, что наиболее полно отражает такую технологию коэффициент извлечения $k_и$, под которым понимается отношение объемов добываемого полезного ископаемого (полезных ископаемых) P к разрабатываемому для этого объему горной массы $Q_г$:

$$k_и = P/Q_г.$$

Все [illegible] предложенные критерии имеют взаимосвязь с рассмотренным выше коэффициентом вскрыши и позволяют обеспечивать более надежные результаты при проектировании разработки месторождений, особенно [illegible]

2.3 ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА РАЗРАБОТКУ ГОРНЫХ ПОРОД В КАРЬЕРАХ

При рассмотрении горных пород отмечен представительный ряд их физико-механических свойств, каждое из которых имеет широкий диапазон значений. Для оценки конкретной горной породы как предмета открытой разработки, в первую очередь, с позиции воздействия на нее горного оборудования, наибольшее значение имеют прочность, плотность, сыпучесть, связность. По этим свойствам акад. В.В. Ржевским все горные породы разделены на три группы:

скальные и полускальные (в естественном их состоянии);

разрушенные (искусственно или естественно измененные породы первой группы);

плотные, мягкие (связные) и сыпучие.

Практически все скальные и полускальные породы в той или иной мере по площади месторождения и на глубину пронизаны системой трещин. По степени трещиноватости (блочности) пород в массиве Межведомственная комиссия по взрывному делу подразделяет их на пять категорий (табл. 2.1).

Еще на стадии разведки месторождения устанавливается пространственная ориентированность трещиноватости, степень заполнения трещин, состав и качество заполнителей. Трещиноватость ослабляет массив, что принято характеризовать коэффициентом структурного ослабления λ:

$$\lambda = K_м/K_к, \tag{2.9}$$

Классификация пород по трещиноватости

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) пород	Средний диаметр естественной отдельности, м	Содержание, %, в массиве отдельностей размером, мм		
			+400	+700	+1000
1	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	< 0,1	< 10	0	0
2	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1-0,5	10-70	< 30	< 5
3	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5-1	700-100	30-80	5-50
4	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1-1,5	100	80-100	40-100
5	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	> 1,5	100	100	100

где $K_м$ - сцепление отдельного куска породы при отрыве от массива, МПа; $K_к$ -, сцепление породы в образце (куске), МПа.

При оценке трещиноватости массива часто пользуются сейсмическими и акустическими методами. Результаты отражаются акустическим показателем трещиноватости A_i:

$$A_i = a_м^2/a_к^2, \qquad (2.10)$$

где $a_м$ и $a_к$ - скорость распространения продольных волн в массиве и куске породы соответственно, м/с.

Скальные и полускальные породы подлежат выемке только в разрушенном виде. Разрушены они могут быть естественным путем (выветривание, обрушение, тектонические процессы), в основном же искусственно целенаправленным взрывным или механическим способом при подготовке горной массы к выемке. В этом состоянии важнейшими характерными признаками пород являются связность и кусковатость (гранулометрический состав). Связность отражает характер связей между смежными кусками породы, и степень ее зависит от разрыхленности разрушенных пород и их кусковатости. Разрыхленность оценивается коэффициентом разрыхления $K_р$, определяемым как отношение объема разрушенной породы к ее объему в массиве. Кусковатость определяется средним линейным размером куска в анализируемом объеме разрушенных пород.

Плотные породы включают твердые глины, мел, глинистые руды и др., предел прочности которых не превосходит 5-20 МПа. Они поддаются выемке (экскавации) горными

машинами с усилием копания 0,3-0,4 МН/м^2 без предварительного разрыхления, но иногда для повышения производительности оборудования рыхлятся.

М я г к и е п о р о д ы (глины, суглинки, супеси, илы, лёссы и др.) имеют предел прочности при сжатии в пределах 1-5 МПа, легко без предварительного рыхления экскавируются рабочими органами горных машин с усилием копания 0,2-0,3 МН/м^3.

К с ы п у ч и м п о р о д а м относятся пески. Усилия копания песков минимальные, так как практически отсутствуют силы сцепления между отдельными частицами массива (исключая влажные пески в смерзшемся состоянии).

В завершение характеристики пород по трудности разработки (отделения от массива, копания горными машинами) нельзя не отметить тот факт, что однородные породы в месторождениях - явление достаточно редкое. Месторождения в большинстве своем представлены р а з н о р о д н ы м и породами. Наиболее характерными в этом отношении являются песчано-гравийные месторождения, числом значительно превосходящие однородные песчаные. Надо сказать, что разнородность пород в месторождениях составляет дополнительные трудности в поисках решений по технологии их отработки и в выборе соответствующих схем механизации.

Было бы не совсем справедливо считать, что трудность разработки месторождений определяют только горно-геологические условия залегания и физико-механические свойства горных пород, их слагающих. Существенное влияние на производство открытых горных работ оказывают климатические условия, воздействие которых проявляется либо непосредственно на работе горнотранспортного оборудования и трудящихся карьеров, либо на существенном изменении состояния и свойств разрабатываемых горных пород.

Мягкие, плотные и частично полускальные породы в зимнее время сильно промерзают, в результате создаются дополнительные трудности их выемки вследствие увеличивающейся прочности.

Еще одним свидетельством отрицательного влияния климата на работу горнотранспортного оборудования является намерзание заснеженных и влажных пород к рабочим органам выемочного оборудования и транспортным сосудам, что также ведет к снижению производительности.

П.И. Кох, анализируя данные потока отказов горных машин в зависимости от климатических факторов, предложил понятие технической жесткости холодного климата и формулу для ее определения, где учитывается влияние температуры, ветра и влажности:

$$S_т = (t_{min} + t_{ср})(1 + 0{,}05v_в)(1 + 0{,}02\sigma)\varphi, \qquad (2.11)$$

где t_{min} - минимальная из возможных температура воздуха, °С;

$t_{ср}$ - среднемесячная температура воздуха самого холодного месяца, °С; $v_в$ - средняя скорость ветра за три наиболее холодных месяца, м/с; σ - наибольшее рассеивание значений суточной температуры в течение наиболее холодного месяца, °С; φ - относительная влажность воздуха самого холодного месяца, доли ед.

По П.И. Коху, территория б. СССР делится на четыре зоны по технической жесткости климата (баллы): I зона - 135-95; II зона - 94-65; III зона - 64-25; IV зона - 24-0.

Таким образом, климат свидетельствует о необходимости учета его при выборе технологии разработки месторождений, горнотранспортного оборудования, а также учета климатического фактора при создании перспективного оборудования. Именно поэтому для районов Крайнего Севера и с низкими зимними температурами выпускается рабочее оборудование в специальном северном исполнении.

2.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ В КАРЬЕРАХ

Как и любое производство, добыча полезного ископаемого и извлечение вмещающих пустых пород в карьерах состоит из ряда основных и вспомогательных технологических процессов. К основным ведущим процессам горного производства относятся:

подготовка горной массы к выемке;

выемочно-погрузочные работы;

перемещение горной массы от пунктов погрузки в пункты приема полезного ископаемого (дробильно-сортировочный завод, обогатительная фабрика, склад и т.д.) и пустых пород (отвалы);

отвалообразование (формирование отвалов пустых пород), складирование полезного ископаемого при необходимости; рекультивация (приведение выработанного пространства и отвалов в состояние, удобное для хозяйственного использования).

Подготовка горных пород к выемке заключается в выполнении мероприятий (отделение от массива, рыхление, предохранение от промерзания, оттаивание и т.д.), обеспечивающих придание горной массе агрегатного состояния, пригодного для высокопроизводительного проведения последующих технологических процессов.

Затраты на подготовку горных пород к выемке составляют от 5 до 40% общих затрат на разработку 1 м^3 породы.

Выемочно-погрузочные работы заключаются в извлечении горной массы в забое рабочим органом погрузочной машины и размещении ее в транспортных сосудах или в отведенных для этого местах (насыпи, внутренние отвалы). При разработке скальных и полускальных пород забой выемочно-погрузочных машин находится в развале разрыхленной горной массы, подготовленной одним из вышеуказанных способов. Плотные, мяг-

кие, сыпучие породы, как правило, отделяются от массива непосредственно рабочим органом горных машин.

Затраты на выемочно-погрузочные работы составляют 15-40% общих затрат на разработку.

Перемещение карьерных грузов осуществляется на расстояние от нескольких десятков метров до десятков километров и является, пожалуй, самым трудоемким и дорогостоящим карьерным процессом. Затраты на него составляют 30-70% общих затрат на разработку.

Отвалообразование является завершающим основным технологическим процессом при открытой разработке месторождений и заключается в размещении пустых пород на отведенных для этого площадях, которые, как правило, должны быть наименее ценными в хозяйственном отношении.

Затраты на отвалообразование составляют от 5 до 20% общих затрат на разработку.

Рекультивация нарушенной в результате эксплуатации месторождения земной поверхности предусматривает комплекс мероприятий по приведению отвалов и выработанного пространства в состояние, пригодное для использования в качестве сельскохозяйственных, лесных угодий, зон отдыха, строительства и т.п. Горное предприятие выполняет горнотехническую рекультивацию, связанную с приданием выработанному пространству и отвалам соответствующих требованиям поверхностей, откосов, дорог, террас, распределением на них почвенно-растительного слоя и т.д. Горнотехническая рекультивация осуществляется, как правило, совместно с отвалообразованием и на завершающей стадии отработки карьера.

Каждому основному процессу разработки месторождения сопутствуют вспомогательные работы (вспомогательные процессы). Так, при подготовке пород к выемке вспомогательными процессами являются:

ликвидация нависей и заколов после взрывания; вторичное взрывание (выравнивание подошвы) и разделка негабаритов; планировка площадок уступов для установки и передвижения буровых машин; доставка к месту работ и в мастерские бурового инструмента, запасных частей и материалов; перемещение питающего кабеля и т.д.

При выемке и погрузке горной массы вспомогательные работы заключаются в следующем: зачистка полезного ископаемого; очистка рабочих органов и ходовой части от налипания и намерзания горных пород; уборка просыпавшейся при погрузке горной массы; опускание нависей и козырьков в забоях; перемещение питающего кабеля; доставка запасных частей и материалов к экскаваторам и др.

Самый большой объем вспомогательных работ в карьерах приходится на перемещение горной массы, т.е. транспортирование: подготовку трассы дорог; укладку; переукладку и содержание железнодорожных путей; строительство и содержание

автомобильных дорог; монтаж, перенос и текущее содержание контактной сети; ремонт и содержание подвижного состава; передвижку ленточных конвейеров; ремонт и содержание конвейерных ставов; уборку просыпей под ставами конвейеров; планировку площадок для установки и перемещения конвейерных ставов и др.

Вспомогательные работы при отвалообразовании аналогичны вышеперечисленным при выемочно-погрузочных и транспортных работах.

До настоящего времени не все вспомогательные процессы механизированы, поэтому требуют значительной доли ручного труда. На современных карьерах на них занято до 20-30% общего числа рабочих.

Современные горнодобывающие предприятия, разрабатывающие месторождения строительных горных пород, чаще всего являются комплексными, т.е. в их состав, кроме карьера, входит подразделение (дробильно-сортировочный завод, обогатительная фабрика, камнеобрабатывающий, кирпичный или цементный завод), которое перерабатывает сырье, добываемое в карьере, в готовую продукцию, пригодную к отправке потребителю. В зависимости от вида перерабатываемого сырья и требований к готовой продукции технологические схемы переработки нерудных строительных материалов могут включать следующие основные операции: дробление, промывку, грохочение, классификацию, обезвоживание и другие специальные процессы, соответствующие производимому продукту.

2.5. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

2.5.1. ХАРАКТЕРИСТИКА МЕТОДОВ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Подготовка горных пород к выемке заключается в придании им такого состояния, которое обеспечивает высокопроизводительную безопасную работу выемочно-погрузочного оборудования. При этом, как правило, предусматривается:

осушение месторождений, обеспечивающее обезвоживание массива, повышение таким образом устойчивости откосов уступов и бортов карьеров, несущей способности пород (особенно мягких) и создание благоприятных условий работы погрузочного оборудования, транспорта и перерабатывающего оборудования (главным образом, дробилок и грохотов);

оттаивание пород (рыхлых, мягких, сыпучих) для обеспечения разупрочнения их и возможности черпания рабочими органами выемочно-погрузочных машин;

утепление массивов с целью сохранения их в мягком состоянии в зимнее время при низких температурах;

управляемое обрушение пород, позволяющее отрабатывать высокие уступы с сохранением безопасности погрузочного оборудования;

механическое рыхление плотных, полускальных, сильнотрещиноватых скальных и мерзлых грунтов, обеспечивающее возможность их извлечения и требуемый гранулометрический состав;

разрушение (рыхление) массивов полускальных, мерзлых и скальных пород буровзрывным способом с целью обеспечения производительной погрузки высококачественной по кусковатости горной массы.

Значительная часть месторождений нерудных строительных материалов (песчано-гравийных, карбонатных) имеет сложные гидрогеологические условия (наличие грунтовых вод). Поэтому для их разработки необходимо производить осушение или водопонижение, являющееся одним из основных мероприятий по подготовке пород к выемке. Кроме того, для всех карьеров необходимо предусматривать гидротехнические сооружения, предохраняющие их от поступления осадков с прилегающих территорий, особенно в зонах с высокими нормами их выпадения, а также при расположении месторождений в нагорных условиях.

При глубине разработки не более 15 м осушение осуществляют проведением дренажных канав, направленных к зумпфу, откуда вода откачивается насосной установкой. При залегании обводненных пород глубже 15 м и хорошей их водопроницаемости применяют водопонижающие скважины с забивными фильтрами или с иглофильтрами при осушении грунтов, трудно отдающих воду.

Ливневые воды, поступающие в карьер, самотеком перемещаются по дренажным канавам к центральному водосборнику, откуда откачиваются насосами открытого водоотлива.

При расположении карьеров на склоне вдоль его внешнего конечного контура по поверхности с нагорной стороны проходят перехватывающие канавы, не допускающие поступления со склона ливневых вод в карьер.

Приведенные мероприятия по осушению, реализуемые за счет капитальных вложений, не исключают, однако, дополнительных эксплуатационных технологических мер, например, разбивки фронта горных работ на отдельные блоки, при этом в одном из них проводятся горные работы, а другие активно дренируются. Интересен в этом отношении проект отработки месторождения огнеупорных глин "Устье Брынкино" (Новгородская обл.), где организация горных работ предусматривает постоянное проведение опережающих дренажных выработок (рис. 2.5).

Подготовка пород к выемке оттаиванием, широко использующаяся при отработке россыпных месторождений, на карьерах нерудного сырья для производства строительных материалов, в настоящее время практически не находит применения. А вот предохранение от промерзания пород вскрыши песчано-гравийных и глинистых строительных пород в зимнее время очень расп-

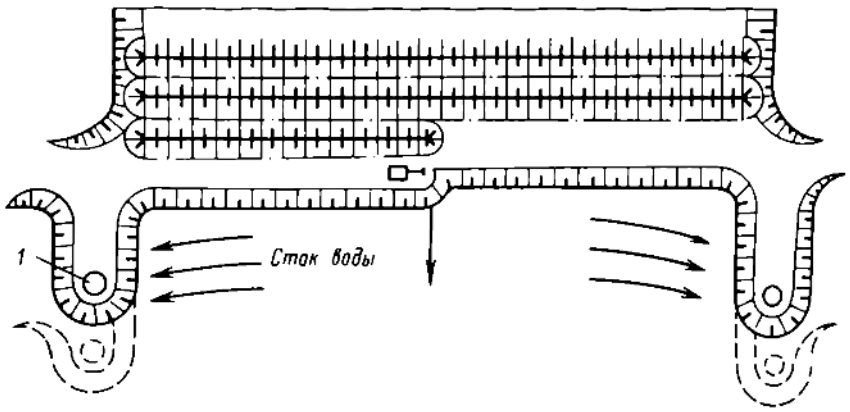


Рис. 2.5. Схема осушения опережающими дренажными выработками:
1 - зумпф

остранено. Для этого применяют вспашку, глубокое рыхление и боронование поверхности разрабатываемых уступов, что позволяет уменьшить теплопроводность породы благодаря наличию рыхлого, насыщенного воздухом слоя. Вспашку и рыхление производят специальными плугами или рыхлителями на глубину 0,3-0,4 м, а боронование - до 0,2 м. Применяют также глубокое (на 1-1,8 м и более) рыхление пород экскаваторами, что уменьшает глубину их промерзания в 2-3 раза. Иногда для более надежного предохранения массива от промерзания используют химические препараты (соли натрия и калия), рассыпая их по вспаханной поверхности, при условии нейтрального отношения к ним полезного ископаемого.

Предохранению от промерзания способствует снегозадержание с помощью снежных валов или щитов, которые располагают рядами перпендикулярно господствующему направлению ветров. Расстояние между рядами должно быть не более 15-кратной высоты преграды. За зимний период щиты переставляются от 2 до 5 раз. На 1 га необходимо 60-100 щитов.

Другим способом предохранения массива от промерзания является использование теплоизоляционных материалов. Так, плиты пенопласта толщиной 20-25 см полностью предотвращают промерзание песчано-гравийных пород, в то время как без покрытия глубина промерзания достигает 2,5-3 м.

Перечисленные способы утепления массива находят применение в каждом конкретном случае, исходя из климатической зоны, глубины промерзания грунта, количества выпадающих осадков и т.д.

При благоприятных горно-геологических условиях и соответствующих физико-механических свойствах пород подготовка их к выемке может осуществляться способом управляемого обрушения. При этом способе подготовки под действием силы тя-

жести породы уступа перемещаются к его основанию. Начальный импульс для движения пород может быть обеспечен различными приемами.

С использованием управляемого обрушения эффективно отрабатываются мягкие вскрышные и гравийно-песчаные породы. При этом высота уступов может в несколько раз превосходить высоту черпания используемого выемочно-погрузочного оборудования.

В рассмотренной ниже схеме отработка высокого уступа с использованием управляемого обрушения производится не вследствие ослабления, а наоборот, повышения его устойчивости. Это достигается предварительным обрушением верхней части уступа в зоне активного давления (рис. 2.6). В настоящее время для этих целей могут быть использованы экскаваторы - драглайны, оборудованные специальным органом обрушения. Экскаватор устанавливается на верхней площадке уступа за призмой обрушения и осуществляет подрезку породы вдоль поверхности уступа. Под собственным весом она перемещается к основанию уступа и отгружается в средства транспорта погрузчиком, расположенным на нижней площадке уступа вне зоны

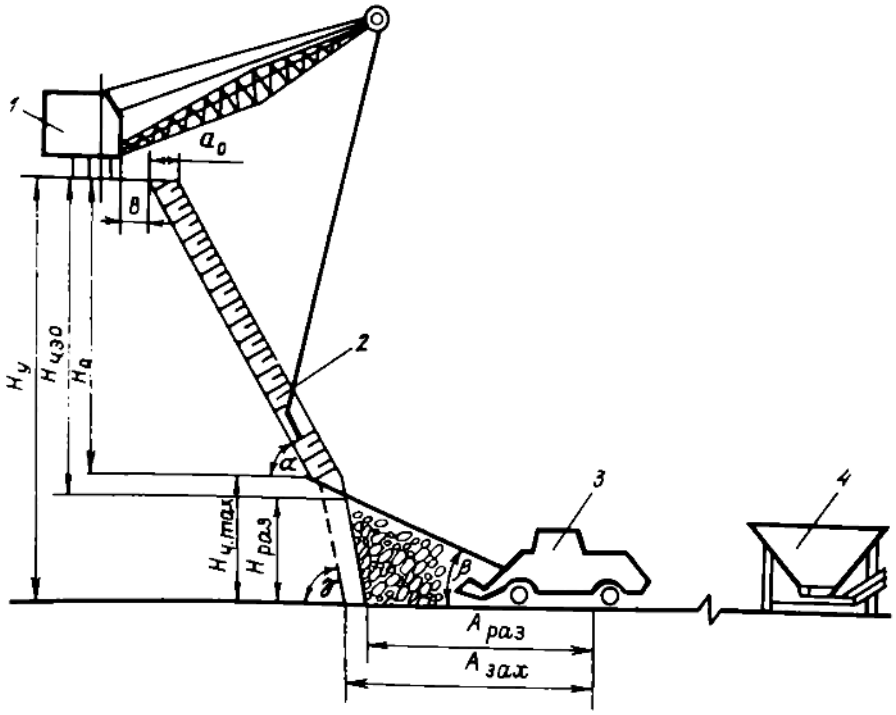


Рис. 2.6. Схема разработки уступа с обрушением его верхней части:
1 - экскаватор-драглайн; *2* - исполнительный орган обрушения; *3* - одноковшовый погрузчик; *4* - передвижной бункер-питатель

обрушения. Одновременно погрузчиком порода вынимается из призмы упора, чем достигается возможность повторения технологического цикла обрушения.

В отечественной практике подобная схема (с использованием на выемочно-погрузочных работах мехлопат) уже длительное время успешно используется, по предложению В.В. Никольского на гравийно-песчаных карьерах Дмитровского завода МЖБК. Для обрушения верхней части уступа при этом используется драглайн с рабочим органом в виде якоря.

Рассматриваемая технологическая схема характеризуется двумя группами параметров.

К первой группе параметров так называемой призмы "подработки" (призмы "упора") относятся: $A_{зах}$ - ширина заходки выемочно-погрузочного оборудования, м; $H_{ч.max}$ - максимальная высота черпания выемочно-погрузочного оборудования (погрузчика), м; $A_{раз}$ и $H_{раз}$ - соответственно ширина и высота развала обрушенной породы, м; γ - угол откоса забоя по целику в зоне работы выемочно-погрузочного оборудования, градус; β - угол откоса развала обрушенной породы, градус.

Ко второй группе параметров зоны обрушения породы относятся: $R_{ч.э.о}$ - максимальный радиус черпания экскаватора, осуществляющего заоткоску, м; $H_{ч.э.о}$ - максимальная глубина черпания экскаватора-драглайна, используемого для обрушения пород, м; $H_о$ - высота зоны обрушения, м; $a_о$ - ширина полосы обрушения, м; α - угол откоса уступа в зоне обрушения, градус; B - безопасное расстояние экскаватора-драглайна от обрушаемой призмы породы, м; $K_э'$ и $K_э''$ - коэффициенты запаса устойчивости уступа соответственно до заоткоски и после нее.

Параметры технологической схемы определяются тремя основными условиями:

первое условие $K_э'' > K_э' > K_э$,

где $K_э$ - допустимый коэффициент запаса устойчивости, определяемый нормами безопасности;

второе условие $H_{разв} < H_{ч.max}$,

$$H_{разв} = H_{ч.max} - \frac{a_о \sin\alpha \sin(180^\circ - \gamma)}{\sin(\gamma - \alpha)};$$

третье условие $H_у \leqslant H_{ч.max} + H_{ч.э.о}$,

$$R_{ч.э.о} \geqslant \frac{H_у - H_{ч.max}}{\operatorname{tg}\alpha} + a_о + B + 0{,}5\Gamma,$$

где $H_у$ - высота отрабатываемого уступа, м; Γ - ширина хода экскаватора-драглайна, м.

Ширина полосы обрушения (м) определяется из следующего выражения:

$$a_о = -M + \sqrt{M^2 - 4KC}/(2K),$$

где $K = \sin\alpha \sin\gamma\ [K_р \sin(\gamma - \alpha) - \operatorname{ctg}\beta + \operatorname{ctg}\gamma]$;

$M = 2K_р(H_у - H_{ч.max}) \sin(\gamma - \alpha) + 2H_{ч.max} \sin(\gamma - \alpha) \times$

$\times \sin\alpha \sin\gamma \operatorname{ctg}\beta - 2H_{ч.max}$;

$C = -H^2_{ч.max} \sin^2(\gamma - \alpha) \operatorname{ctg}\beta + H^2_{ч.max} \sin(\gamma - \alpha) \times$

$\times \operatorname{ctg}\gamma$;

$K_р$ - коэффициент разрыхления породы в развале.

$$Л_{разв} = H_{ч.max} \frac{\sin(\beta - \gamma)}{\sin\beta \sin\gamma} - a_о.$$

Приведенные выражения дают возможность определять параметры технологической схемы во взаимосвязи с основными рабочими параметрами используемого экскавационного оборудования.

Рассматриваемая схема с использованием для обрушения породы экскаватора-драглайна со специальным исполнительным органом скребкового типа опробована на ряде карьеров. Как показали эксперименты, при обрушении гравийно-песчаных пород производительность экскаватора с указанным органом обрушения в 5-7 раз выше, чем экскаватора-драглайна, осуществляющего перевалку породы обычным ковшом.

Использование в описанной схеме одноковшовых фронтальных погрузчиков взамен мехлопат имеет существенные преимущества: повышение безопасности производства работ благодаря большей маневренности погрузчиков; отсутствие снижения производительности при уменьшении ширины отрабатываемой заходки. Производительность погрузчика при работе по данной схеме существенно возрастает вследствие отгрузки значительного объема уже разрыхленной породы из развала.

2.5.2. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ МЕХАНИЧЕСКИМ РЫХЛЕНИЕМ

Механическое рыхление представляет собой процесс послойного отделения от массива и одновременного разрушения горных пород, осуществляемый специальным оборудованием - рыхлителем, прицепляемым или навешиваемым на тягач - гусеничный трактор.

Область применения механического рыхления определяется прочностью и трещиноватостью, которые принято характеризовать скоростью распространения упругих волн и акустическим показателем трещиноватости массива, рассчитываемым по зависимости (2.10). Согласно современному техническому оснащению механическое рыхление эффективно в породах, в которых скорость распространения волны не превышает 2000 м/с.

По числу зубьев бывают однозубые и многозубые (до пяти)

Техническая характеристика отечественных бульдозеров-рыхлителей Таблица 2.2

Показатели	ДЗ-116АХЛ	ДЗ-117А	ДЗ-35С	ДЗ-126 (Д-652АС)	ДЗ-126АХЛ	ДЗ-94С	ДЗ-95С	ДЗ-129ХЛ
Базовый трактор	Т-130.МГ-1	Т-130.МГ-1	Т-180.ГКС		ДЭТ-250		Т-330	
Тяговый класс	60	60	90	150	150	150	150	150
Мощность двигателя, кВт	117	117	132	222	222	243	243	243
Бульдозерное оборудование	ДЗ-110АХЛ	ДЗ-109	ДЗ-35		ДЗ-118	ДЗ-59ХЛ	ДЗ-60ХЛ	ДЗ-124ХЛ (полусферический отвал)
Тип лемеха (отвала)	Неповоротный	Поворотный			Неповоротный			
Размеры отвала, мм:								
длина	3220	4110	3640		4310	4730		4860
высота	1300	1140	1200		1550	1750		1880
Объем породы, перемещаемый лемехом, $м^3$	2,9	2,9	2,8		5,5	7,8		9,2
Рыхлительное оборудование:	ДП-26С		ДП-22С	ДП-9С	ДП-9ВХЛ		ДП-10С	ДП-29ХЛ
тип навески				Четырехзвенная				
число зубьев	1	1	1-3	1-3	1	1-3	1-3	1
угол рыхления, градус	48	45	48	50	48	45	45	30-83
расстояние между осями зубьев, мм			800	1020	-	850	850	-
ширина наконечника зуба, мм	60			105	105	114	114	114
глубина рыхления, мм	450	450	500	700	1200	700	700	1400
масса, кг	1400	1400	3200	5925	3650	5240	5240	6000
Масса агрегата в сборе, кг	17470	17658	22400	40715	38500	50630	49930	51300

рыхлители. Для крепких (скальных и полускальных) пород применяются только однозубые рыхлители.

Отечественной промышленностью серийно выпускается ряд бульдозеров-рыхлителей на тракторах мощностью от 117 до 243 кВт (табл. 2.2).

На рис. 2.7 приведена схема взаимодействия рабочего органа рыхлителя (зуб со стойкой) с разрабатываемыми породами.

Оптимальный угол резания находится в пределах $\gamma = 30 \div 45^\circ$. Уменьшение и увеличение угла сопровождается ростом сопротивления резанию.

Угол заострения зуба или его наконечника ω принимается равным $20\text{-}30^\circ$, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол был $\varphi > 8 \div 10^\circ$ при рыхлении мерзлых и $\varphi \geqslant 5 \div 7^\circ$ при рыхлении скальных и полускальных пород. Уменьшение угла ведет к смятию породы задней гранью наконечника, увеличению его износа и сопротивления породы рыхлению.

При движении рыхлителя по намечаемым линиям рыхления, расположенным на расстоянии C друг от друга, каждый зуб разрушает породу в границах трапецеидальной прорези глубиной $h_з$ (заглубление зуба), в монолитных породах в нижней части прорези образуется щель (рис. 2.8, *а*), высота которой $h_щ = (0{,}15 \div 0{,}2)h_з$ и ширина основания $b \approx b_з$ (толщине зуба или его наконечника). Угол наклона боковых стенок прорези α находится в пределах $40\text{-}60^\circ$ и зависит от свойств пород и конструкции зуба.

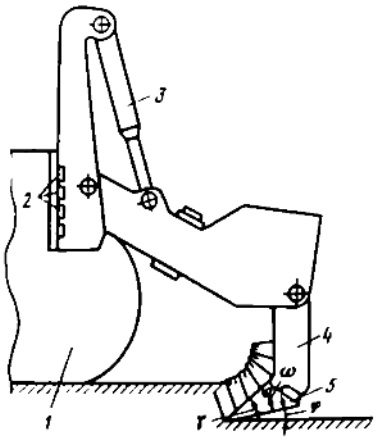


Рис. 2.7. Конструктивная схема навесного рыхлителя с параметрами рабочего органа:
1 - тягач; 2 - крепление рыхлителя; 3 - гидроцилиндр; 4 - стойка; 5 - наконечник

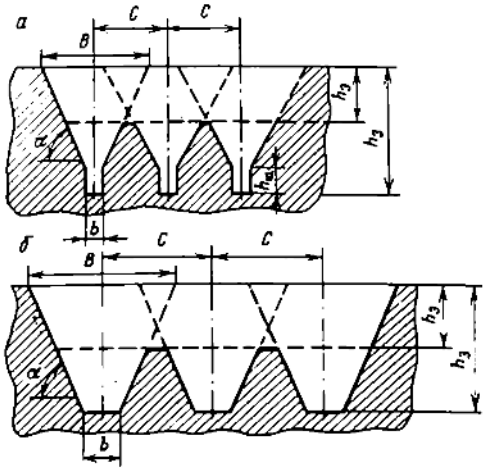


Рис. 2.8. Схема разрушения пород при механическом рыхлении в монолитном (*а*) и трещиноватом (*б*) массиве

Классификация горных пород по рыхлимости

Таблица 2.3

Горные породы	Коэффициент крепости f	Акустические характеристики		Рыхлимость пород	Угол наклона стенок прорези α, градус	Техническая скорость рыхлителя $v_{ср}$, м/с	Возможное заглубление зуба рыхлителя Д-652 АС (ДЗ-126) $h_з$, м
		$v_к$, м/с	$A_i = \frac{v_м^2}{v_к^2}$				
Плотные породы с включением валунов, каменный уголь, сцементированная щебенистая масса, разрушенные сланцы	0,5-2,2	600-1200	0,6-0,9	Легкорыхлимые	35-50	0,9-1,5	1-0,8
Мягкий известняк, сланцы, мергель, мел, опока, гипс, отвердевшие и мерзлые глины	2,2-4,5	1000-2000	0,6-0,9	Средней трудности рыхления	40-60	0,8-1,2	0,8-0,6
Сильнотрещиноватые прочные известняки, песчаники и сланцы	2,2-4,5	2500-4500	< 0,4	То же	40-60	0,8-1,2	0,8-0,6
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мрамор, глинистые сланцы	4,5-7	2000-2500	0,4-0,6	Труднорыхлимые	40-70	0,4-0,8	0,6-0,2
Мелкослоистые прочные известняки, железные руды с прослойками очень прочных пород мощностью до 0,2-0,3 м	4,5-7	4000-6000	> 0,6	То же	40-70	0,4-0,8	0,6-0,2
Малотрещиноватые прочные известняки, песчаники и более прочные породы	> 7	> 3500	> 0,6	Очень труднорыхлимые	50-70	0,4-0,8	0,6-0,2

При рыхлении хрупких трещиноватых пород щель в основании трапеции разрушения отсутствует (рис. 2.8, *б*).

Рыхлимость пород зависит от прочности пород и трещиноватости массива и определяется возможным заглублением зуба рыхлителя. В табл. 2.3 и на рис. 2.9 приведена классификация пород по рыхлимости.

На рис. 2.10 приведена технологическая схема рыхления горизонтальными слоями по челноковой схеме, когда прямые и обратные ходы (резы) рыхлителя являются рабочими (сплошные линии). Между смежными резами в нижней части остаются зоны неразрушенной породы (целики), что затрудняет ее последующую выемку. Поэтому в практике механического рыхления для разрушения целиков часто прибегают к производству перекрестных резов (показаны пунктиром на рис. 2.10), расстояние между которыми $C' = (1{,}2 \div 1{,}5)C$.

Следует отметить, что в трехметровой зоне у верхней бровки уступа из условия безопасности рыхлители должны совершать рабочий ход только перпендикулярно бровке (фронту) уступа.

Как правило, ввиду широкого распространения рыхлительно-бульдозерных комплексов тягач снабжается навесным рыхлительным и бульдозерным оборудованием (см. табл. 2.2) и последовательно выполняет рыхлительные и выемочные функции. В нашем случае, окончив рыхление, агрегат перемещает породу к откосу и сбрасывает ее на нижнюю площадку, где погрузку разрыхленной горной массы в автосамосвалы осуществляет погрузчик.

По технологии рыхления наклонными слоями до 20°

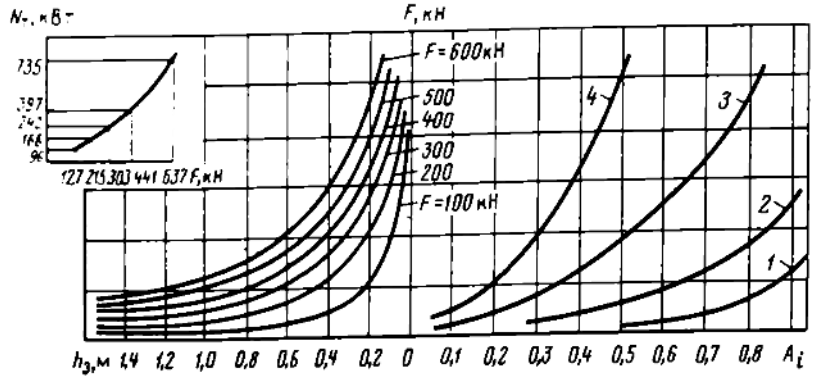


Рис. 2.9. Номограмма для определения возможного заглубления $h_з$ зуба рыхлителя в зависимости от акустических характеристик массива $v_к$ и A_i, мощности тягача $N_т$ и силы тяги F рыхлителя:
1, 2, 3, 4 - при значениях $v_к$, равных соответственно 1000, 2000, 3000 и 4000 м/с

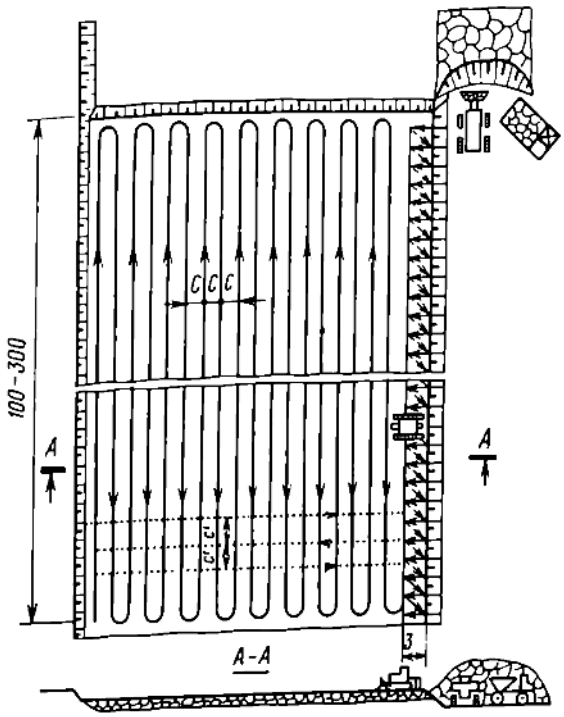


Рис. 2.10. Технологическая схема рыхления на горизонтальной площадке:
← рабочий ход; ← — - холостой ход; ..... - перекрестный рез

(рис. 2.11) рабочий ход осуществляется под уклон, при этом достигается максимальное использование тягового усилия рыхлительного агрегата. Подъем на новый рабочий ход является, как правило, холостым.

В этом случае при бульдозировании образуется штабель высотой, обеспечивающей высокопроизводительную работу погрузчика.

Расчеты параметров и эксплуатационных показателей механического рыхления в зависимости от поставленной цели и исходных данных сводятся к определению параметров одиночной борозды, расстояния между проходами, производительности рыхлителя и их необходимого числа.

Из табл. 2.3 или номограммы (см. рис. 2.9) определяется величина заглубления зуба $h_з$.

Глубина эффективного рыхления при параллельных проходах определяется по формуле

$$h_э = \frac{1}{K_2}\left[K_1 h_з - \frac{\operatorname{tg}\alpha}{2}(c - b)\right], \qquad (2.12)$$

где K_2 - коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости

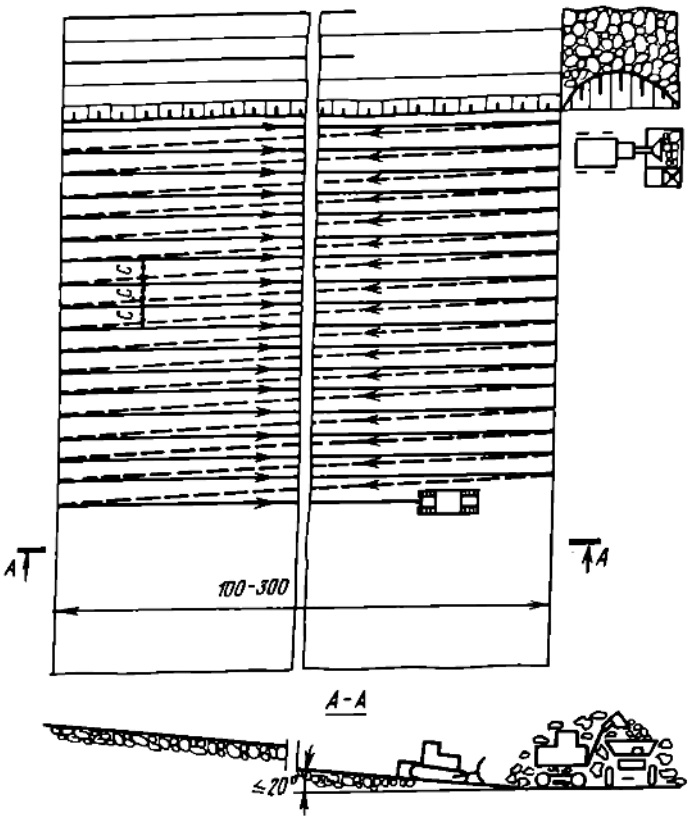


Рис. 2.11. Технологическая схема рыхления на наклонной площадке

пород на размеры образующихся при параллельных проходах неразрушенных гребней (табл. 2.4); K_1 - коэффициент, учитывающий форму поперечного сечения прорези (см. табл. 2.4); h_3 - глубина внедрения зуба рыхлителя, м; α - угол откоса

Таблица 2.4

Значения коэффициентов K_1, K_2 и ширина основания прорези b

Характеристика пород по трещиноватости	K_1	K_2	b, м
Малотрещиноватые (A_i = 0,6÷0,9)	0,75-0,9	0,95-1	$(1÷1,5)b_з$
Среднетрещиноватые (A_i = 0,6÷0,4)	0,9-1	0,9-0,95	$(1,5÷2,5)b_з$
Сильнотрещиноватые (A_i < 0,4)	1	0,8-0,9	$(2,5÷4)b_з$

стенок прорези (борозды), градус; C - расстояние между смежными проходами, м; b - ширина меньшего основания трапецеидального сечения прорези, м (см. табл. 2.4).

При применении перекрестных проходов глубина эффективного рыхления $h_э'$ приближается к величине заглубления зуба, т.е. $h_э' = h_з$.

Если величина $h_э$ задана (такое может быть при мощности эффективного рыхления равной мощности пласта селективно разрабатываемого полезного ископаемого), тогда максимально возможное расстояние между смежными проходами (м) устанавливается из выражения

$$C = \frac{2}{\operatorname{tg} \alpha} (K_1 h_з - K_2 h_э) + b. \quad (2.13)$$

Ширина одиночной борозды поверху B, м, (см. рис. 2.8) определяется по формуле

$$B = \frac{2k_1 h_з}{\operatorname{tg} \alpha} + b. \quad (2.14)$$

При валовой выемке и возможном заглублении зуба рыхлителя объем разрыхляемой за один проход породы (м$_3$)

$$V_б = C h_э L. \quad (2.15)$$

После подставления выражения (2.13) в формулу (2.15)

$$V_б = \frac{CL}{K_2} \left[K_1 h_з - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (C - b)\right]. \quad (2.16)$$

При заданной величине $h_з$ максимальное значение $V_б$ определяется максимальным (оптимальным) значением C_o, обеспечивающим максимальную производительность рыхлителя:

$$C_o = K_1 h_з \operatorname{ctg} \alpha + 0{,}5b. \quad (2.17)$$

При оптимальном расстоянии между проходами C_o глубина эффективного рыхления

$$h_{эо} = 0{,}5 C_o \operatorname{tg} \alpha / K_2. \quad (2.18)$$

Эксплуатационная производительность тракторных рыхлителей (м^3/ч) может быть определена по формулам:

при параллельных проходах

$$Q_р = \frac{3600 C h_э K_и}{1/v_{ср} + \tau/L}; \quad (2.19)$$

при параллельно-перекрестных проходах

$$Q_р' = \frac{3600 h_э K_и}{1/v_{ср}(1/C + 1/C') + \tau[1/(CL) + 1/(C' L'')]}, \quad (2.20)$$

где $K_и$ - коэффициент использования рыхлителя в течение смены ($K_и$ = 0,7÷0,8); $v_{ср}$ - средняя рабочая скорость движения

рыхлителя (см. табл. 2.3), равная 70-80% скорости рыхлителя на первой передаче, м/с; τ - суммарное время на выглубление и заглубление зуба и переезд рыхлителя на следующую борозду, с (при челночных проходах $\tau = \tau_1 = 30 \div 60$ с, при холостых переходах $\tau = \tau_1 + L/v_1$); L - 100÷300 м - целесообразная длина параллельных проходов; v_1 - скорость движения тягача на первой передаче, м/с; L' - длина перекрестного хода, м.

Годовая производительность рыхлителей ($м^3$/год) соответственно равна:

$$Q_{рг} = Q_р T_{см} R; \qquad (2.21)$$

$$Q'_{рг} = Q'_р T_{см} R, \qquad (2.22)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; R - число рабочих смен рыхлителя в год.

Потребное число рыхлительных агрегатов определяется исхотя их производительности карьера по горной массе $A_{мр}$, подлежащей механическому рыхлению:

$$N_р = A_{мр}/Q_{рг}. \qquad (2.23)$$

При параллельно-перекрестных ходах $N_р$ определяется аналогично.

ПРИМЕР. На карьере предполагается готовить к выемке с помощью механического рыхления горизонтальный пласт среднетрещиноватых известняков мощностью m = 1,5 м. Коэффициент крепости известняков составляет f = 4, акустическая характеристика A_i = 0,4 при скорости $v_к$ - 2000 м/с. В качестве рыхлительного оборудования предусматривается использовать бульдозер-рыхлитель ДЗ-126 (Д-652АС).

Требуется определить параметры рыхления при параллельных проходах, производительность рыхлителей и необходимое их число при продолжительности рабочей смены $T_{см}$ = 7 ч, числе их в год R = 500, заданной производительности карьера по известняку $A_{мр}$ 1100 тыс. $м^3$/год в плотной массе.

Р е ш е н и е. По заданным физико-механическим и акустическим характеристикам известняка определяем возможные заглубления рыхлителя ДЗ-126 по табл. 2.3 или по номограмме, изображенной на рис. 2.9: $h_з$ = 0,4 м. (При принятии другой марки рыхлителя с неизвестным тяговым усилием следует поступать таким образом: в левой части номограммы по мощности тягача отыскиваем тяговое усилие; из точки A_i = 0,4 на соответствующей оси восстанавливаем перпендикуляр до пересечения с линией заданной скорости $v_к$ = 2000 м/с; из точки пересечения проводим прямую, параллельную осям A_i и $h_з$, до пересечения с линией установленного тягового усилия; из точки пересечения опускаем перпендикуляр на ось $h_з$ и находим значение возможного заглубления рыхлителя.)

Из условия достижения максимального объема подготовки горной массы за один проход определяем C_o по зависимости (2.17). Из табл. 2.4 $K_1 = 0{,}95$, $b = 2{,}75b_3$ ($b_3 = 105$ мм по табл. 2.2); из табл. 2.2 $\alpha = 45^\circ$.

$$C_o = 0{,}95 \cdot 0{,}4 \operatorname{ctg} 45^\circ + 0{,}5 \cdot 2{,}75 \cdot 0{,}105 = 0{,}5 \text{ м}.$$

При известном C_o находим оптимальную глубину эффективного рыхления $h_{эо}$ из выражения (2.18). Из табл. 2.4 $K_2 = 0{,}92$.

$$h_{эо} = 0{,}5 \cdot 0{,}5 \operatorname{tg} 45^\circ / 0{,}92 = 0{,}3 \text{ м}.$$

По зависимости (2.19) определяем производительность рыхлителя при параллельных проходах. При этом $C = C_o = 0{,}65$ м; $h_э = h_{эо} = 0{,}4$ м; $K_н = 0{,}75$; $v_{ср} = 0{,}6$ м/с (из табл. 2.3); $\tau = \tau_1 = 45$ с (при челночных проходах); $L = 200$ м.

$$Q = \frac{3600 \cdot 0{,}5 \cdot 0{,}3 \cdot 0{,}75}{1/0{,}6 + 45/200} = 213 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Годовая производительность рыхлителя

$$Q_{рг} = 213 \cdot 7 \cdot 500 = 745500 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Требуемое число рыхлительных агрегатов

$$N_р = 1100000/745500 = 1{,}48.$$

Для работы в карьере принимается $N_o = 2$ рыхлителя.

Гусеничные рыхлители являются весьма прогрессивными машинами для карьеров нерудных строительных материалов, особенно в условиях совместного залегания многочисленных разнотипных и разнопрочных карбонатных и глинистых пород, подлежащих селективной выемке; на рыхлении мерзлых пород, а также на вспомогательных работах (удаление целиков) и т.д. Есть все основания полагать, что при создании мощных тягачей этот вид подготовки горной массы к выемке будет еще более перспективен.

2.5.3. ПОДГОТОВКА ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ БУРОВЗРЫВНЫМ СПОСОБОМ

Область применения буровзрывных работ и предъявляемые к ним требования. Как видно из табл. 1.1, с применением буровзрывных работ разрабатываются многие магматические; метаморфические и скальные осадочные строительные породы.

К проводимым в карьерах буровзрывным работам предъявляются высокие требования по многим позициям и прежде всего со стороны смежных карьерных технологических процессов. Буровзрывные работы должны обеспечивать:

требуемую степень и равномерность дробления взорванной горной массы;

параметры развала взорванной горной массы, отвечающие

безопасной и высокопроизводительной работе выемочно-погрузочного оборудования;

хорошее качество подошвы взрываемого уступа (отсутствие порогов);

сохранение монолитности массива;

минимальное сейсмическое воздействие взрыва на массив и расположенные поблизости здания и сооружения;

объем взорванной горной массы, гарантирующий бесперебойную работу погрузочного оборудования до следующего взрыва;

высокую экономичность и безопасность работ.

Размер кусков (гранулометрический состав) взорванной породы в развале лимитируется параметрами рабочих органов выемочно-погрузочного, транспортного и дробильного оборудования.

По вместимости ковша экскаватора E (м^3) размер куска по ребру (м)

$$L \leqslant (0{,}5 \div 0{,}8)\sqrt[3]{E}, \qquad (2.24)$$

нижний предел 0,5 принимается для строительных экскаваторов, верхний 0,8 - для карьерных.

Ограничение по вместимости (V, м^3) транспортного сосуда выражается зависимостью

$$L \leqslant 0{,}5\sqrt{V}. \qquad (2.25)$$

В случае применения ленточных конвейеров для транспортирования взорванных пород максимальный кусок определяется по формуле (мм)

$$L \leqslant 0{,}5B - 200, \qquad (2.26)$$

где B - ширина ленты, мм.

Наибольшее значение имеет ограничение максимального куска взорванной породы рабочими параметрами дробилок первичного дробления.

Для щековых и конусных дробилок

$$L \leqslant (0{,}8 \div 0{,}85)A, \qquad (2.27)$$

где A - ширина приемного отверстия или щели дробилки, м.

Для роторных дробилок крупного дробления

$$L \leqslant 0{,}6D_р.$$

где $D_р$ - диаметр ротора, м.

Для роторных дробилок среднего и мелкого дробления соответственно

$$L \leqslant 0{,}3D_р \quad \text{и} \quad L \leqslant 0{,}1D_р.$$

Для нормальной работы щековых и конусных дробилок в исходной горной массе должно содержаться не более 40% фракций крупнее 0,5 ширины приемного отверстия или щели.

Куски горной массы, превышающие указанные размеры, называются негабаритами и подвергаются вторичному дроблению.

При хорошем гранулометрическом составе развал взорванной горной массы должен быть компактным, а его параметры находиться в рациональном сочетании с рабочими параметрами погрузочного оборудования: высота развала не должна превосходить высоты черпания погрузочных машин, в противном случае требуются мероприятия, обеспечивающие безопасную работу оборудования.

Хорошая полная проработка подошвы уступа снижает затраты, связанные с устройством транспортных коммуникаций и их переносом; уменьшает износ ходовой части погрузочных машин. При наличии неровностей (порогов) требуется вторичное обуривание и взрывание.

Откос уступа после взрыва не должен иметь значительных заколов, так как их наличие представляет опасность для работы бурового и погрузочного оборудования.

При больших объемах взрывов велик их сейсмический эффект, который весьма отрицательно сказывается на состоянии зданий и сооружений, находящихся на небольших расстояниях от карьера. Разработка и внедрение короткозамедленного взрывания позволили без уменьшения масштабов взрыва снижать его сейсмический эффект до допустимого уровня в каждом конкретном случае.

Создание в забое необходимого запаса готовой к выемке горной массы подразумевает проведение массовых взрывов в карьере не чаще одного раза в неделю и не более чем трипять блоков в один взрыв.

Анализ стоимости выемки единицы скального полезного ископаемого показывает, что на подготовку к выемке с помощью буровзрывных работ используется 20-35% всех расходов.

В общем случае всегда следует стремиться к соблюдению условия:

$$C_б + C_в + C_н + C_э + C_т + C_п + C_д \rightarrow \min, \qquad (2.28)$$

где $C_б$, $C_в$, $C_н$, $C_э$, $C_т$, $C_п$, $C_д$ - соответственно затраты на бурение, взрывание, дробление негабаритов и удаление порогов, на экскавацию, транспортирование, путевые работы, дробление, руб/м^3.

Буровзрывные работы разделяются на два самостоятельных и последовательно выполняемых вида работ: бурение - создание в естественном массиве полостей для размещения в них взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрывания (СВ); взрывание - заполнение пробуренных выработок взрывчатыми веществами и осуществление взрывов.

Техника и технология буровых работ. Основными видами буровых выработок на современных карьерах являются скважины и шпуры.

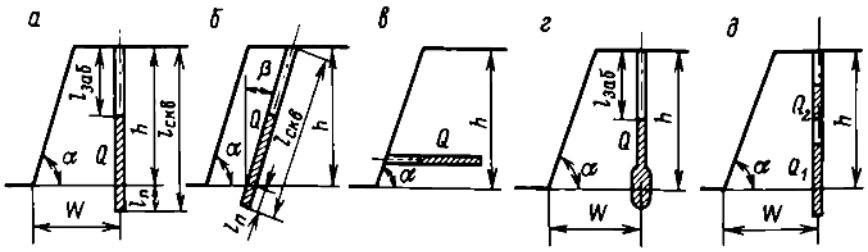


Рис. 2.12. Типы взрывных скважин и зарядов:
α - угол откоса уступа; Q - заряд ВВ; W - линия сопротивления по подошве (ЛСПП); $l_{заб}$ - длина забойки; h - высота уступа; Q_1 и Q_2 - соответственно нижняя и верхняя часть рассредоточенного заряда

Скважина представляет собой цилиндрическое углубление в породном массиве диаметром более 75 мм и глубиной до 5 м или выработку любого диаметра при глубине более 5 м.

Шпуром называется цилиндрическое углубление в массиве диаметром до 75 мм и глубиной до 5 м.

Скважины служат местом размещения взрывчатых веществ и средств взрывания при производстве первичного дробления массива.

Шпуры используются при вторичном дроблении негабаритных кусков породы и добыче блочного камня.

Относительно обуриваемого уступа скважины могут располагаться вертикально (перпендикулярно кровле уступа, рис. 2.12, *а*), наклонно (до $\beta = 30^0$ к вертикали, но, как правило, параллельно откосу уступа, рис. 2.12, *б*) и горизонтально (рис. 2.12, *в*).

Вертикальные скважины наиболее удобны для бурения, так как в этом случае в оказании давления на забой бурового инструмента максимально участвует вес станка.

Наклонные скважины более трудоемки в бурении, вес станка в меньшей степени участвует в оказании давления бурового инструмента на забой, и, кроме того, в наклонных скважинах большая вероятность вывалов пород из стенок, что чаще приводит к их потере.

Горизонтальные скважины имеют подчиненное значение, их проходят для размещения дополнительных зарядов в комбинации с вертикальными или наклонными скважинами.

Глубина скважин, как правило, больше высоты взрываемого уступа на величину перебура $l_п$, расположение заряда в котором обеспечивает хороший отрыв и дробление пород на уровне подошвы уступа.

Иногда с целью увеличения вместимости скважин на конечной глубине их делают расширение (котел) диаметром до 0,5 м (рис. 2.12, *г*). Для этого используют станки огневого бурения либо малые заряды ВВ, уплотняющие породы в стенках скважин и образующие полость указанного выше диаметра.

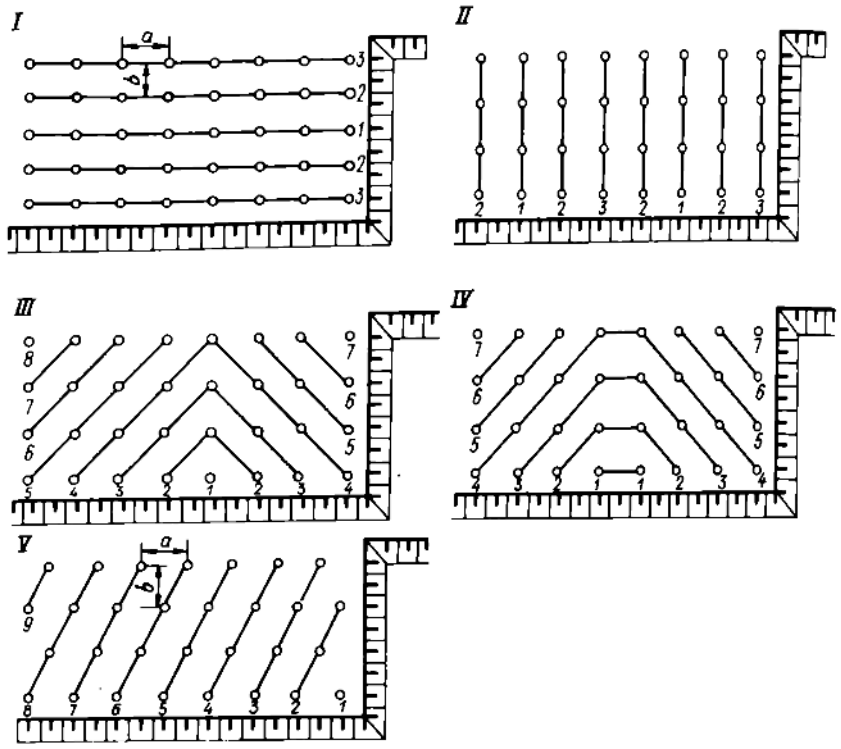


Рис. 2.13. Схемы коротнозамедленного взрывания при многорядном расположении скважинных зарядов:
I - продольная врубовая; *II* - поперечная врубовая; *III* - с клиновым врубом; *IV* - с трапецеидальным врубом; *V* - порядная диагональная; *1, 2, 3,...,n* - порядок инициирования зарядов через принятый интервал замедления

Основными параметрами скважин являются диаметр d, глубина $l_{скв}$ и угол наклона β.

На взрываемом блоке скважины могут располагаться в прямоугольном (рис. 2.13, *I-IV*) или шахматном (рис. 2.13, *V*) порядке на расчетном расстоянии a друг от друга в ряду и b между рядами.

Бурение скважин на современных карьерах осуществляется буровыми машинами (станками) с принципиально отличающимися видами бурения: вращательным, режущим, шарошечным, ударно-вращательным, термическим (огневым), ударно-канатным.

Вращательное режущее бурение основано на применении бурового рабочего органа режущего типа: буровой снаряд, состоящий из штанг шнекового типа с резцовой коронкой, прижимается к забою скважины весом станка или принудительно (гидродвигателем) и получает вращение от двигателя. Резцы коронки в забое срезают стружки породы, которая удаляется из

забоя и поднимается из скважины на поверхность спиральными витками штанг. Применяется этот вид бурения на породах с коэффициентом крепости по Протодьяконову $f < 6$ (мергель, мягкий известняк и т.д.). Бурение вертикальных и наклонных скважин осуществляется станками типа СБР с диаметром скважин до 160 мм и глубиной до 32 м. Недостатком этого вида бурения является ограниченная область применения по крепости пород.

Шарошечное бурение - самый распространенный вид бурения в настоящее время и в ближайшей перспективе. Принцип действия шарошечного бурения заключается в создании ударных нагрузок на забой скважины прокатывающейся по нему армированной твердосплавными зубчиками либо шариками шарошки. Станки типа СБШ используются в породах практически любой крепости при бурении наклонных и вертикальных скважин диаметром 160-320 мм (ближайшая перспектива 400 мм) и глубиной до 55 м. Главным недостатком этого вида бурения является отсутствие станков для проходки скважин малого диаметра.

Ударно-вращательное бурение основано на оказании ударного воздействия на забой скважины армированной твердым сплавом коронкой с долотчатым опережающим лезвием. Станки типа СБУ бурят вертикальные и наклонные скважины диаметром 100-160 мм и глубиной до 50 м в породах с коэффициентом крепости $f \geqslant 6$. Недостатками этого вида бурения являются отсутствие возможностей бурения скважин большого диаметра, пылеобразование, заклинивание инструмента в сильнотрещиноватых породах.

При термическом (огневом) бурении горные породы разрушаются с помощью высокотемпературных мощных газовых струй, получаемых от термобура с реактивной горелкой, работающей на смеси воздуха с керосином. Станки типа СБТ бурят только вертикальные скважины диаметром 250-360 мм. Глубина скважин до 17-22 м. Термическое бурение малопроизводительно и дорого. В перспективе оно целесообразно при расширении заряжаемой части скважин (образование котла) до 400-500 мм.

При ударно-канатном бурении - наиболее раннем виде бурения - для разрушения забоя скважины используется энергия подающего груза - подвешенного на стальном канате тяжелого бурового снаряда массой 1200-3000 кг. Станки типа БС-1М образуют вертикальные скважины диаметром 200-300 до 600 мм и глубиной до 100 м, малопроизводительны, но надежны в самых крепких породах.

В табл. 2.5 приведен типаж станков для открытых горных работ, за исключением снятых с производства до 1991 г.

На карьерах, разрабатывающих месторождения изверженных и метаморфических строительных горных пород, парк буровых станков укомплектован в основном станками шарошечного бурения 2СБШ-200. Более мощные станки СБШ-250МН и СБШ-320 применяются только на наиболее крупных карьерах, разрабатывающих крепкие и очень крепкие абразивные породы (ПО

Типы и основные рабочие параметры карьерных буровых станков

Таблица 2.5

Тип станка	Диаметр скважины, мм	Глубина вертикальных скважин, м	Коэффициент крепости породы *f*	Техническая производительность, м/ч	Угол наклона скважины к вертикали, градус	Масса станка, т
Станки вращательного бурения резанием (СБР)						
СБР-160Б-32	160	32	3-6	60	0;15;30	11
2СБР-160-24	160	24	3-6	36	0;15;30	9,7
Станки шарошечного бурения (СБШ)						
СБШ-160-48	160	48	8-10	20	0;15;30	-
4СБШ-200-40	200	40	8-10	18	0;15;30	59
3СБШ-200-60	200	60	8-10	23	0;15;30	62
СБШ-200-55	200	55	8-10	24	0;15;30	-
СБШ-250-36	250	36	12-14	19	0;15;30	-
СБШ-250-20	250	20	12-14	22	0;15;30	-
СБШ-250-55	250	55	8-10	22	0;15;30	85
СБШ-320-36 (СБШ-320М)	320	36	16-18	13	0;15;30	110
СБШ-400-55 (СБШ-320/380НС)	400	55	10-12	25	0;15;30	
СБШ-400-20	400	20	10-12	29	0;15;30	
Станки пневмоударного бурения (СБУ)						
2СБУ-100-32	100	32	14-16	12	0;15;30	
СБУ-100ГА-50	100	50	14-16	6,5	От -15 до +30	
3СБУ-100-32	100	32	14-16	12	От -15 до +30	
2СБУ-125-32	100-125	32	14-16	12	0; 15;30	
СБУ-160-18	160	18	14-16	12	0;15;30	
Станки термического бурения (СБТ)						
СБТ-250	180-250	16	14-20	Н.д.	0	70
СБТ-400	400	16	14-20	Н.д.	0	-
Станки ударно-канатного бурения (СБК)						
БС-1М	300	100	До 20	Н.д.	0	24

"Павловскгранит" в Воронежской обл., комбинат "Микашевичи" в Брестской обл.). В меньшем количестве, в основном на карьерах малой производительности, применяются ударно-вращательные станки типа СБУ.

На карьерах, разрабатывающих месторождения карбонатных пород, наряду с шарошечными и ударно-вращательными станками применяются шнековые станки типа СБР.

Независимо от типа бурового станка процесс бурения характеризуется следующими операциями:

зачистка подготавливаемого к взрыву блока бульдозерами;

разметка маркшейдерами мест (устьев) будущих скважин согласно паспорту буровзрывных работ;

установка бурового станка над устьем будущей скважины и его поддомкрачивание;

забуривание и установка обсадных труб (за счет перебура скважин верхнего отработанного уступа кровля обуриваемого уступа бывает сильно разрушена, поэтому во избежание осыпания стенок скважин на высоту разрушенного слоя устанавливаются обсадные трубы, которые по возможности перед взрывом извлекаются);

бурение с непрерывной или периодической (станки ударно-канатного бурения) очисткой скважин;

окончание бурения при достижении заданной глубины, снятие домкратов, переезд станка на новую скважину;

закрытие устья пробуренной скважины щитком, пробкой, бумагой и т.д.

Установка станка для бурения первого ряда скважин должна осуществляться только нормально (перпендикулярно) верхней бровке уступа во избежание нахождения в зоне призмы обрушения.

На карьерах блочного камня буровые работы осуществляются при буровзрывном и буроклиновом способах отделения блоков от массива при разработке пород крепких и средней прочности. При этом в основном обуривание производится шпурами диаметром 32-42 мм. В отдельных случаях при отделении блоков, а также при отработке выветрелой скальной вскрыши используются скважины диаметром до 105 мм, пробуренные станками ударно-вращательного бурения.

Техника и технология взрывных работ. Взрывные работы являются продолжением буровых работ, завершающим процесс буровзрывной подготовки горных пород к выемке.

Эффективность результатов ведения (производства) взрывных работ и в целом подготовки горной массы определяются многочисленными факторами: расположением зарядов относительно друг друга и обнаженной поверхности, формой и параметрами зарядов, взрывчатыми веществами и материалами, схемами соединения и инициирования зарядов, технической оснащенностью процесса взрывных работ и технологией их производства.

Форма и параметры зарядов взрывчатых веществ, размещаемых в буровых выработках, неразрывно связаны с формой и параметрами последних.

Основные типы скважинных зарядов: удлиненный цилиндрический заряд (рис. 2.12, *а, б, в*), рассредоточенный заряд или заряд с воздушными промежутками (рис. 2.12, *д*), котловой заряд (рис. 2.12, *г*). Назначением всех их является отделение от массива и рыхление горной породы, при этом должно быть преодолено расстояние W от оси заряда до нижней бровки уступа - линия сопротивления по подошве (ЛСПП) и обеспечена хорошая (без порогов) проработка подошвы взрываемого уступа.

Удлиненный цилиндрический скважинный заряд, наиболее распространенный на открытых разработках, занимает нижнюю часть вертикальных и наклонных скважин и сверху перекрывается забойкой $l_{заб}$ - инертным веществом (шламом от бурения скважин, песком, отсевом дробильно-сортировочного завода и т.п.).

Вертикальный скважинный заряд пока наиболее распространен на открытых разработках. Существенным его недостатком является неравномерное расположение относительно свободной поверхности (откоса уступа) и, как следствие, неравномерное дробление массива по высоте уступа.

Применение наклонного, более трудоемкого бурения позволяет наклонному заряду расположиться равномерно по своей длине относительно свободной поверхности, что обеспечивает более равномерное дробление пород. Кроме того, иногда наклонные заряды являются единственным возможным решением эффективной подготовки горной массы к выемке, например, при большой высоте уступа или при небольшом диаметре бурения, когда размещаемый в скважине заряд недостаточен для преодоления ЛСПП при вертикальном ее расположении.

В некоторых случаях для размещения большого количества ВВ прибегают к котловым зарядам или используют для этого параллельно сближенные (парносближенные) скважины (скважины первого ряда, расположенные на расстоянии не более 1 м друг от друга).

Следует отметить, что диаметр скважин и зарядов существенно сказывается на переизмельчении добываемого полезного ископаемого: с увеличением диаметра скважинных зарядов увеличивается зона переизмельчения породы. Исследованиями ВНИИнеруда установлено, что с уменьшением диаметра скважин с 250 до 105 мм выход переизмельченных пород (фракция размером 70 мм) снижается в 1,5 раза. Кроме того, применение скважин большого диаметра (200 мм и более) увеличивает выход негабарита.

Предпочтительным при разработке строительных горных пород является использование скважин диаметром 90-160 мм. Верхний предел целесообразен при применении крупных дробилок первичного дробления с большим размером приемного отверстия. Повышенный расход бурения и взрывчатых веществ оправдывается повышением производительности дробильно-сортировочного завода.

Сокращает объем переизмельчения и снижает выход негабарита применение рассредоточенных зарядов (см. рис. 2.12, *д*). В этих зарядах взрывчатое вещество более равномерно распределяется по высоте взрываемого уступа, снижается плотность энергии на стенках скважины, увеличивается длительность воздействия газов на массив. В результате значительно уменьшается переизмельчение, выход негабаритов снижается в 2-10 раз, удельный расход ВВ - на 15-20%, производительность

погрузочного оборудования возрастает на 20-30%. По рекомендации Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко масса нижней части заряда (кг)

$$Q_1 = (0{,}6 \div 0{,}7)Q. \qquad (2.29)$$

Длина воздушного промежутка в большинстве случаев устанавливается эмпирически и зависит от длины колонки заряда, типа ВВ и физико-механических свойств горных пород.

Суммарная длина воздушных промежутков в скважинном заряде

Коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодьяконова f	*Суммарная длина воздушных промежутков в скважинном заряде* $\Sigma h_{вп}$, м
> 10	$K(0{,}15 \div 0{,}2)l_{зар}$
8-10	$K(0{,}2 \div 0{,}25)l_{зар}$
6-8	$K(0{,}25 \div 0{,}3)l_{зар}$
2-6	$K(0{,}3 \div 0{,}35)l_{зар}$

Примечание. K - коэффициент, учитывающий направление скважины (для вертикальных скважин $K = 1$, для наклонных, параллельных откосу уступа, $K = 1{,}2 \div 1{,}3$ при $f \leq 8$ и $K = 1{,}4 \div 1{,}5$ при $f > 8$).

Перечень взрывчатых веществ, используемых в практике открытых горных работ, достаточно обширен. Все они в той или иной мере отличаются друг от друга по энергетическим и детонационным параметрам, учитываемым переводным коэффициентом $K_{ВВ}$ при эталонном ВВ-аммоните № 6 ЖВ. Особо следует назвать дымный взрывной порох ДВП, применяемый при подготовке к выемке блочного камня. Практически все ВВ, за исключением патронированных (скальный аммонал № 3, скальный аммонит № 1, аммонит № 6 ЖВ, детонит М), выпускаются в гранулированном виде, пригодном для механизированной зарядки (алюмотол, гранулиты, граммониты), либо приготовляются и заряжаются машинным способом на местах прменения (игданит, карбатолы, акватолы).

Важным свойством взрывчатых веществ является устойчивость в водной среде, так как очень часто горные массивы бывают обводнены. Полностью водоустойчивыми даже в проточной скважинной воде являются алюмотол, гранулотол и карбатолы; полностью неводоустойчивыми - игданит, граммонит 79/21, гранулиты М, С-2, АС-4, АС-8; остальные ВВ водоустойчивы в непроточной воде.

К средствам взрывания относятся капсюли-детонаторы, электродетонаторы мгновенного и короткозамедленного действия; детонирующие шнуры и пиротехнические реле КЗДШ; огнепроводные шнуры; промежуточные детонаторы (прессованные и литые тротиловые шашки) и т.п.

Следует отметить, что на карьерах блочного камня детонирующий шнур наряду с дымным порохом используется для зарядки шпуров при отделении монолитов от массива, т.е. применяется как ВВ.

Таблица 2.6

Расчетный удельный расход ВВ q, кг/м^3 породы

Породы	Группа пород по СНиПу	q
Песок	I	-
Плотный или влажный песок	I-II	-
Тяжелый суглинок	II	0,35-0,4
Ломовая глина	III	0,35-0,45
Лесс	III-IV	0,3-0,4
Мел, выщелоченный мергель	IV-V	0,2-0,4
Гипс	IV	0,35-0,45
Известняк-ракушечник	V-VI	0,35-0,6
Опока, мергель	IV-VI	0,3-0,4
Трещиноватые, плотные туфы, тяжелая пемза	V	0,35-0,5
Конгломерат, брекчии на известковом и глинистом цементе	IV-VI	0,35-0,45
Песчаники на глинистом цементе, сланец, глинистый, серицитовый мергель	VI-VII	0,4-0,55
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII-VIII	0,4-0,6
Известняк, песчаник, мрамор	VII-IX	0,4-0,8
Гранит, гранодиорит	VIII-IX	0,5-0,8
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX-XI	0,6-0,85
Кварцит	X	0,5-0,8
Порфирит	X	0,6-0,8

Основным параметром, характеризующим эффективность использования взрывчатых веществ при разрушении горных пород, является удельный расход ВВ q (кг/м^3), т.е. количество ВВ (кг), необходимое для отделения и качественного дробления 1 м^3 горных пород. Расчетный удельный расход ВВ по данным треста "Союзвзрывпром" для зарядов из эталонного ВВ (аммонит № 6 ЖВ) нормального рыхления приведен в табл. 2.6.

Параметры расположения зарядов и вмещающих их скважин на взрываемом блоке (a и $в$ на рис. 2.13) определяются многими факторами, основными из которых являются крепость пород, трещиноватость массива, диаметр скважин (методика расчета параметров приводится ниже).

Наиболее благоприятным является многорядное расположение скважин, которое позволяет применить и в полном объеме использовать преимущества короткозамедленного взрывания.

Суть его заключается в том, что вся масса ВВ на заряженном блоке разделяется на группы скважинных зарядов, каждая из которых взрывается последовательно с замедлением в несколько десятков миллисекунд. При этом сейсмическое воздействие на массив всего взрыва близко к эффекту одной группы зарядов. Рациональный интервал замедления (мс) между зарядами (группами зарядов) по фактору дробления горной массы

$$\tau_з = 40 + 2h - 2{,}5F - 10K_р, \qquad (2.30)$$

где h - высота взрываемого уступа, м; F - группа грунтов по СНиПу; $K_р$ - коэффициент разрыхления взорванной горной массы.

Этот способ взрывания почти повсеместно вытеснил мгновенное взрывание, в том числе и на карьерах нерудных строительных материалов. На рис. 2.13 приведены несколько распространенных схем, где кружочками обозначены скважины, а линии, проведенные между ними, объединяют их заряды в группы, взрываемые одновременно. Последовательность взрыва групп указана цифрами. В схеме *I* с центральным продольным врубом первым взрывается центральный ряд *1*, создавая таким образом свободные поверхности для рядов *2*, взрываемых через интервал в несколько десятков миллисекунд, а затем через такой же интервал - ряды *3*. При взрыве рядов *2* и *3* породы отделяются и направляются навстречу друг другу, что приводит к дополнительному соударению пород и способствует их более глубокому и равномерному рыхлению. На схеме *II* врубовые ряды направлены поперек взрывного блока, в остальном процесс взрыва аналогичен схеме *I*. В обеих схемах развал взорванной горной массы является компактным, небольшой ширины, но значительной высоты.

Схемы *III* (с клиновым врубом) и *IV* (с трапецеидальным врубом) также являются схемами направленного соударения пород, при этом развал горной массы будет значительной высоты и ширины в его центральной (врубовой) части.

Существенным недостатком этих схем (*I-IV*) является значительная высота, а иногда и большая ширина развала. Это требует дополнительных затрат на мероприятия, связанные с обеспечением безопасности работ (снижение высоты развала), и окучиванием развала при его большом разбросе (схемы *III* и *IV*).

Схема *V* довольно широко применяется, так как в ней снижается недостаток первых схем - обеспечивается хорошее дробление при средних параметрах развала по высоте и ширине, главным образом, за счет диагональной направленности взрываемых рядов и одностороннего направления отрыва.

В карьерах с небольшими рабочими площадками применяют взрывание в зажатой среде (на неподобранный забой). При этом методе ведения буровзрывных работ у откоса взрываемого уступа оставляется подпорная стенка из взорванной, но неубранной горной массы (рис. 2.14). Кроме улучшения качества взорванной горной массы, взрывание в зажатой среде позволяет регулировать параметры развала.

Ширину подпорной стенки (м) рекомендуется определять по формуле

$$Z = \varepsilon W\left(\frac{\sqrt{2K_з q E_0 E}}{\sigma_{сж}} - 1\right), \qquad (2.31)$$

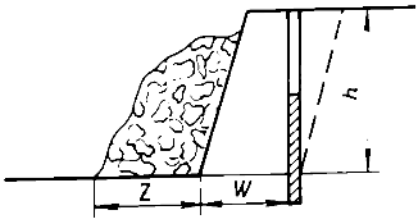


Рис. 2.14. Схема взрывания в зажатой среде:
h - высота уступа; W - линия сопротивления по подошве

где ε - коэффициент разрыхления породы, образующей подпорную стенку; $K_д$ - коэффициент, учитывающий использование энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы (для нерудных карьеров $K_д$ колеблется в пределах 0,06-0,16); q - удельный расход ВВ, кг/м^3; E_0 - удельная энергия ВВ, Дж/кг; E - модуль упругости породы, Па; $\sigma_{сж}$ - предел прочности породы на сжатие, Па.

Взрывные работы выполняются после окончания буровых и в общем случае представляют последовательность нижеприведенных операций:

отвод на безопасное расстояние людей и горнотранспортного оборудования, выставление постов по границе взрывоопасной зоны;

доставка на подготовливаемый к взрыву блок взрывчатых веществ, средств взрывания и забойки, подача предупредительного сигнала;

механизированная или ручная зарядка скважин;

монтаж взрывной сети;

подача боевого сигнала и производство взрыва;

осмотр места взрыва с целью выявления отказов и других опасностей для людей и горнотранспортного оборудования, подача сигнала отбоя при отсутствии отказов и нормального состояния развала и массива.

Отвод на безопасное расстояние от взрываемого блока предусматривает отгон горнотранспортного оборудования на расчетные расстояния в соответствии с требованиями "Единых правил безопасности при взрывных работах" по различным факторам: разлету кусков породы, действию ударной волны, сейсмическому воздействию, при этом осуществляют частичный демонтаж и уборку транспортных коммуникаций, линий электропередачи и т.д. Люди покидают установленную для карьера взрывоопасную зону, по границе которой в местах вероятного появления посторонних, транспорта, животных выставляются посты оцепления.

Для механизированного заряжания скважин на открытых работах применяются транспортно-зарядные машины, установленные на шасси автомобилей различной грузоподъемности. По принципу действия наиболее распространены транспортно-зарядные машины со шнековыми рабочими органами (МЗ-3А; МЗ-4; МДЗ-1М), управляемыми пневмодиафрагмами (МЗ-8) и бункерного типа (БЗА).

Механизированная забойка вертикальных и наклонных взрывных скважин выполняется самоходными забоечными машинами.

Забойка скважин диаметром более 250 мм может производиться автосамосвалами.

После окончания зарядки приступают к монтажу взрывной сети в соответствии с принятой схемой взрывания (см. рис. 2.13), для чего чаще всего используется детонирующий шнур с пиротехническими детонационными реле замедления типа КЗДШ, обеспечивающими расчетный интервал замедления взрывания различных групп зарядов.

После окончания монтажа взрывной сети и его проверки подается боевой сигнал и производится взрыв.

После осмотра места взрыва подается сигнал отбоя, ликвидируются последствия взрыва, и карьер приступает к работе.

Параметры развала взорванной массы оказывают существенное влияние на работу погрузочно-транспортного оборудования.

На основе обработки представительного статистического материала с учетом высоты уступа, коэффициента разрыхления взрываемых пород $K_р$ и линии сопротивления по подошве W при мгновенном однорядном взрывании предлагаются соотношения ширины X и высоты Y развала, приведенные в табл. 2.7.

Практика показывает, что нижняя кромка развала практически не изменяет своего положения при увеличении числа взрываемых рядов, а размещение взорванных пород осуществляется за счет роста ширины развала на величину $b(n - 1)$ (где b - расстояние между рядами скважин, м; n - число взрываемых рядов), высоты развала и уменьшения коэффициента разрыхления пород в его внутренней (ближней к массиву) части. Ширину развала (м) при многорядном взрывании можно представить зависимостью

$$X_м \approx X + b(n - 1). \qquad (2.32)$$

Согласно "Нормативному справочнику" ширину развала горной массы (отброс породы от нижней бровки уступа) X (м) и максимальную высоту навала Y (м) следует определять по зависимостям:

$$X = 3{,}5h\sqrt{F}\,\sqrt[3]{q/h}(0{,}65 + 0{,}35\cos\varphi), \qquad (2.33)$$

Таблица 2.7

Возможная ширина развала пород после взрыва

Высота развала пород Y после взрыва	Ширина развала X, м, при коэффициенте разрыхления $K_р$			
	1,3	1,4	1,5	1,6
$0{,}5h$	$5{,}2W$	$5{,}5W$	$6W$	$6{,}4W$
$0{,}6h$	$4{,}3W$	$4{,}7W$	$5W$	$5{,}3W$
$0{,}7h$	$3{,}7W$	$4W$	$4{,}3W$	$4{,}6W$
$0{,}8h$	$3{,}2W$	$3{,}5W$	$3{,}7W$	$4W$

$$Y = h\sqrt[4]{n/(hq)}, \qquad (2.34)$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м^3; φ - угол между направлением линии откоса уступа и линией одновременно взрываемых скважин, градус.

При взрывании на неубранную от предыдущего взрыва горную массу (подпорную стенку) ширина развала (м)

$$X_э = X(1 - Z/Z_{пр}), \qquad (2.35)$$

где $Z_{пр}$ - предельная ширина подпорной стенки, при которой не образуется при взрыве развала, м;

$$Z_{пр} = \frac{X}{1 + 50/F^3}. \qquad (2.36)$$

Во всех случаях желательно, чтобы ширина развала была кратна ширине экскаваторной заходки, что обеспечивает высокопроизводительную работу экскаваторов, оптимальный интервал передвижки путей и соответствующий уровень связанных с этим затрат.

Весьма важное значение в практике ведения буровзрывных работ имеет объем массового взрыва, который может включать несколько взрываемых экскаваторных блоков. При этом, с одной стороны, чем больше блоков (при постоянном их объеме) включается в массовый взрыв, тем реже их производство, тем меньше потерь времени работы карьера по фактору буровзрывных работ; с другой стороны, включение в массовый взрыв большого количества блоков, особенно при расположении их в разных частях карьера, приводит к большим нарушениям линий электропередачи, транспортных коммуникаций, контактных сетей и др. Поэтому объем массовых взрывов (число одновременно взрываемых блоков) и частота их производства должны экономически обосновываться в каждом конкретном случае. Практика показывает, что даже на крупных карьерах число одновременно взрываемых блоков не должно превосходить 4-5 при условии концентрации их на ограниченном участке борта.

Расчеты параметров буровзрывных работ и количества бурового оборудования. Буровзрывные работы на карьерах имеют систематический характер и поэтому, как правило, производятся по типовым проектам, составляемым на основе решений, принятых в технологической части проекта карьера, и периодически пересматриваемым с учетом опыта работы и изменения горнотехнических условий.

При проектировании буровзрывных работ принимается решение по методу взрывных работ (скважинными зарядами, шпуровыми зарядами и т.д.); выбирается вид бурения, диаметр скважин, тип станка; рассчитываются параметры расположения скважин и зарядов на взрываемом блоке; определяются параметры и эксплуатационные показатели взрывных скважин; устанавливается объем буровых работ и необходимое количество бурового оборудования.

При принятом методе взрывных работ (скважинными зарядами) выбирают наиболее рациональный вид бурения с учетом физико-механических свойств горных пород, структурного строения массива, достоинств и недостатков конкурирующих видов.

Для установленного вида бурения определяется диаметр скважин d (мм), который зависит от размеров блоков породы в массиве, годовой производственной мощности карьера по породам, подлежащим рыхлению, $Q_{гр}$:

$$d = (100 \div 150)\sqrt{Q_{гр}}, \qquad (2.37)$$

и в то же время должен отвечать условию комплектности по производительности по взрываемой горной массе бурового станка и экскаватора:

$$d = 100\sqrt{E}, \qquad (2.38)$$

где E - вместимость ковша экскаватора, м^3.

По виду бурения и диаметру скважин в типажном ряду буровых станков принимается станок с равным или ближайшим большим диаметром бурения.

Рекомендуемые диаметры скважин в зависимости от блочности пород

Блочность пород	*Средний линейный размер блока в массиве породы, м*	*Диаметр скважины, мм*
Мелкоблочная	< 0,5	220-300
Среднеблочная	0,5-1,2	150-220
Крупноблочная	> 1,2	100-150

При известном диаметре скважины определяют линию сопротивления по подошве W (рис. 2.15), преодолеваемую зарядами первого ряда скважин (м):

$$W = \sqrt{p/q}, \qquad (2.39)$$

где p - количество ВВ, размещаемое в 1 м скважины, кг;

$$p = 7{,}85d^2\Delta; \qquad (2.40)$$

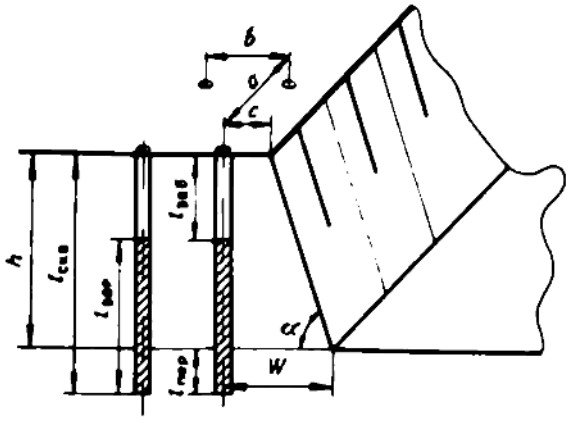


Рис. 2.15. Параметры расположения взрывных скважин на уступе

Δ - плотность заряжания ВВ в скважине, кг/дм^3; q - удельный расход ВВ, кг/м^3 (см. табл. 2.6).

Для вертикальных скважин расчетное значение W (м) проверяется на условие безопасного расположения бурового станка при бурении первого ряда скважин:

$$W > W_б = h \operatorname{ctg} \alpha + c, \tag{2.41}$$

где $W_б$ - линия сопротивления по подошве, обеспечивающая безопасное расположение бурового станка, м; h - высота уступа, м; α - угол откоса рабочего уступа, градус; $c = 3$ м - минимальное безопасное расстояние до верхней бровки уступа.

Несоблюдение условия (2.41) свидетельствует о недостаточном заряде, а это, в свою очередь, о малой вместимости скважины из-за малого ее диаметра. Поэтому в таких случаях следует за основу принять $W_б$ и для нее определить необходимый диаметр скважины. Например, в зависимость (2.39) нужно подставить значение p из формулы (2.40) и решить полученное равенство относительно d (м):

$$d = W/\sqrt{7{,}85\Delta/q}. \tag{2.42}$$

Для преодоления $W_б$ при неизменном диаметре скважин можно использовать котловые заряды или параллельно-сближенные скважины.

Линия сопротивления по подошве лежит в основе установления сетки скважин на взрываемом блоке, т.е. расстояний между скважинами в ряду a и между рядами скважин b:

$$a = mW, \tag{2.43}$$

где m - коэффициент сближения скважинных зарядов в ряду; для зарядов нормального дробления в зависимости от диаметра скважин d

$$m = 0{,}5\sqrt[3]{d}. \tag{2.44}$$

Обычно $m = 0{,}8 \div 1{,}1$ (нижний предел - для труднодробимых крупноблочных пород, верхний - для легкодробимых легкоблочных).

При многорядном короткозамедленном взрывании

$$b = (0{,}85 \div 1)\,W. \tag{2.45}$$

Теперь можно установить параметры заряда и взрывной скважины. Масса заряда в скважине (кг)

$$Q_з = qWah. \tag{2.46}$$

Длина заряда (м)

$$l_{зар} = Q_з/p. \tag{2.47}$$

Глубина скважины $l_{скв}$ (м) отлична от высоты уступа на величину перебура $l_{пер}$, необходимого для хорошей проработки подошвы:

$$l_{скв} = h + l_{пер}; \tag{2.48}$$

$$l_{пер} = (4 \div 15)d. \tag{2.49}$$

Заряд в скважине перекрывается забойкой, длина которой принимается в пределах (м)

$$l_{заб} = (20 \div 30)d. \tag{2.50}$$

Параметры наклонных скважинных зарядов рассчитываются в том же порядке, что и вертикальных. При этом $W_{накл}$ (м) можно определить по зависимости

$$W_{накл} = \frac{1}{\sin \alpha} \sqrt{p/q}, \tag{2.51}$$

где α - угол наклона скважины к горизонту, градус.

Эксплуатационным показателем взрывной скважины является выход взорванной горной массы с 1 м скважины v ($м^3/м$). Для скважины первого ряда

$$v_1 = Wah/l_{скв}, \tag{2.52}$$

для скважины второго и последующих рядов

$$v_2 = abh/l_{скв}. \tag{2.53}$$

Средневзвешенный выход горной массы с 1 м скважины при n взрываемых рядов может быть представлен как

$$v_{ср} = \frac{v_1 + (n - 1)v_2}{n}. \tag{2.54}$$

По выходу горной массы с 1 м скважины устанавливается объем буровых работ V (м/год) при известном объеме пород, подлежащих рыхлению, $A_{ск}$ ($м^3$/год):

$$V = A_{ск}\eta/v, \tag{2.55}$$

где η - коэффициент потерь скважин; обычно $\eta = 1{,}05 \div 1{,}1$.

Необходимое количество бурового оборудования устанавливается, исходя из годового объема бурения, производительности и режима работы принятых станков:

$$N = V/(PR), \tag{2.56}$$

где P - производительность бурового станка, м/смен; R - число рабочих смен бурового станка в год.

Дробление негабарита. Существенным недостатком подготовки горной массы к выемке с помощью буровзрывных работ является выход негабарита, избежать полностью появления которого на карьерах строительных материалов при существующих способах взрывания по крайней мере в ближайшем будущем не представляется возможным. Основным способом дробления негабарита до настоящего времени является вторичное взрывание. Наиболее распространен шпуровой способ (около 82%) и взрывание нак-

ладными зарядами (около 16%). Все остальные невзрывные способы составляют 2%.

Шпуровой способ дробления негабарита прост по исполнению и эффективен по результатам. Однако он имеет ряд существенных недостатков: ручное бурение шпуров сопровождается большой запыленностью рабочих мест, шумом и вибрацией; зарядка шпуров и монтаж взрывной сети - трудоемкие операции; взрывание сопровождается большим разлетом осколков, поэтому требуется вывод людей и остановка работы карьера.

Основные расчеты заключаются в определении глубины бурения шпуров $l_ш$, расстояния между шпурами a и величины заряда Q:

$$l_ш = (0,5 \div 0,75) l_н, \tag{2.57}$$

где $l_н$ - средний линейный размер негабарита, м;

$$a = (1 \div 1,5) l_ш; \tag{2.58}$$

$$Q = q l_ш^3, \tag{2.59}$$

где q - удельный расход ВВ, кг/м^3; на карьерах строительных материалов q = 0,15÷0,7 кг/м^3 патронированного или рассыпного ВВ.

Производительность бурильщиков при среднем диаметре шпура 42 мм составляет на изверженных породах 32 м, на метаморфических 42 м и на осадочных 45 м в смену.

При наличии возможности в целях уменьшения разлета осколков и сокращения расхода ВВ на практике применяется взрывание в гидравлической среде. В шпур помещается заряд в 8-10 раз меньше обычного и заливается водой. В результате дальность разлета кусков уменьшается до 40 м вместо 200 м.

Способ накладных зарядов исключает трудоемкий и вредный процесс бурения шпуров и очень прост в применении. На негабарит насыпают ВВ, помещают в него электро- или капсюль-детонатор, засыпают сверху инертным материалом (лучше всего песком) и взрывают. Существенный недостаток способа - высокий расход ВВ (в 8-10 раз больше, чем при шпуровом способе).

В последние годы в отечественной практике и в особенности за рубежом все шире используется механическое дробление негабарита пневматическими и гидравлическими молотами (бутобоями). Последние наиболее перспективны.

Большая часть гидромолотов используется в качестве сменного навесного оборудования самоходных гидрофицированных машин с манипуляторами - гидравлических экскаваторов и одноковшовых фронтальных погрузчиков.

Для гидравлических экскаваторов марок ЭО-4121 и ЭО-5122 предназначен гидромолот СП-62 с энергией удара 9 кДж. НПО "ВНИИстройдормаш" создан образец гидромолота с энергией удара 20 кДж. С 1991 г. начато массовое внедрение гидро-

пневмомолотов типа М-1, М-2, М-5, М-10, М-20, М-50, М-100, разработанных институтом гидродинамики СО РАН и Ижорским заводом (г. Колпино) с участием б. НПО "Союзнеруд" (числа в марке гидропневмомолотов указывают на величину энергии удара в килоджоулях). Из зарубежных гидромолотов наибольший интерес представляют гидромолоты фирмы "Крупп", которой создан типоразмерный ряд, включающий 13 моделей.

Производительность гидромолотов, кроме прочих условий, зависит от характера разрушаемого материала, требуемой степени дробления, типа базовой машины, уровня технического состояния базовой машины и самого гидромолота, квалификации рабочего персонала. При дроблении куска породы объемом 1,5-2 м^3 затраты при использовании гидромолотов составляют 50-70% затрат на дробление с помощью буровзрывных работ.

Машины с гидромолотами работают непосредственно в экскаваторном забое, дробя негабариты, откладываемые экскаватором при погрузке. Такая организация работ наиболее эффективна при использовании в карьере самоходных и передвижных дробильных и сортировочных установок.

Гидромолоты могут успешно использоваться для дробления крупных валунов при разработке гравийно-песчаных месторождений. Это позволяет применить для первичного дробления меньший типоразмер дробилки.

2.6. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ В КАРЬЕРАХ

2.6.1. ОСНОВНЫЕ ВИДЫ ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ И ОБЛАСТЬ ЕГО ПРИМЕНЕНИЯ

Для выемки и погрузки горной массы в карьерах используется представительный ряд горных машин, отличных по принципу действия, виду рабочего оборудования, числу выполняемых функций, размерам, производительности и т.д.

Акад. В.В. Ржевский выделяет три основные группы оборудования:

выемочно-погрузочные машины с жестким закреплением рабочего органа: прямые и обратные мехлопаты, струги, многоковшовые экскаваторы (цепные и роторные), роторно-гребковые, обвалопогрузочные и шнекобуровые машины, буровые комбайны;

выемочно-погрузочные машины с гибкой подвеской рабочего органа: драглайны, канатные скреперы, башенные экскаваторы, грейферы;

погрузочно-транспортирующие машины: колесные скреперы, бульдозеры (гусеничные и колесные), одноковшовые колесные погрузчики.

На разработке месторождений строительных горных пород и сырья для производства строительных материалов наиболее широкое применение находят механические лопаты, драглайны,

одноковшовые погрузчики, колесные скреперы, бульдозеры; менее распространены многоковшовые экскаваторы, грейферы Достаточно широкое применение находит также гидромеханизированный способ добычи стройматериалов, в частности, землесосами.

Механические лопаты находят применение при отработке всех типов горных пород, обладают высоким усилием копания (до 0,3-0,5 МПа), прочностью конструкции и рабочего оборудования, большим диапазоном рабочих параметров. Основная особенность мехлопат - цикличность. На черпание (экскавацию) затрачивается всего 20-30% общего времени рабочего цикла.

Драглайны находят наибольшее распространение на разработке мягких, рыхлых и хорошо разрыхленных скальных и полускальных пород. Их основная особенность - гибкая подвеска ковша - позволяет иметь большие размеры стрелы ферменного строения, обеспечивающей возможность перемещения пород из забоя на большие расстояния (пород вскрыши в выработанное пространство). Большие параметры нижнего черпания позволяют драглайнам разрабатывать породы высокими уступами и в подводных забоях. К недостаткам следует отнести ограниченные возможности разработки разрыхленных скальных и полускальных пород из-за недостаточного усилия внедрения ковша в забой (под собственным весом), что практически исключает применение в этих условиях драглайнов малых размеров.

Одноковшовые погрузчики имеют сходную с мехлопатами область применения, однако усилия копания у них несколько меньше. Экскавируемые породы - мягкие, плотные и хорошо разрушенные скальные и полускальные. Характерной особенностью погрузчиков является высокая мобильность и возможность перемещения пород на значительные расстояния (до 700 м), что позволяет отнести их к разряду погрузочно-транспортирующих машин.

Основными достоинствами одноковшовых погрузчиков являются: малая металлоемкость, которая в 6-8 раз меньше, чем у одноковшовых экскаваторов, что, в свою очередь определяет в 2,5-4 раза меньшие капитальные затраты; возможность работы без снижения производительности в забоях высотой до 1-1,5 м, что позволяет обеспечить высокий уровень селективной разработки залежей сложного строения; возможность попеременного обслуживания различных забоев и управления таким образом качеством сырья в карьере; высокая маневренность; возможность механизации различных вспомогательных работ за счет применения широкой номенклатуры сменного оборудования.

К основным недостаткам, которые сужают область их применения на карьерах, относятся:

ограниченная высота черпания, которая у наиболее мощных погрузчиков обычно не превышает 5-7 м, а также меньшие по

сравнению с экскаваторами удельные усилия копания, составляющие от 1/3 до 1/6 усилия копания механических лопат.

В карьерах считается целесообразным использовать одноковшовые погрузчики с ковшами вместимостью не менее 2-3 м^3 и грузоподъемностью ковша свыше 5-5,5 т.

Одноковшовые фронтальные погрузчики менее производительны, чем мехлопаты. По данным зарубежной практики, они могут конкурировать с мехлопатами, имеющими примерно в два раза меньшую вместимость ковша. Однако в благоприятных условиях для обеспечения одинаковой производительности считается достаточным превышение вместимости ковша погрузчика по сравнению с мехлопатой на 40-80%.

Одноковшовые фронтальные погрузчики являются одним из наиболее перспективных видов выемочно-погрузочного оборудования для карьеров по добыче минеральных строительных материалов и сырья для их производства. Расчеты показывают, что не менее 50% выемочно-погрузочных работ на этих карьерах целесообразно осуществлять с использованием одноковшовых погрузчиков.

К о л е с н ы е с к р е п е р ы являются выемочно-транспортирующими машинами на разработке мягких и хорошо разрыхленных пород. Рациональная дальность транспортирования до 2-3 км.

Б у л ь д о з е р ы - выемочно-транспортирующие машины, как основное оборудование применяются на карьерах строительных материалов, россыпях, при отработке сложноструктурных залежей. Расстояние транспортирования до 100-200 м. Разрабатываемые породы - мягкие, плотные, разрыхленные скальные и полускальные.

М н о г о к о в ш о в ы е э к с к а в а т о р ы (цепные и роторные) применяются при отработке мягких и плотных пород. В отличие от одноковшовых экскаваторов являются машинами непрерывного действия, что способствует внедрению поточной технологии.

Г и д р о м е х а н и з а ц и я в настоящее время представлена гидромониторными установками, земснарядами землесосного и черпакового (драги) типа, а также плавучими грейферными установками.

Гидромониторные установки применяются для размыва мягкого минерального строительного сырья, а также вскрышных пород с последующим транспортированием их в виде пульпы по трубопроводам на заводы и отвалы.

Плавучие земснаряды (землесосы и землечерпалки) используются, как правило, при отработке морских, озерных и речных песков. Плавучая землесосная установка пульповодами соединяется с пунктами приема песков, где они обезвоживаются и отправляются потребителю либо укладываются непосредственно в сооружения (в Санкт-Петербурге песками Финского залива намыт целый район суши под жилые массивы). Земснаряды черпакового типа отгружают пески в баржи.

Для отработки обводненных гравийно-песчаных месторождений с успехом используются плавучие грейферные установки, оснащенные двух-, трех-, четырех- и шестичелюстными ковшами. Эти установки являются одним из перспективных видов выемочного оборудования для отработки обводненных гравийно-песчаных месторождений с повышенным содержанием валунов.

2.6.2. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ПО СОПРОТИВЛЯЕМОСТИ ВЫЕМКЕ ГОРНЫМИ МАШИНАМИ

Выемка породы в общем случае, независимо от применяемой машины, представляет собой отделение стружек от массива либо слоя разрушенных пород в развале. Расчетная площадь поперечного сечения стружки или слоя разрушенных пород (м²)

$$F_p = t_p b, \tag{2.60}$$

где t_p - расчетная толщина стружки (глубина внедрения экскавирующего органа), м; b - ширина стружки (слоя) понизу, м.

Рабочий орган выемочной машины испытывает сопротивление копанию со стороны экскавируемых пород, которое зависит от сопротивления породы сжатию $\sigma_{сж}$, сдвигу $\sigma_{сд}$, растяжению $\sigma_{раст}$ и ее плотности γ. В целом процесс копания принято характеризовать величиной удельного сопротивления копанию K_F

$$K_F = P_к \frac{10^{-3}}{F_ф} \leqslant P_к \frac{10^{-3}}{t_p b}, \tag{2.61}$$

где $P_к$ - касательная сила сопротивления породы копанию, кН; $F_ф$ - фактическая площадь срезаемой стружки (слоя), м².

Большое число ученых занимались и продолжают заниматься классификацией грунтов и пород по трудности экскавации: Н.Г. Домбровский, Ю.А. Ветров, В.В. Ржевский, Ю.И. Беляков и др. Установленные значения сопротивления пород копанию и классификация их по этому признаку позволяют принимать правильное решение по применению того или иного вида выемочно-погрузочного оборудования, составлять корректные задания на создание новой техники, разрабатывать реальные нормы выработки экскавационных машин в горной промышленности и строительстве.

На основе несколько измененной классификации грунтов и горных пород по трудности экскавации Н.Г. Домбровского для предприятий горнодобывающей промышленности регулярно разрабатываются Единые нормы выработки на открытые горные работы по экскавации с учетом наличия и вида транспорта (ЕНВ).

Ю.И. Беляков предложил более обобщенную классификацию грунтов и пород по трудности выемки, принципиальное построение которой соответствует официальной классификации в ЕНВ.

Однако в ней расширен диапазон изменения величины $K_р$ у грунтов и пород в различных состояниях (при промерзании, различной степени разрыхления и т.п., табл. 2.8), за счет чего появилась VI категория (условная для драглайнов и роторных машин, т.е. не поддающаяся разработке без предварительного рыхления), VII категория является условной для мехлопат. Породы VI и VII категорий после рыхления в зависимости от коэффициента разрыхления $K_р$ и кусковатости (среднего размера куска $d_{ср}$) снижают удельное сопротивление копанию K_F до 0,2-0,5 МН/м², т.е. могут быть отнесены к III-V категориям.

Величины удельного сопротивления копанию K_F даны применительно к условиям работы мехлопат с ковшом вместимостью 3-5 м³ (ЭКГ-3,2; ЭКГ-4,6; ЭКГ-5 и ЭВГ-4И). При применении других экскаваторов (мехлопат и драглайнов) величина K_F

Таблица 2.8

Обобщенная классификация грунтов и горных пород по трудности выемки

Категория	Удельное сопротивление копанию K_F МН/м²	Группа пород	Плотность в целике ρ, т/м³	Коэффициент крепости f	Характерные грунты, породы и угли в массиве
I	0,05-0,12 / 0,09-0,2	Очень мягкие и рыхлые (очень хорошо разрабатываемые)	1,2-1,75 / 1-1,1	0,5-0,8	Растительный грунт, слабые пески и супеси и др. Мягкие бурые угли, угли средней крепости выветрелые и сильнотрещиноватые
II	0,12-0,2 / 0,2-0,4	Мягкие и довольно плотные (очень хорошо разрабатываемые)	1,7-1,95 / 1,1-1,2	0,6-1	Плотный песок, средний суглинок, мягкая глина, бурые угли, выветрелые каменные угли, мел мягкий, трепел и т.п.
III	0,2-0,28 / 0,4-1	Плотные (хорошо разрабатываемые)	1,75-2,2 / 1,2-1,3	1-1,6	Тяжелый суглинок, глина и лесс средние, сильнотрещиноватые крепкие угли и др.
IV	0,28-0,38 / 1-1,8	Очень плотные (довольно хорошо раз-	1,9-2,4 / 1,4-1,5	1,5-3	Тяжелая глина, слабые аргиллиты и алевролиты, песчаник

Категория	Удельное сопротивление копанию $\frac{K_F}{K_F''}$ МН/м²	Группа пород	Плотность в целике ρ, т/м³	Коэффициент крепости f	Характерные грунты, породы и угли в массиве
		рабатываемые)			на слабом цементе, малотрещиноватые крепкие угли, среднетрещиноватые очень крепкие угли с прослойками полускальных пород и др.
V	$\frac{0,38\text{-}0,5}{1,8\text{-}2,7}$	Полускальные (трудно разрабатываемые)	$\frac{2,1\text{-}2,5}{1,5\text{-}1,6}$	3-6	Трещиноватые крепкие аргиллиты и алевролиты, мергели, сильнотрещиноватые песчаники и слабые известняки, очень крепкие угли малотрещиноватые, среднетрещиноватые угли с прослойками трещиноватых скальных пород и др.
VI (условная для драглайнов и ЭРГ)	$\frac{0,5\text{-}0,7}{-}$	Скальные и сильнотрещиноватые и выветрелые (практически не разрабатываемые без предварительного рыхления)	$\frac{2,4\text{-}3}{-}$	6-10	Монолитные аргиллиты и алевролиты, трещиноватые песчаники и известняки, малотрещиноватые угли с прослоями трещиноватых скальных пород и др.
VII (условная для ЭКГ)	$\frac{0,7}{-}$	Скальные невыветрелые и малотрещиноватые, тяжелые руды (не разрабатываемые без предварительного рыхления)	$\frac{2,8\text{-}4,3}{-}$	6-20	Монолитные песчаники, известняки, тяжелые руды, диориты, гранодиориты и др.

Примечание. В числителе - для одноковшовых экскаваторов (E = = 3÷5 м³), в знаменателе - для роторных (ориентировочно).

устанавливается через коэффициент $\mu_э$, учитывающий разницу в площади срезаемой стружки (слое):

$$K_F = K_{F\text{табл}}\mu_э, \qquad (2.62)$$

где $K_{F\text{табл}}$ - удельное сопротивление пород копанию при $b_к$ = = 1,75÷2,1 м (для экскаваторов с ковшом вместимостью 3-5 м³).

Значения коэффициента $\mu_э$ для карьерных мехлопат и драглайнов

Ширина ковша $b_к$, м	*Мехлопата*	*Драглайн*	$\mu_э$
1,5-1,65	ЭКГ-2	ЭШ-4/40	1,05
1,75-2,1	ЭКГ-3,2; ЭКГ-4,6; ЭКГ-5	ЭШ-5/45; ЭШ-6/60; ЭШ-8/60; ЭШ-10/70	1
2,2-2,5	ЭКГ-8И	ЭШ-15/90	0,95
2,7-3	ЭКГ-12,5	ЭШ-20/55; ЭШ-25/100	0,9
≥ 3,2	ЭКГ-20	ЭШ-40/85; ЭШ-80/100	0,85

Распределение грунтов и пород по категориям в обобщенной классификации дается по величине K_F и относительной продолжительности цикла экскавации $T'_ц$. При этом за базовую ($T_ц$ = = 100%) может быть принята как I, так и II категория.

Обобщенная классификация грунтов и горных пород может быть использована применительно к другим видам выемочно-погрузочного оборудования (карьерным погрузчикам, бульдозерам, скреперам). Разница заключается лишь в диапазоне возможного применения того или иного вида оборудования. Так, для бульдозеров возможный диапазон работы по целику ограничивается породами I-II категорий, для погрузчиков и скреперов - породами I-III категорий. Породы IV-VI категорий этим оборудованием могут разрабатываться после рыхления их взрывом или механическим способом до состояния, соответствующего породам II и III категорий.

2.6.3. ВЫЕМКА И ПОГРУЗКА ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ - МЕХАНИЧЕСКИМИ ЛОПАТАМИ

В современных карьерах на выемочно-погрузочных работах механические лопаты являются самым распространенным оборудованием. В зависимости от назначения и параметров рабочего оборудования выделяют строительные, карьерные и вскрышные мехлопаты.

Строительные экскаваторы Э-304Г, Э-5015А предназначаются для выполнения различных земляных, а также погрузочно-разгрузочных работ; Э-652Б - для земляных работ в мягких грунтах, в дробленых скальных и мерзлых породах с размером кусков не более 400 мм, а также для погрузки и разгрузки штучных грузов и сыпучих материалов; Э-412А, Э-10011Е, Э-1251Б, Э-1252Б, ЭО-5122 - для выемки и погрузки мягких

легких и тяжелых грунтов и мелкоразрыхленных скальных и полускальных пород; ЭО-2503 - для работ в мягких и предварительно взорванных скальных породах на горнодобывающих предприятиях, а также для производства строительно-монтажных работ. Строительные экскаваторы имеют вместимость ковша E = = 0,4÷2,5 м^3 и в основном используются на карьерах с производительностью по горной массе 1 млн м^3 и менее.

Карьерные экскаваторы типа ЭКГ применяются при разработке мягких пород и разрушенных скальных и полускальных пород любой кусковатости на карьерах разной производительности. Экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием используются при проходке траншей, верхней погрузке, а также при отработке высоких уступов, рыхлых пород, с применением забойного конвейерного транспорта (табл. 2.9).

Вскрышные экскаваторы типа ЭВГ и ЭКГ с удлиненным рабочим оборудованием применяются при выемке и размещении пород вскрыши в выработанное карьерное пространство, при складировании пустых пород на отвалах, открытых складах полезного ископаемого и перегрузочных пунктах (см. табл. 2.9).

В последние годы в мировом экскаваторостроении определилась тенденция к созданию карьерных и вскрышных экскаваторов с гидроприводом. Основные конструктивные преимущества гидравлических экскаваторов перед мехлопатами состоят в следующем:

меньшей массе при равной вместимости ковша;

большей скорости передвижения (примерно в два раза);

меньшем удельном давлении на грунт (на 35-45%);

возможности работать на наклонной рабочей площадке (до 18-20°);

возможности работы с различным сменным оборудованием;

более высокой степени селективной выемки (особенно при использовании оборудования обратной мехлопаты) за счет оптимальной траектории движения ковша;

больших (в 2-2,5 раза) усилиях внедрения ковша в породу;

возможности добычи породы из-под воды нижним черпанием.

Гидравлические экскаваторы ЭО-4121, ЭО-5122, ЭО-6122 (см. табл. 2.9) получают широкое распространение на разработке карбонатных и гравийно-песчаных месторождений.

При конструировании мехлопат большое внимание уделяется экскаваторным зубьям, их положению, расстоянию между ними, ширине, форме, материалу, предохранению (бронированию) и креплению с целью обеспечения высокой производительности. Разработаны и применяются (за рубежом и в смежных отраслях горнодобывающей промышленности) "активные" зубья, получающие вибрационное осевое движение с помощь пневмопривода. Применение таких зубьев может быть рекомендовано при разработке плотных валунно-гравийно-песчаных пород с большим и очень большим содержанием валунного материала (например, Чирюртовского месторождения).

Таблица 29

Характеристика экскаваторов - мехдопат

Показатели	Карьерные							
	ЭКГ-4,6Б*	ЭКГ-5А*	ЭКГ-6,3ус*	ЭКГ-8И*	ЭКГ-10	ЭКГ-12,5	ЭКГ-15	ЭКГ-20
Вместимость ковша, м³	4,6	5	6,3 (8)**	8 (10)**	10 (8; 12,5; 16)	12,5 (16)*	15	20
Наибольший радиус копания, м	14,4	14,5	19,8	18,34	18,4	22,5	22,6	21,6
Радиус копания на уровне стояния, м	9	9	13,5	12	12,6	14,8	15,6	
Наибольшая высота копания, м	10,3	10,3	17,1	13,6	13,5	15,6	16,4	17,9
Наибольшая высота разгрузки, м	6,7	6,7	12,5	8,3	8,6	10	10	12
Наибольший радиус разгрузки, м	12,65	12,65	17,9	16,3	16,3	19,9	20,0	19,4
Среднее давление на грунт, кПа	210	210	201	201	216	196	206	294
Продолжительность цикла при повороте на 90° и разгрузке в отвал, с	23	23	28	26	26	32	28	28

Продолжение табл. 2.9

Показатели	Гидравлические						Вскрышные и с удлиненным оборудованием		
	ЭО-5122А*		ЭО-6122А*		ЭГ-12	ЭГ-20	ЭВГ-35/65	ЭКГ-4у*	ЭКГ-6,3у*
	прямая лопата	обратная лопата	прямая лопата	обратная лопата					
Вместимость ковша, $м^3$	2	1,8; 1,6	3,1	3,1; 2,5	12	20	35	4 (5)	6,3 (8)
Наибольший радиус копания, м	8,9	-	10,2	-	15,4	18	60	23,6	34,5
Радиус копания на уровне стояния, м	-	9,7; 11,2		11,6; 12,6	-	-	37		
Наибольшая высота копания, м	9,6	6,2; 7,7	9,7	7,3; 8,4	14	18	40	22,16	29,2
Наибольшая высота разгрузки, м	5,1	5,3; 5,7	5,3	6,6; 6,7	12	15	24 (при максимальном радиусе)	17,52	24
Наибольший радиус разгрузки, м					14	16	58 (при максимальной высоте)	22,14	32,4
Среднее давление на грунт, кПа	81,4			101	166	196	656	196	196
Продолжительность цикла при повороте на 90° и разгрузке в отвал, с	20	25; 27	22,4	29	28	28		30	40

* Модели применяются при разработке строительных горных пород.
** Вместимость ковша при разработке мягких грунтов малой плотности.

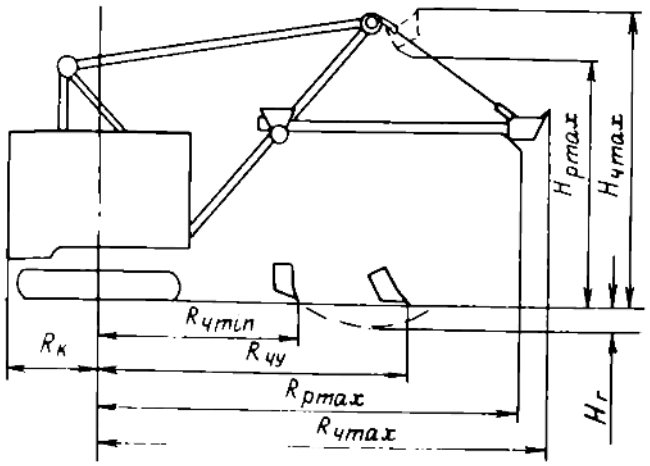


Рис. 2.16. Рабочие параметры механических лопат

Основные технологические параметры механических лопат: вместимость ковша, рабочие параметры, продолжительность цикла, габариты, преодолеваемый уклон, масса, давление на грунт. К рабочим параметрам (рис. 2.16) относятся максимальные радиус черпания $R_{ч\,max}$ и разгрузки $R_{p\,max}$, максимальные высота копания $H_{ч\,max}$ и разгрузки $H_{p\,max}$, которые зависят от длины рукояти и стрелы, угла наклона последней, а также от положения мест черпания и разгрузки. Кроме того, следует отметить минимальный радиус черпания $R_{ч\,min}$, который является ограничением приближения экскаватора к отгружаемой горной массе, и радиус черпания на уровне стояния $R_{ч.у}$, который определяется как максимальное расстояние, на котором экскаватор режущей кромкой зубьев достает поверхность на уровне своего стояния и который лежит в основе определения ширины экскаваторного забоя. Поворотный относительно рукояти в вертикальной плоскости ковш обеспечивает гидравлическим экскаваторам уменьшение минимального и значительное увеличение максимального радиуса копания на горизонте установки; значительное увеличение глубины копания $H_г$; улучшение наполнения ковша в низких забоях и др.

Радиус вращения задней части кузова $R_к$ - один из основных габаритных параметров экскаватора.

Работа карьерных механических лопат осуществляется, как правило, в комплексе с транспортными средствами, которые для погрузки горной массы располагаются либо на уровне установки экскаватора (нижняя погрузка), либо выше горизонта установки экскаватора (верхняя погрузка). Преобладающее распространение получила схема работы мехлопат с нижней погрузкой. Работа с верхней погрузкой применяется в основном при от-

работке нижних уступов, на подготовке новых горизонтов и при проведении траншей.

Место выемки экскаватором горных пород при отработке уступа называется з а б о е м. Местоположение забоя определяется типом отрабатываемых пород. Так, в мягких сыпучих и плотных породах (I-IV категории по классификации Ю.И. Белякова), не требующих предварительного рыхления, забой экскаватора расположен в естественном массиве горных пород (в целике). Скальные и полускальные породы (V-VII категории по классификации) требуют обязательного предварительного рыхления буровзрывным (иногда механическим) способом, и в этом случае забой экскаватора располагается в развале разрыхленной горной массы.

Рабочая поверхность забоя может располагаться параллельно фронту уступа, и тогда забой называется ф р о н т а л ь н ы м (рис. 2.17, *а*). Но чаще всего забой карьерных мехлопат располагается нормально или под углом к фронту уступа и называется т о р ц е в ы м (рис. 2.17, *б*). При проходке вскрывающих и подготовительных выработок (траншей) экскаваторы работают в т у п и к о в о м з а б о е (рис. 2.17, *в*).

Основными параметрами забоев являются высота $h_з$ и ширина A.

Выемка фронтальным забоем осуществляется редко, в основном при необходимости отработки уступа по фронту тонкими стружками по условиям залегания полезного ископаемого (сложная контактная зона). Во фронтальном забое средний угол поворота экскаватора составляет 110-140°, что уменьшает его производительность по сравнению с работой в торцевом забое.

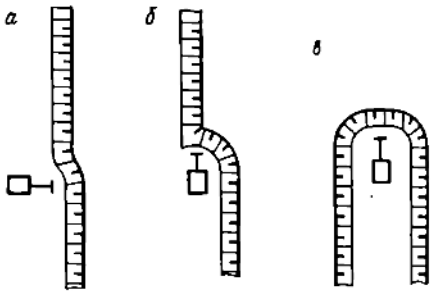


Рис. 2.17. Формы экскаваторных забоев

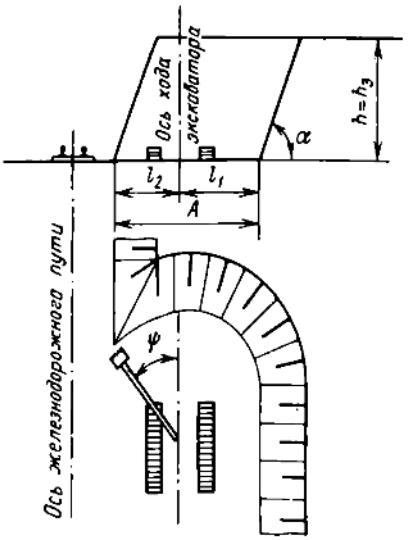


Рис. 2.18. Схема забоя механической лопаты в рыхлых породах

На рис. 2.18 представлен торцевой забой механической лопаты, работающей с нижней погрузкой в мягких, плотных или сыпучих породах (в дальнейшем под общим названием "р ы х л ы е"). Согласно "Единым правилам безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом" высота забоя в рыхлых породах $h_з$ не должна превосходить высоту черпания экскаватора $H_ч$. Если учесть, что высота забоя - это высота уступа h, то можно записать

$$h_з = h \leqslant H_ч. \tag{2.63}$$

Минимальная высота забоя мехлопаты определяется из условия наполнения ковша за один цикл, что, как правило, соответствует 2/3 высоты расположения напорного вала экскаватора, но во всех случаях она не должна быть менее двойной-тройной высоты ковша.

Ширина забоя A определяется зависимостью

$$A = (1{,}5 \div 1{,}8) R_{чу}. \tag{2.64}$$

При этом расстояние от целика до оси хода экскаватора

$$l_1 \simeq R_{чу},$$

а со стороны подхода транспорта (выработанного пространства)

$$l_2 \simeq (0{,}5 \div 0{,}8) R_{чу}.$$

Величина l_2 определяется углом между осью хода экскаватора и нижней кромкой уступа со стороны транспорта: $\psi < 45^\circ$. В этом случае экскаватор способен самостоятельно без помощи вспомогательного оборудования (бульдозера) отгружать всю горную массу из забоя. При увеличении l_2, а значит, и угла ψ экскаватор при черпании может часть горной массы выталкивать к транспортным коммуникациям, что усложняет выемочно-погрузочные работы и требует использования вспомогательного оборудования.

Работа с верхней погрузкой осуществляется мехлопатами при проходке траншей в стесненных условиях (малая площадь сечения с целью увеличения скорости проходки), при плохих гидрогеологических (обводненность), инженерно-геологических (слабая несущая способность подошвы отрабатываемого уступа) условиях и в основном экскаваторами с удлиненным оборудованием. На рис. 2.19 показана верхняя погрузка мехлопатой рыхлых пород из целика.

Максимальная высота уступа (м), являющаяся одновременно высотой забоя, определяется исходя из максимальной высоты разгрузки экскаватора:

$$h = h_з = H_{p\max} - h_т - e, \tag{2.65}$$

где $H_{p\max}$ - максимальная высота разгрузки экскаватора, м; $h_т$ - высота транспортного сосуда от кровли отрабатываемого

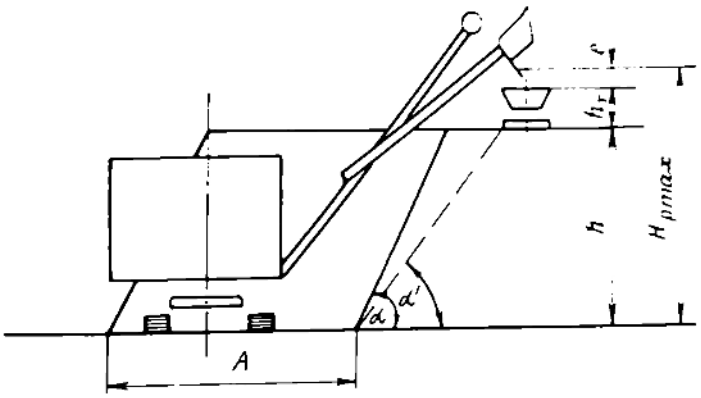


Рис. 2.19. Схема забоя механической лопаты с верхней погрузкой в рыхлых породах:
α' - угол устойчивого откоса уступа

уступа, м; $e = 0{,}5 \div 1$ - безопасный зазор между кузовом думпкара и днищем открытого ковша, м.

Высота уступа (подуступа), разрабатываемого механической лопатой при верхней погрузке, должна обеспечивать видимость транспортных средств из кабины машиниста экскаватора.

При разработке песчано-гравийных пород на современных карьерах используются мехлопаты с вместимостью ковша от 1,25 до 5 м^3.

При разработке скальных пород (осадочных и изверженных) и цементного сырья вместимость ковшей применяемых мехлопат достигает 8-12 м^3.

На карьерах керамзитового и кирпичного сырья доля глиняных карьеров в объеме общей добычи составляет около 85%. Основным типом выемочно-погрузочного оборудования на них являются экскаваторы с ковшом вместимостью 0,5-2 м^3.

При отработке скальных и полускальных пород забой механических лопат располагается в развале взорванной горной массы шириной $X_м$ с нижней кромкой в точке O, образовавшемся после производства буровзрывных работ.

При этом необходимо обращать внимание на следующее обстоятельство: часть развала по ширине (со стороны выработанного пространства) имеет незначительную высоту, и непосредственная ее отработка после взрыва нерациональна из-за низкой производительности экскаватора и лишнего переустройства транспортных коммуникаций. Поэтому при автомобильном транспорте пониженная часть подлежит окучиванию бульдозерами (положение $O'KLN$ на рис. 2.20). При железнодорожном транспорте окучивание производят бульдозер и экскаватор до положения $O''K'L'N'$, высота которого соответствует высоте разгрузки экскаватора $H_р$.

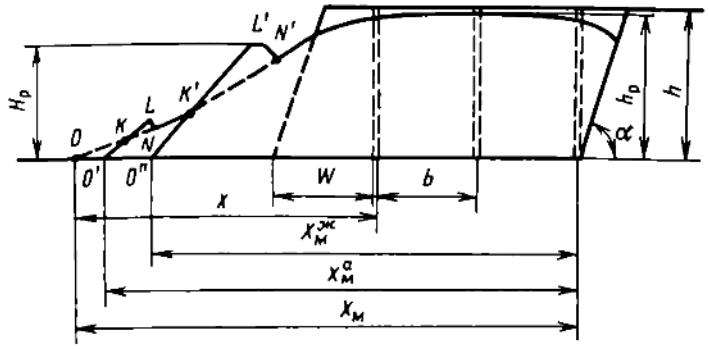


Рис. 2.20. Схема обработки развала взорванной горной массы перед погрузкой

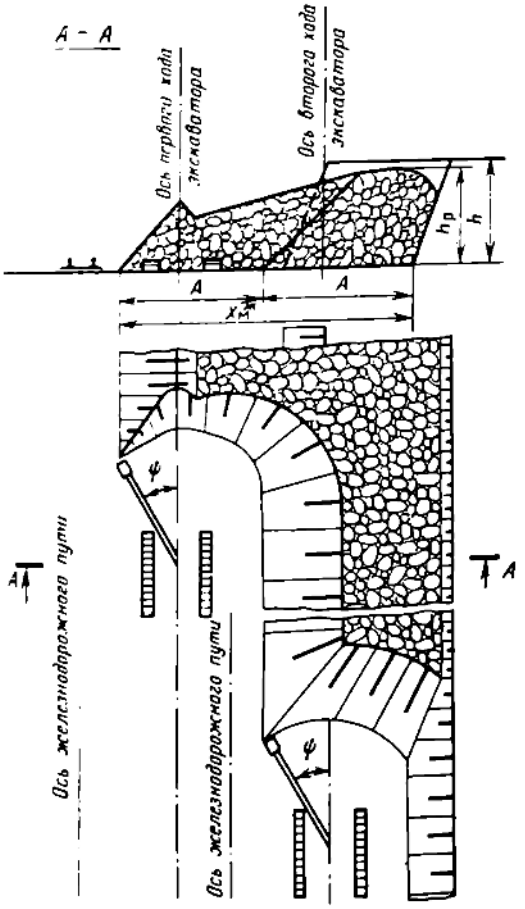


Рис. 2.21. Схема забоя механической лопаты во взорванных породах при нижней погрузке

При проектировании буровзрывных и выемочно-погрузочных работ по возможности необходимо стремиться к обеспечению кратного соотношения между шириной экскаваторного забоя A и шириной обработанного развала $X_м^а$ при автомобильном транспорте и $X_м^ж$ при железнодорожном.

На рис. 2.21 приведена схема забоя экскаватора при нижней погрузке в скальных или полускальных породах.

Согласно "Единым правилам безопасности" при разработке крепких пород одноковшовыми экскаваторами типа механической лопаты с применением взрывных работ при одно- и двухрядном взрывании высота уступа h не должна более чем в 1,5 раза превышать высоту черпания экскаватора $H_ч$. При этом высота развала $h_р$ не должна превышать высоту черпания экскаватора, т.е.

$$h \leqslant 1{,}5H_ч, \text{ но при этом } h_р \leqslant H_ч. \qquad (2.66)$$

При разработке мехлопатами крепких пород с применением многорядного взрывания высота развала не должна более чем в 1,5 раза превышать высоту черпания экскаватора ($h_р \leqslant 1{,}5H_ч$). При экскавации горной массы из таких развалов должны осуществляться дополнительные меры, препятствующие произвольному обрушению образующихся "козырьков" и нависей.

Ширина забоя (заходки экскаватора) в развале определяется аналогично работе его в рыхлых породах по зависимости (2.64).

Положение экскаватора в забое так же, как и в рыхлых породах, определяется углом $\psi < 45^\circ$.

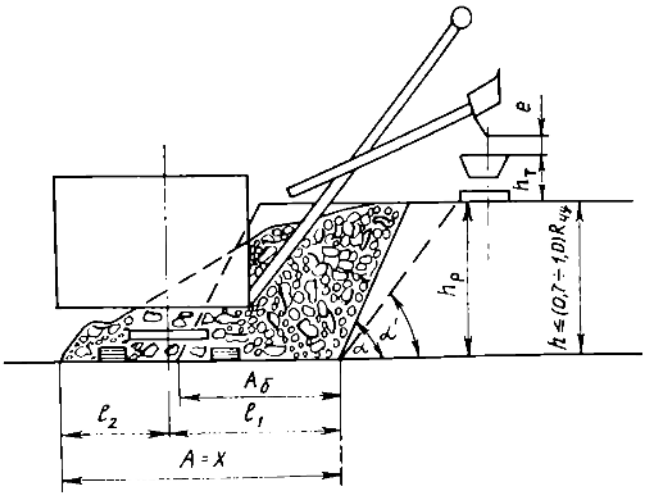


Рис. 2.22. Схема забоя механической лопаты с верхней погрузкой во взорванных породах:
$A_б$ - ширина буровой заходки

При верхней погрузке мехлопатами взорванные породы из развала должны отгружаться за один проход экскаватора (рис. 2.22). Поэтому ширина развала X не должна быть больше ширины нормальной заходки A, т.е.

$$X \leqslant A \leqslant (1{,}5 \div 1{,}8) R_{ч}. \qquad (2.67)$$

Для обеспечения указанной ширины развала должна быть принята соответствующая буровая заходка по целику $A_б$, а высота уступа

$$h \leqslant (0{,}7 \div 1)\ H_{ч}.$$

Высота забоя $h_з$, равная высоте развала $h_р$, не будет превосходить в этом случае высоты черпания экскаватора $H_{ч}$:

$$h_з = h_р \leqslant H_{ч}. \qquad (2.68)$$

Ширина забоя (заходки, развала) A и положение в ней экскаватора ψ определяются так же, как и при нижней погрузке.

2.6.4. ВЫЕМКА И ПОГРУЗКА ОДНОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ - ДРАГЛАЙНАМИ

В СНГ драглайны всех горнодобывающих отраслей составляют около 20% парка одноковшовых экскаваторов и с их применением выполняется около 20% объемов горных и земляных работ.

При разработке месторождений минеральных строительных материалов и сырья драглайны обычно применяют для экскавации мягких и значительно реже хорошо разрыхленных скальных и полускальных пород в выработанное пространство карьера или в навал на борту его или траншей (Сычевский ГОК, Вяземское к/у, Смоленский, Пикалевский карьеры и др.). В некоторых случаях драглайны используют для погрузки песчано-гравийных смесей, глинистых пород в транспортные средства либо в комбинации с перегрузочными устройствами и другими выемочно-погрузочными машинами (мехлопаты, погрузчики). Кроме того, драглайны могут быть использованы при управляемом обрушении на разработке несвязных пород.

Типажный ряд драглайнов, приведенный в табл. 2.10, характеризуется изменением в широких пределах размеров рабочих органов (вместимость ковша 4-100 м^3) и рабочих параметров (радиус черпания 40-100 м). Машины, используемые в настоящее время при разработке месторождений строительных горных пород, отмечены звездочкой.

На рис. 2.23 приведены рабочие параметры драглайнов: $R_{ч}$ - радиус черпания, определяемый длиной стрелы и углом ее наклона (20-35°). Часто опытные машинисты используют центробежную силу ковша, возникающую при повороте экскаватора от места разгрузки к забою, для увеличения радиуса черпания до

Техническая характеристика шагающих экскаваторов-драглайнов

Таблица 2.10

Показатели	ЭШ-6,5/45У	ЭШ-10/70АУ	ЭШ-13/50У	ЭШ-11/70У	ЭШ-14/50У
Вместимость ковша, $м^3$	6,5	10	13	11	14
Длина стрелы, м	45	70	50	70	50
Угол наклона стрелы, градус	25-35	30	35	30	35
Радиус, м, не более:					
черпания	43,5	66,5	46,5	66,5	46,5
разгрузки	43,5	66,5	46,5	66,5	46,5
Высота разгрузки, м, не более	19,5	27,5	20,5	27,5	20,5
Глубина черпания, м, не более	22	35	21	35	21
Радиус вращения хвостовой части кузова, м	9,7	15	15	15	15
Ширина хода, м	11,5	13,72	13,72	13,72	13,72
Диаметр опорной базы, м	7,7	9,7	9,7	9,7	9,7
Скорость передвижения машины, км/ч	0,48	0,2	0,2	0,2	0,2
Расчетная (теоретическая) производительность, $м^3/ч$	557	686	1200	756	1320
Продолжительность цикла, с (при угле поворота 120° в грунтах I категории)	42	52,5	39*	52,5	39*
Рабочая масса экскаватора, т	295	688	620	700	620

* При угле поворота 60°.

Продолжение табл. 2.10

Показатели	ЭШ-15/90А	ЭШ-20/90	ЭШ-25/100А	ЭШ-40/85	ЭШ-100/100
Вместимость ковша, $м^3$	15	20	25-30	40	100
Длина стрелы, м	90	90	100	85	100
Угол наклона стрелы, градус	32	32	32	32	35
Радиус, м, не более:					
черпания	83	83	94,5	82	97
разгрузки	83	83	94,5	82	97
Высота разгрузки, м, не более	39,3	38,5	41	33	43
Глубина черпания, м, не более	42,5	42,5	47	40	47
Радиус вращения хвостовой части кузова, м	18,5	19,7	25	21,5	27,8
Ширина хода, м	20	20,5	26,6	27,5	40,25
Диаметр опорной базы, м	14	14,5	18	18	27
Скорость передвижения машины, км/ч	0,08	0,08	0,06	0,08	0,08
Расчетная (теоретическая) производительность, $м^3/ч$	725	965	1100	1930	4800
Продолжительность цикла, с (при угле поворота 120^0 в грунтах I категории)	60	60	65	60	60
Рабочая масса экскаватора, т	1695	1740	2700	3200	10300

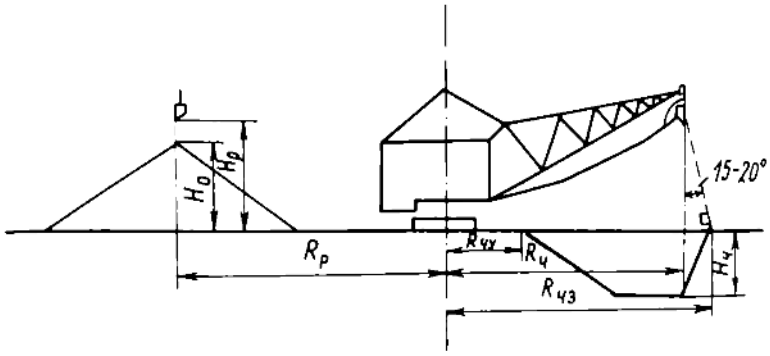


Рис. 2.23. Рабочие параметры драглайна

значения $R_{чз}$ (радиус черпания с забросом), при котором угол отклонения подъемного каната от вертикали достигает 15-20°, а величина заброса 2,5-15 м; $R_{чу}$ - минимальный радиус черпания на уровне стояния драглайна; $R_р$ - радиус разгрузки экскаватора; $H_ч$ - глубина черпания драглайна; $H_о$ - высота отвала, отсыпаемого на уровне стояния.

Драглайны в основном работают в торцевом забое, являющемся для них наиболее рациональным по производительности и глубине черпания. Фронтальный забой иногда используют при проходке траншей с целью увеличения вместимости навала извлекаемых пород, размещаемых на одном борту. Однако при этом уменьшается глубина черпания экскаватора, а значит, и возможная глубина траншей.

Относительно отрабатываемого уступа и забоя драглайн может устанавливаться:

на кровле уступа (вверху забоя);

на почве уступа (внизу забоя);

на подуступе (на промежуточной площадке по высоте забоя).

При расположении на кровле уступа (рис. 2.24, *а*) экскаватор находится за пределами призмы обрушения и осуществляет выемку пород нижним черпанием. Угол откоса забоя, как правило, не превышает 45° для мягких пород, 40° - для плотных и 30° - для особо тяжелых пород.

На кровле уступа драглайн имеет наиболее благоприятные условия для черпания, самую высокую при прочих равных условиях производительность, но наиболее удален от выработанного пространства, что обусловливает минимальную ширину A' и вместимость (площадь S_o') отвальной заходки (равна по ширине вскрышной заходке) при заданной величине ширины площадки $Б$ и транспортной полосы B. Радиус разгрузки экскаватора (м)

$$R_р = \frac{C_x}{2} + H \operatorname{ctg} \gamma' + Б + h \operatorname{ctg} \alpha + B + H_o' \operatorname{ctg} \beta, \quad (2.69)$$

где C_x - ширина хода экскаватора, м; H - высота вскрышного (отрабатываемого) уступа, м; γ и γ' - углы рабочего и

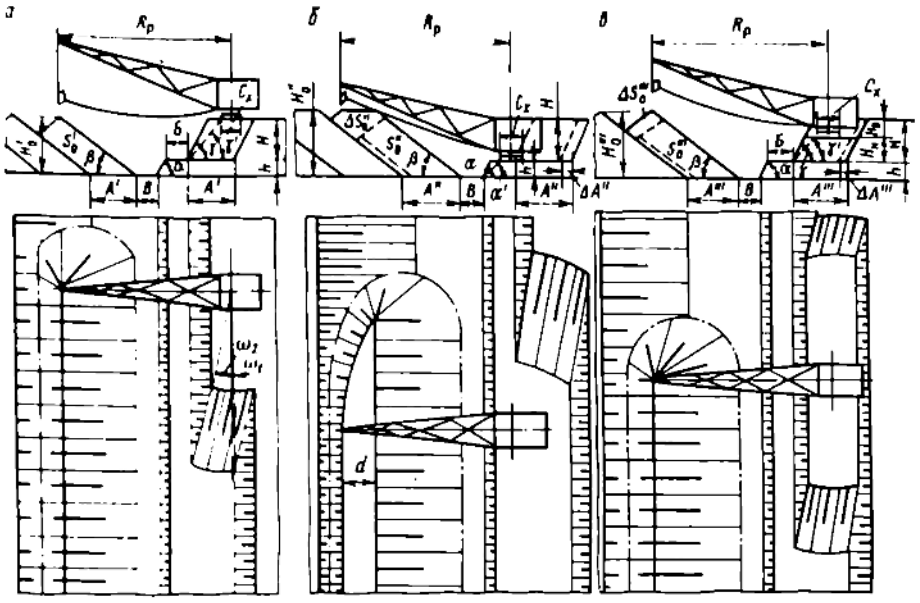


Рис. 2.24. Схемы работы драглайна

устойчивого откосов уступа соответственно, градус; h - мощность пласта полезного ископаемого, м; α - угол откоса рабочего уступа полезного ископаемого, градус; H_o - высота отвала при расположении драглайна на кровле уступа, м; β - угол откоса отвала, градус.

Тот же экскаватор, работая в тех же горно-геологических условиях, располагаясь за призмой обрушения на почве вскрышного (на кровле добычного) уступа (рис. 2.24, *б*), максимально приближен к выработанному пространству. Вместимость отвальной заходки (по площади) увеличивается до значения $S_o'' = S_o' + \Delta S_o''$, а ширина вскрышной и отвальной заходки - до величины $A'' = A' + \Delta A''$. При этом возможная высота отвала $H_o'' > H_o'$ и будет определяться высотой разгрузки экскаватора H_p.

Радиус разгрузки (м) можно установить по зависимости

$$R_p = \frac{C_x}{2} + h \operatorname{ctg} \alpha' + B + H_o'' \operatorname{ctg} \beta + d, \qquad (2.70)$$

где α' - угол устойчивого откоса уступа полезного ископаемого, градус; $H_o'' \leqslant H_p$ - высота отвала, м; d - ширина отвальной заходки поверху, м.

По этой схеме экскаватор работает с верхним черпанием, что значительно снижает его производительность.

Расположение драглайна на промежуточной площадке (рис. 2.24, *в*), положение которой (высота верхнего $H_в$ и нижнего $H_н$ подуступов) устанавливается технико-экономическим

расчетом, иногда помогает сгладить недостатки первых двух схем и обеспечить эффективную экономичную работу экскаватора. При этом вместимость отвальной заходки $S_o''' = S_o' + \Delta S_o'''$, ширина ее и вскрышной заходки достигает $A''' = A' + \Delta A'''$, высота отвала $H_o''' > H_o'$, производительность экскаватора несколько снижается. Радиус разгрузки экскаватора (м) определяется выражением

$$R_p = \frac{C_x}{2} + H_н \operatorname{ctg} \gamma' + Б + h \operatorname{ctg} \alpha + B + H_o''' \operatorname{ctg} \beta. \quad (2.71)$$

Возможные параметры забоя драглайна зависят, как рассмотрено выше, от расположения его относительно отрабатываемого уступа и связанного с этим способа черпания.

Высота забоя $H_з$ (уступа H) при нижнем черпании определяется глубиной черпания $H_ч$, т.е.

$$H_з = H \leqslant H_ч. \quad (2.72)$$

При верхнем черпании высота забоя $H_з$ должна быть не более $0{,}8H_p$ (обычно $H_з = H = (0{,}5 \div 0{,}7)H_p$). Угол откоса забоя при этом не должен превышать 20-25° для предотвращения скольжения ковша по забою и обеспечения его наполнения. Следует иметь в виду, что верхнее черпание эффективно только у драглайнов с ковшами вместимостью 10-15 м³ и более, вес которых обеспечивает хорошее внедрение в забой. Однако их производительность ниже, чем при нижнем черпании.

Максимальная ширина забоя (заходки) драглайна (м)

$$A_{max} = R_ч(\sin \omega_1 + \sin \omega_2), \quad (2.73)$$

где ω_1 и ω_2 - углы поворота драглайна от оси его хода при копании (см. рис. 2.24, *а*), каждый из которых не превосходит 30-45°. Сектор копания $\omega = \omega_1 + \omega_2 = 60 \div 90°$; $R_ч$ - радиус черпания драглайна, м.

Обычно угол ω_1 близок к нулю, тогда $\omega = \omega_2$ и ширина забоя (заходки) (м)

$$A = R_ч \sin \omega. \quad (2.74)$$

При этом угол поворота экскаватора на разгрузку будет находиться в пределах 45-90°.

Как говорилось выше, драглайны могут быть использованы на отработке хорошо разрыхленных скальных и полускальных пород. Для этого необходимы машины с вместимостью ковша $E \geqslant 10$ м³, а подготовка горной массы к выемке требует увеличенного удельного расхода взрывчатых веществ, например на известняках Эстонии 0,7-0,8 кг/м³ вместо 0,392 кг/м³ (нормативный расход); на доломитизированных известняках 0,71-0,8 кг/м³ вместо 0,55-0,57 кг/м³ по нормативам; на аргиллитах, алевролитах ($f = 4 \div 6$), песчаниках ($f = 6 \div 10$) - 0,6-0,8 кг/м³. По проекту Гипроцемента крепкие мергели и мелы Коммунарского месторождения рыхлятся с помощью БВР и экскавируются экскаватором ЭШ-10/70А в штабель.

Схемы разработки взорванных пород драглайнами в принципе не отличаются от схем выемки мягких и плотных пород из массива.

В некоторых случаях драглайны в вместимостью ковша 4-15 м^3 находят применение в комбинации с транспортными средствами либо с перегрузочными устройствами и другими погрузочными машинами.

Широко используют драглайны при добыче песчано-гравийных и разрыхленных взрывным способом карбонатных пород из-под воды. В последнем случае, как правило, вместимость ковшей драглайнов составляет 5-10 м^3 (ПО "Доломит", Витебская обл.).

Глубина подводной отработки в значительной мере зависит от угла откоса забоя, величина которого значительно меньше, чем при отработке сухого забоя, и определяется содержанием гравийно-валунного материала.

При длине стрелы 20-25 м глубина подводной разработки составляет 5-7 м, коэффициент наполнения ковша обычной конструкции 0,4-0,5. Перфорация ковшей отверстиями диаметром 25-35 мм позволяет снижать влажность горной массы, благодаря чему коэффициент наполнения достигает 0,8. Степень перфорации - отношение площади отверстий к общей площади стенок и днища ковша - не должна превышать 7%. При выемке пород из-под воды целесообразно использовать специальные ковши, разработанные во ВНИПИИстромсырье. Основная особенность их состоит в увеличении вместимости за счет наращивания высот задних частей боковых и задней стенок.

Подводную выемку строительного камня и песчано-гравийных пород применяют при отсутствии возможности (больших затратах) осушения месторождения, иногда недопустимого в силу требований охраны окружающей среды.

За рубежом большое распространение на разработке песчано-гравийных месторождений при глубине 30-40 м получили плавучие грейферные установки с ковшом вместимостью 3-4 м^3 и выше.

Преимуществом грейферных установок является повышенная производительность при большой глубине отработки и значительной валунчатости пород, меньшая энерго- и металлоемкость, возможность отказаться от карьерного водоотлива.

Плавучие грейферные установки часто применяются в сочетании с перерабатывающим оборудованием, размещенным на них.

2.6.5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ОДНОКОВШОВЫХ ЭКСКАВАТОРОВ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ КОЛИЧЕСТВА

Прежде чем приступить к расчету производительности, необходимо выбрать экскаватор в соответствии с горногеологическими условиями.

При проектировании экскаваторных работ необходимо учитывать следующие факторы.

1. Вид экскавируемых пород. Рыхлые породы могут отрабатываться практически всеми видами выемочно-погрузочных машин, скальные - как правило, мехлопатами, а хорошо разрыхленные - драглайнами.

2. Условия залегания полезного ископаемого, покрывающих и вмещающих пород. На горизонтальных и пологих месторождениях высоту уступа следует принимать в соответствии с вертикальной мощностью отдельных пластов осадочных пород и полезного ископаемого. Отсюда и тип экскаватора принимается в зависимости от мощности подлежащего отработке пласта.

3. Производительность карьера. Большой производственной мощности карьера должны соответствовать экскаваторы с большими рабочими параметрами и производительностью.

4. Число уступов в одновременной отработке. Этот фактор имеет большое влияние на выбор экскаватора при отработке крутых месторождений (особенно расположенных в гористой местности), когда при высокой производительности карьеров находится в одновременной отработке большое число уступов и, следовательно, имеет место большая протяженность фронта работ. Использование крупных моделей экскаваторов в этом случае не всегда целесообразно, так как большой фронт работ, приходящийся на каждый экскаватор, требует их частого перемещения с уступа на уступ. Исходя из этого, применяют экскаваторы с меньшими рабочими параметрами и производительностью.

Как видим, этот фактор находится в некотором противоречии с предыдущим, поэтому окончательное решение принимается на основе тщательных технико-экономических расчетов и сравнений.

5. Буровзрывные работы. При отработке скальных пород забой экскаватора находится во взорванной горной массе, поэтому надо помнить, что высоту развала, а значит, и рабочие параметры принимаемого экскаватора определяют число взрываемых рядов и схема короткозамедленного взрывания.

Эксплуатационная производительность экскаваторов $Q_э$ является важным технико-экономическим показателем, определяющим общий парк выемочного оборудования, производительность транспортного оборудования, трудящихся и, наконец, затраты на производство горных работ. Она учитывает конкретные забойные условия, предопределяемые гранулометрическим составом экскавируемых пород и отражаемые коэффициентами наполнения ковша $K_к$ и разрыхления в нем горной массы $K_р$ фактическую продолжительность цикла $T_ц$, уровень эффективности использования экскаватора во времени, что обусловли-

вается организацией выемочно-погрузочных работ, а также смежного с ними процесса транспортирования и отражается коэффициентом использования экскаватора во времени $K_и$:

$$Q_э = 3600 T_{см} E K_н K_и / (T_ц K_р), \quad (2.75)$$

где E - вместимость ковша экскаватора, м^3; $T_{см}$ - продолжительность смены, ч.

Продолжительность рабочего цикла экскаватора $T_ц$ (с) существенно отличается от ее паспортного значения $t_ц$ из-за реальных условий выполнения цикла: высоты отрабатываемого забоя, угла поворота экскаватора на разгрузку, условий разгрузки, погрузки породы и квалификации машиниста.

$$T_ц = t_ц / K_т, \quad (2.76)$$

$$K_т = K_h K_\psi K_r K_c, \quad (2.77)$$

где K_h - коэффициент, учитывающий влияние высоты забоя на заполнение ковша; K_ψ - коэффициент, учитывающий влияние угла поворота экскаватора на разгрузку; K_r - коэффициент, учитывающий условия разгрузки породы в транспортные средства; K_c - коэффициент, учитывающий квалификацию машиниста.

Значения K_h находятся в следующей зависимости от высоты отрабатываемого забоя:

фактическая высота забоя по отношению к рациональной высоте забоя, %	40	60	80	100	120	140
K_h	0,8	0,91	0,97	1	0,97	0,85

Рациональной высотой забоя (100%) можно считать ее значение, равное 2/3 $H_{нв}$ ($H_{кв}$ - высота расположения напорного вала, м).

Величина коэффициента K_ψ принимается в зависимости от угла поворота экскаватора:

угол поворота экскаватора на разгрузку, градус	30	60	90	120	150	180
K_ψ	1,4	1,2	1	0,9	0,8	0,7

Коэффициент K_r устанавливается с учетом соотношения вместимостей транспортного сосуда и ковша экскаватора, физико-механических свойств пород, расположения транспортных средств относительно уровня стояния экскаватора. При погрузке породы в автосамосвалы на уровне стояния экскаватора K_r может принимать значения, приведенные в табл. 2.11.

Значения коэффициента K_c, учитывающего квалификацию машиниста, ориентировочно находятся в пределах 0,5-1.

Таблица 2.11

Значения коэффициента $K_г$ при погрузке породы в автотранспорт

Характеристика пород	Отношение вместимости кузова автосамосвала к вместимости ковша экскаватора $V_т/E$		
	2	4	6
Песок, гравий, галька	0,8	1	1,1
Вязкие и пластичные породы	1,3	2,3	3
Взорванные скальные породы	1,1	1,4	2,2

На практике средняя продолжительность рабочего цикла экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-5 составляет около 30 с, экскаватора ЭКГ-8И - около 35 с и ЭКГ-12,5 - около 40 с.

Отношение коэффициента наполнения ковша экскаватора к коэффициенту разрыхления ее в ковше представляет собой коэффициент экскавации $K_э$. Рекомендуемые значения коэффициентов $K_э$ и $K_р$ приведены в табл. 2.12, коэффициент $K_н$ может быть получен из этой же таблицы расчетом.

Примерные значения коэффициента использования экскаватора во времени $K_и$, учитывающего уровень организации выемочно-погрузочных работ, применительно к различным видам транспортных средств приведены ниже.

Значения коэффициента использования экскаваторов во времени $K_и$

Транспорт	*Схема подачи транспортных средств*	$K_и$
Конвейерный	Поточный	0,7-0,9
Автомобильный	Поточный	0,7-0,8
	Тупиковый	0,6-0,7
Железнодорожный	Поточный	0,7-0,8
	Тупиковый	0,4-0,6

Годовая производительность одноковшового экскаватора ($м^3$)

$$Q_{год} = Q_э N, \qquad (2.78)$$

где N - число рабочих смен экскаватора в год.

При определении годового числа рабочих смен учитывается принятый режим работы экскаваторов (число рабочих смен в сутки, рабочих дней в неделю, сезонная или круглогодовая работа), жесткость погоды (среднее число смен простоев экскаваторов в год по климатическим условиям), продолжительность планово-предупредительных ремонтов.

Следует иметь в виду, что производительность экскаваторов изменяется в зависимости от вида выполняемых работ:

при использовании мехлопат с верхней погрузкой сменную производительность необходимо уменьшать на 30% по сравнению с нижней погрузкой;

Таблица 2.12

Рекомендуемые значения коэффициентов $K_р$ и $K_э$ при различных категориях пород

Категория пород		$K_р$ при экскавации		$K_э$	
по классификации ЕНВ	по обобщенной классификации	пород из массива	разрыхленной массы	прямых лопат	драглайнов
I	I	1,15	1,3	0,9	0,87
II	II	1,25	1,35	0,81	0,75
III	III	1,3	1,4	0,73	0,65
IV	IV	1,4	1,5	0,64	0,55
V	V	1,5	1,55	0,53	0,1
-	VI	-	1,6	0,22	-

при проходке траншей тупиковым (лобовым) забоем производительность мехлопат снижается на 15% при автотранспорте и на 30% при железнодорожном транспорте;

при погрузке полезного ископаемого производительность экскаваторов снижается на 10-20% по сравнению с погрузкой пустых пород, имеющих те же физико-механические свойства, за счет более высоких требований к гранулометрическому составу, селекции или шихтовки полезного ископаемого в забое.

Эксплуатационная производительность лежит в основе определения необходимого числа экскаваторов на расчетную или заданную проектную производительность карьера по полезному ископаемому и пустым породам. При однотипных экскаваторах на добычных и вскрышных работах порядок определения их числа следующий:

число породных экскаваторов

$$N_п = A_п/Q_{год.п}, \tag{2.79}$$

где $A_п$ - производительность карьера по вскрыше, м^3/год; $Q_{год.п}$ - производительность вскрышного экскаватора, м^3/год.

Дробное значение $N_п$ не округляется;

число добычных экскаваторов

$$N_р = A_р/Q_{год.р}, \tag{2.80}$$

где $A_р$ - производительность карьера по полезному ископаемому, м^3/год; $Q_{год.р}$ - производительность добычного экскаватора, м^3/год.

Дробное значение $N_р$ не округляется;

общий парк карьерных экскаваторов

$$N_{общ} = N_п + N_р. \tag{2.81}$$

Полученное дробное значение $N_{общ}$ округляется в большую сторону.

При разнотипных экскаваторах на добыче и вскрышных работах число их, устанавливаемое по зависимостям (2.79) (2.80), округляется в большую сторону дробного результата и является окончательным.

ПРИМЕР. Крутое месторождение гранитов имеет сложный микрорельеф поверхности и перекрыто мягкими четвертичными отложениями (супеси, суглинки) средней мощностью $M_в$ = 4,5 м, плотностью $\rho_п$ = 1,8 т/м^3, с коэффициентом крепости $f \leqslant 1$.

Полезное ископаемое (гранит) - скальная порода, подлежит отработке уступами высотой h = 12 м с применением двухрядного короткозамедленного взрывания.

Заданная производительность карьера по полезному ископаемому $A_р$ = 3700 тыс. м^3/год, по вскрыше $A_п$ = 1050 тыс. м^3/год. Транспорт автомобильный - автосамосвалы БелАЗ-540 на вскрышных и добычных работах.

В соответствии с объемом производства, климатическим районом, организацией ремонтных работ предусматривается следующий режим работы выемочно-погрузочного оборудования: непрерывная рабочая неделя, 3 смены в сутки по 8 часов (за исключением праздничных дней), 4 дня в месяц - планово-предупредительные ремонты, 40 дней в год простоев по климатическим условиям.

Выбрать и обосновать тип экскаваторов для вскрышных и добычных работ и определить их необходимое число.

Р е ш е н и е. 1. Выбор и расчет вскрышного оборудования. Согласно обобщенной классификации (см. табл. 2.8) вскрышные породы могут быть отнесены ко II категории по трудности выемки и разрабатываться без предварительного рыхления. В указанных условиях применение драглайна наиболее рационально, так как, работая с нижним черпанием, он в состоянии обеспечить чистую выемку при сложном микрорельефе. Кроме того, драглайны имеют небольшое давление на грунт, что немаловажно при расположении и работе экскаватора на довольно слабых грунтах. В типажном ряде драглайнов наиболее подходящим к заданным условиям (малая мощность и сложный микрорельеф) и транспортным сосудам является экскаватор ЭШ-6/45. Принимаем для экскаватора ковш вместимостью E = 5 м^3 с тем, чтобы обеспечить хорошее соотношение с вместимостью кузова самосвала ($V_т$ = 15,3 м^3).

Производительность экскаватора определим по зависимостям (2.75), (2.78), а входящие в них величины будут иметь следующие значения: $K_н$ = 0,6; $K_р$ = 1,25; $K_к$ = 0,7 (при тупиковой схеме); K_h = 0,8 (учитывая сложный рельеф); K_ψ = 0,85; $K_г$ = 1,8; K_c = 0,75.

$$T_ц = \frac{42}{0,8 \cdot 0,85 \cdot 1,8 \cdot 0,75} = 46 \text{ с.}$$

Сменная эксплуатационная производительность

$$Q = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 8 \cdot 0,6 \cdot 0,7}{46 \cdot 1,25} = 1051 \text{ м}^3/\text{смен}.$$

Число рабочих смен в год

$$N = (365 - 40 - 4 \cdot 12 - 8) \cdot 3 = 807 \text{ смен},$$

годовая производительность

$$Q'_{\text{год}} = 1051 \cdot 807 = 848 \text{ тыс. м}^3.$$

Необходимое число вскрышных экскаваторов по формуле (2.79)

$$N_{\text{п}} = 1050000/848000 = 1,24 \text{ экскаватора}.$$

Применяем два экскаватора ЭШ-6/45 с ковшом вместимостью $E = 5$ м^3.

2. Выбор и расчет добычного оборудования. При отработке скальных пород забой экскаватора находится во взорванной горной массе. Согласно "Единым правилам безопасности" при одно- и двухрядном взрывании высоту уступа можно принимать равной полуторной высоте черпания экскаватора, т.е. $h < 1,5H_{\text{ч}}$. Отсюда находим $H_{\text{ч}}$ необходимого экскаватора:

$$H_{\text{ч}} = 12/1,5 = 8 \text{ м}.$$

По значению $H_{\text{ч}} = 8$ м в типажном ряду механических лопат выбираем экскаватор с равной или ближайшей большой высотой черпания. Принимаем экскаватор ЭКГ-5, имеющий $H_{\text{ч}} = 10$ м. Рабочий цикл мехлопаты при $K_h = 1$; $K_{\psi} = 0,8$; $K_r = 1,2$; $K_c = 0,75$.

$$T_{\text{ц}} = \frac{23}{1 \cdot 0,8 \cdot 1,2 \cdot 0,75} = 32 \text{ с}.$$

Для определения сменной эксплуатационной производительности по формуле (2.75) устанавливаем значения коэффициентов $K_{\text{и}}$ и $K_{\text{р}}$. Из табл. 2.12 находим $K_{\text{р}} = 1,55$; $K_{\text{н}} = 0,53$. Находим $K_{\text{и}} = 0,7$, принимая тупиковую подачу самосвалов к экскаватору.

$$Q_{\text{э}} = \frac{3600 \cdot 5 \cdot 8 \cdot 0,53 \cdot 0,7}{32 \cdot 1,55} = 1123 \text{ м}^3/\text{смен}.$$

При заданном режиме работы годовая производительность

$$Q_{\text{год}} = 1123 \cdot 807 = 906 \text{ тыс. м}^3/\text{год}.$$

Для выполнения плана по добыче на карьере необходимое число механических лопат ЭКГ-5

$$N_{\text{р}} = \frac{3700}{906} = 4,1.$$

Принимаем $N_{\text{р}} = 5$ экскаваторов.

2.6.6. ВЫЕМКА И ПОГРУЗКА ПОРОД МНОГОКОВШОВЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ

Область применения, характеристика, классификация. Многоковшовые экскаваторы являются самоходными землеройными машинами непрерывного действия, способными разрабатывать мягкие или малосвязные горные породы: пески, глины, мергели, бурые угли, рыхлые фосфориты и т.д.

В указанных горно-геологических условиях многоковшовые экскаваторы экономичнее одноковшовых, однако этим и ограничивается область их применения.

По виду рабочего оборудования многоковшовые экскаваторы подразделяются на цепные и роторные.

Рабочий орган цепного экскаватора выполнен в виде рамы, по которой перемещается бесконечная цепь с ковшами (черпаками). Рабочим органом одновременно отделяется порода от массива и перемещается по забою до приемного устройства (бункера, погрузочного конвейера и т.п.).

У роторного экскаватора рабочим органом является роторное колесо с жестко закрепленными на нем ковшами. Порода отделяется от забоя ковшами роторного колеса, а для ее транспортирования из черпаков до приемного устройства экскаватора имеется специальный ленточный конвейер, расположенный на роторной стреле.

По типу ходовой части многоковшовые экскаваторы бывают гусеничные, шагающе-рельсовые, рельсовые.

Разработка пород цепными многоковшовыми экскаваторами. По расположению относительно отрабатываемого уступа цепные экскаваторы бывают:

верхнего черпания (располагается на подошве отрабатываемого уступа);

нижнего черпания (устанавливается на кровле отрабатываемого уступа);

верхнего и нижнего черпания (может отрабатывать последовательно два смежных уступа).

Цепные экскаваторы могут быть неповоротными, неполно- и полноповоротными, с портальной и боковой разгрузкой.

Ковшовая рама цепного экскаватора может быть жесткой, шарнирной с планирующим звеном, многошарнирной со свободно провисающей цепью, телескопической.

При верхнем черпании меньше затрат энергии на резание породы и ее подъем, больше число разгрузок в единицу времени.

При нижнем черпании необходима большая энергоемкость, но выше производительность за счет увеличения коэффициента наполнения ковшей на 10-15%.

Основными типами забоев цепных многоковшовых экскаваторов являются фронтальный (продольный) и торцевой.

Фронтальный забой характерен для цепных экскаваторов на рельсовом ходу. Экскаваторы с ковшовой рамой

без планирующего звена, а также в комплексе с транспортно-отвальными мостами, продвигаясь вдоль фронта уступа, отрабатывают его одиночными параллельными стружками (рис. 2.25). Толщина стружек t = 10÷15 см при отработке песков и t = = 5÷8 см при отработке глинистых пород. Горизонтальная мощность стружки t_m является одновременно и шириной заходки A:

$$t_m = A = t/\sin \alpha, \tag{2.82}$$

где α - угол откоса уступа, градус.

При наличии планирующего звена или выдвижной ковшовой рамы экскаваторы отрабатывают уступ многорядными параллельными стружками. Ширина заходки в этом случае соответствует длине верхнего или нижнего планирующего звена.

Во фронтальном забое экскаваторы с рамой любой конструкции могут отрабатывать уступ высотой h треугольными стружками. При этом ковшовая рама из горизонтального положения KR по вееру спускается вниз до принятого положения откоса уступа. Если рама без планирующего звена, то на подошве уступа остаются гребни (рис. 2.26, *а*). Наличие планирующего звена RZ позволяет чисто отрабатывать подошву уступа без гребней (рис. 2.26, *б*). По достижении вершины гребня (точка O) планирующему звену придают горизонтальное положение, что и обеспечивает полную отработку заходки шириной A, равной длине планирующего звена (положение ковшовой рамы $KR'Z'$ на рис. 2.26, *б*).

Из-за меняющихся параметров стружки для сохранения производительности экскаватора должен меняться скоростной режим движения цепи. У современных экскаваторов скорость движения цепи находится в пределах 8,5-2,1 м/мин.

Торцевой забой обычно используется при применении экскаваторов на гусеничном ходу. Выемка грунта производится многорядными серповидными параллельными или веерными стружками с одной точки стояния экскаватора при повороте его ковшовой рамы.

Ширина заходки цепного экскаватора в торцевом забое A определяется длиной черпаковой рамы, углом ее наклона и углом поворота от оси движения экскаватора в сторону целика φ_1 и выработанного пространства φ_2. Максимальная ширина заходки составляет $(3\div3{,}5)h$ при нижнем черпании (рис. 2.27, *а*) и $(3{,}5\div4)h$ - при верхнем (рис. 2.27, *б*).

Высота уступов (забоев) h, разрабатываемых цепными экскаваторами, определяется длиной ковшовых рам и углами откосов рабочих уступов. При верхнем черпании обычно $h \leqslant$ $\leqslant$ 30 м, при нижнем $h \leqslant 40$ м.

При сложном строении массива используются экскаваторы с многошарнирными рамами. Селективная отработка пластов осуществляется за счет придания раме определенной конфигурации и подключения в разработку различных звеньев.

Рис. 2.25. Схема отработки уступа фронтальным забоем одиночными параллельными стружками (стрелкой показано направление движения экскаватора)

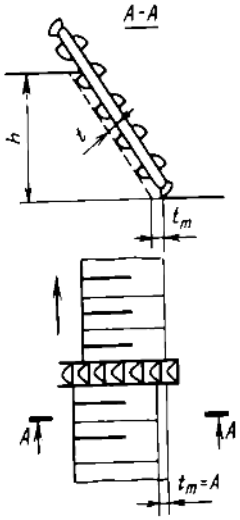
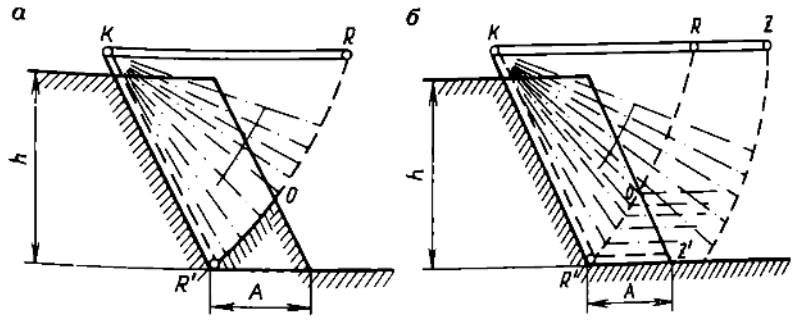


Рис. 2.26. Схемы отработки уступа фронтальным забоем треугольными стружками без планирующего звена (*а*) и с планирующим звеном (*б*)



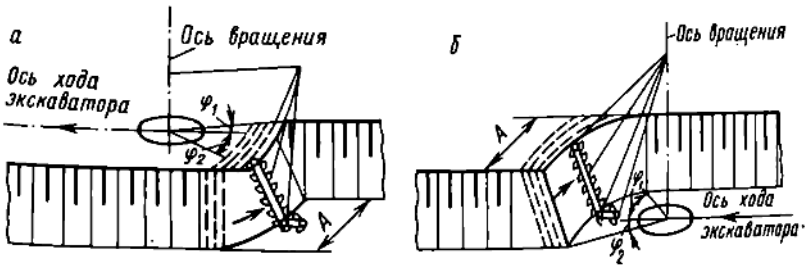


Рис. 2.27. Схемы работы цепного экскаватора в торцевом забое: *а* - нижним черпанием; *б* - верхним черпанием

Эксплуатационная сменная производительность ($м^3$/смен)

$$Q = 60TEVK_нK_зK_к/(LK_р), \quad (2.83)$$

где T - продолжительность смены, ч; V/L - число разгрузок ковшей в минуту; V - скорость движения цепи, м/мин; L - расстояние между ковшами, м; $K_з$ - коэффициент влияния забоя, учитывающий способ отработки уступа: вид забоя, тип стружек и т.д.

Величина $K_з$ во фронтальном забое принимается равной 1 при выемке параллельными стружками и 0,97 - треугольными; в торцевом забое - 0,88 при выемке параллельными и 0,85 - треугольными веерными стружками.

Значения $K_н$, $K_р$ и $K_э$ приведены ниже. Коэффициент использования во времени $K_к$ ориентировочно при конвейерном транспорте равен 0,75-0,9; при двухпортальной погрузке в железнодорожные вагоны 0,65-0,8; при однопортальной - 0,5-0,7.

Значения коэффициентов наполнения ковша $K_н$, разрыхления породы $K_р$ в экскавации ее $K_э$ для цепных экскаваторов

Породы	$K_н$	$K_р$	$K_э$
Песок, гравий	1,1-2	1,2	0,8-1,65
Легкие суглинки	1-1,5	1,25	0,85-1,25
Плотные суглинистые	1-1,3	1,25-1,3	0,8-1
Глинистые	0,9-1,1	1,3-1,35	0,7-0,8

Выемка пород роторными экскаваторами. Рабочий орган роторных экскаваторов - роторное колесо - имеет диаметр от 2,5 до 18 м, на нем закрепляется от 6 до 12 ковшей.

Наибольшее распространение получили роторы с боковой гравитационной разгрузкой горной массы из ковшей непосредственно на конвейер, расположенный на стреле. При отработке глинистых вязких пород емкость (днище) ковша выполнена цепями, которые, незначительно снижая наполнение, способствуют быстрой и полной разгрузке глинистых пород.

По способу черпания изготавливают экскаваторы: верхнего черпания (при глубине нижнего черпания не более 0,5 диаметра ротора), верхнего и нижнего черпания.

В зависимости от физико-механических свойств отрабатываемых пород выпускают экскаваторы с нормальным (0,45-0,7 МПа) и повышенным усилием копания (0,85-2,1 МПа).

При применении роторных экскаваторов наиболее хорошо зарекомендовали себя ковши круглой формы. При равной вместимости с ковшами другой формы режущая кромка имеет наименьший периметр и, следовательно, наибольшие удельные усилия резания. Ковши круглой формы обладают достаточной собственной жесткостью, нагрузки на поворотную платформу при левом и правом повороте экскаватора являются почти одинаковыми. При разработке плотных пород толщина стружки, образующейся при работе роторного экскаватора, должна быть

очень малой. С этой целью между ковшами предусматриваются так называемые промежуточные ножи (режущие профили), открытые сзади и подающие 50% снимаемой породы в следующий за ними ковш.

Роторные экскаваторы - высокопроизводительные машины непрерывного действия, что предопределяет применение в комплексе с ними транспортного оборудования также непрерывного действия: конвейеров, отвалообразователей, транспортно-отвальных мостов.

Так же как и у цепных экскаваторов, забой роторного экскаватора может быть фронтальным и торцевым. Однако в отличие от цепных экскаваторов большее предпочтение отдается торцевому забою.

Во фронтальном забое экскаватор либо непрерывно перемещается вдоль фронта с роторным колесом, нормально обращенным к забою и снимающим одиночную стружку, либо циклично перемещается, с одной точки стояния делая дугообразную выемку по фронту.

Торцевой забой и работа в нем верхним черпанием наиболее типичны для роторных экскаваторов (рис. 2.28). В процессе выемки породы роторная стрела вместе с ротором поворачивается вокруг оси экскаватора на угол 90-135°. Угол поворота в сторону целика зависит от высоты уступа H и может достигать $\varphi_1 = 90°$. Максимальная величина поворота роторной стрелы в сторону погрузки (выработанного пространства) определяется (как и у одноковшовых экскаваторов) условиями полной отработки породы в основании уступа и не превышает $\varphi_2 = 45 \div 50°$.

Отработка забоя по высоте осуществляется ступенями вертикальной мощностью $h = (0{,}5 \div 0{,}75)D$, где D - диаметр роторного колеса. При этом при невыдвижной стреле для каждой ступени экскаватор занимает свое положение. На схеме (см. рис. 2.28) уступ отрабатывается пятью ступенями, для отработки первой (верхней) экскаватор находится в положении с осью вращения в точке O_1, пятой (нижней) - в точке O_5. Радиус черпания экскаватора $R_ч$, угол откоса забоя α_1, угол откоса уступа α.

Забой в глубь массива может отрабатываться вертикальными и горизонтальными стружками, а также их комбинацией.

На рис. 2.29 показаны схемы отработки забоя различными стружками и очередность их выемки.

Толщина снимаемой стружки зависит от мощности роторного экскаватора; у средних и мощных экскаваторов толщина стружки достигает 0,3-0,5 м.

Способ разработки (тип стружек или их комбинация) определяется геологическими условиями месторождения и производственно-техническими требованиями: вертикальные многорядные стружки приемлемы при разработке рыхлых и сыпучих пород, а также при селективной отработке уступов (см.

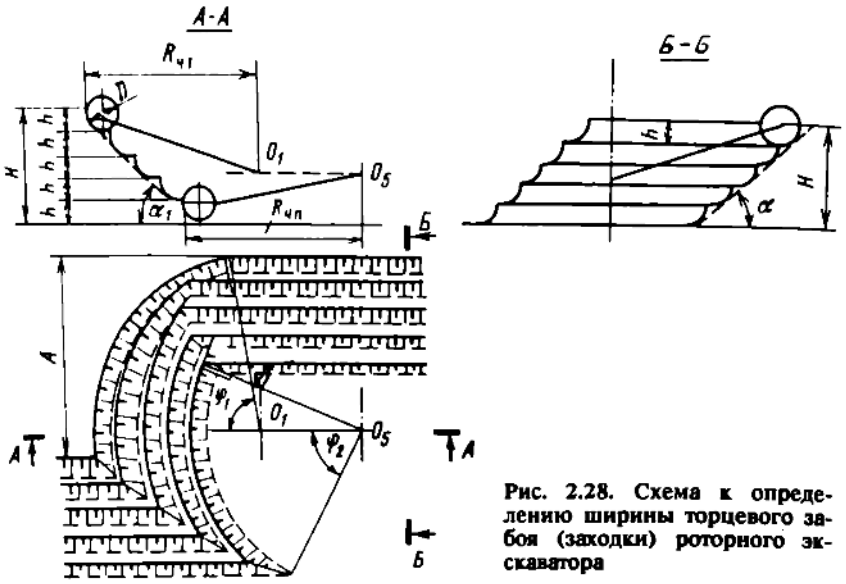


Рис. 2.28. Схема к определению ширины торцевого забоя (заходки) роторного экскаватора

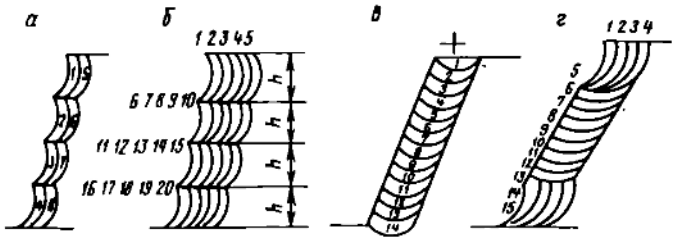


Рис. 2.29. Способы отработки забоя роторным экскаватором

рис. 2.29, *а* и *б*); горизонтальные - при разработке плотных пород валовым способом (см. рис. 2.29, *в*); комбинированные - в забоях, сложенных слоями различных пород (см. рис. 2.29, *г*).

Высота забоя (уступа) (м), отрабатываемого верхним черпанием, при вертикальных стружках (рис. 2.30, *а*)

$$H = L \sin \beta_1 + c + h - D/2, \qquad (2.84)$$

где L - длина стрелы, м; β_1 - предельный угол подъема роторной стрелы при отработке верхней ступени (слоя) мощностью h, градус; c - высота закрепления опорного шарнира стрелы над горизонтом установки экскаватора, м; D - диаметр роторного колеса, м.

При горизонтальных стружках (рис. 2.30, *б*)

$$H = L \sin \beta_1 + c - D/2. \qquad (2.85)$$

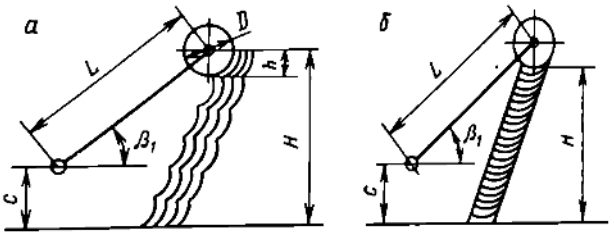


Рис. 2.30. Схемы для определения высоты забоя (уступа) роторного экскаватора при работе вертикальными и горизонтальными стружками

При одинаковом начальном угле наклона роторной стрелы высота уступа, отрабатываемого вертикальными стружками, может быть больше, чем при работе горизонтальными стружками, на величину h.

Максимальная ширина торцевого забоя (заходки) (м) определяется из выражения (см. рис. 2.28).

$$A = R_{ч1} \sin \varphi_1 + R_{чп} \sin \varphi_2 - (H - h) \operatorname{ctg} \alpha, \qquad (2.86)$$

где $R_{ч1}$ - радиус черпания экскаватора при выемке первого верхнего слоя, м; φ_1 - угол поворота роторной стрелы в сторону целика при выемке первого слоя, градус; $R_{чп}$ - радиус черпания на уровне стояния, м; φ_2 - угол поворота роторной стрелы в сторону выработанного пространства (погрузки) при выемке последнего слоя, градус; n - число ступеней.

На ширину заходки оказывает влияние минимальный возможный угол подхода роторного колеса к забою (угол встречи) γ (см. рис. 2.28), образованный касательной к радиусу копания и линией, соединяющей кромку ковша с наиболее выступающими частями питателя или редуктора. При обратном рабочем ходе этот угол влияния не оказывает.

Эксплуатационная производительность роторных экскаваторов (м^3/смен)

$$Q_э = 60 T E \omega n K_н K_з K_к / K_р, \qquad (2.87)$$

ω - число оборотов ротора, мин$^{-1}$; n - число ковшей на роторном колесе.

Значения коэффициентов наполнения ковшей $K_н$, разрыхления породы в них $K_р$, а также отношение их $K_э$ следует принимать по приведенным выше данным.

Коэффициент влияния забоя роторного экскаватора $K_з$ при выемке вертикальными и горизонтальными стружками для ориентировочных расчетов рекомендуется принимать равным 0,8. Этот коэффициент учитывает потери времени на переход к отработке новых слоев и стружек, перемещение экскаватора для отработки следующего забойного блока, а также потери производитель-

ности из-за реверсирования ротора в начале и конце отработки стружки и серповидной формы стружек в плане.

Значения коэффициента использования роторного экскаватора во времени $K_в$ аналогичны таковым для цепных экскаваторов в соответствующих условиях.

В практике современных отечественных карьеров, разрабатывающих строительные горные породы, из двух видов многоковшовых экскаваторов наибольшее применение нашли роторные.

Небольшие цепные экскаваторы для предприятий строительной индустрии изготовляются на Дмитровском экскаваторном заводе. Экскаватор ЭМ-201А выпускается на рельсовом ходу, а экскаватор ЭМ-321 - на гусеничном ходу с производительностью соответственно 36 и 73 м^3/ч. Экскаваторы ЭМ-201А предназначены для разработки глины, песка и гравия и успешно работают в талых грунтах до III категории крепости (по ЕНВ) включительно.

В отдельных случаях многочерпаковые цепные экскаваторы используются для разработки песчано-гравийных месторождений обводненных или из-под воды (Польша, Франция).

Широко используются для разработки мягких строительных горных пород роторные экскаваторы ЭР-25, ЭР-100, ЗЭР-500, а также ЭРГ-400. Так, экскаваторы ЗЭР-500 работают на предприятиях Булдынского строительного управления Одесской области, Жирновского карьероуправления Ростовской области, Вяземского карьероуправления Смоленской области, Брянского цементного завода и др. Экскаваторы ЭРГ-350 и ЭРГ-400 используются на предприятиях Балаклейского (Харьковская область) и Белгородского цементных заводов. В Вяземском карьероуправлении и Афанасьевском карьере Московской области предполагается ввод экскаваторов ЭР-1250. Основные трудности, связанные с применением роторных экскаваторов на карьерах строительных материалов, - налипание вязких пород на рабочие органы выемочных и транспортирующих машин.

На карьерах Часов-Ярского комбината (Донецкая обл.) огнеупорные глины добываются круглый год экскаваторами Р-75 и Р-100 с ковшами вместимостью 75 и 100 л и несколько увеличенным (на предприятии) усилием копания при глубине промерзания 0,8-1 м и мощности пласта 4-5 м.

Завершая рассмотрение многоковшовых экскаваторов, нельзя не отметить, что самые мощные их модели используются на отработке покрывающих пород железорудных (КМА), угольных ("Александрияуголь"), марганцевых ("Орджоникидземарганец", "Никопольмарганец") месторождений. Как правило, это пески, песчаные и глинистые породы, которые очень часто по своим свойствам отвечают соответствующим полезным ископаемым, однако в силу слабого комплексного освоения месторождений оказываются в отвалах. Решение этой проблемы позволит во многом пересмотреть источники песчаных и глинистых строи-

тельных пород и весьма повысить роль многоковшовых экскаваторов в добыче строительных материалов.

Использование пород вскрыши железорудных и угольных месторождений, месторождений цветных металлов и горно-химического сырья в качестве минерального сырья для производства строительных материалов актуально еще по двум причинам: во-первых, в связи с тем, что во многих регионах страны (в частности, в Москве и области) в ближайшей перспективе строительство не сможет быть обеспечено стройматериалами только за счет разработки месторождений строительных горных пород; во-вторых, в существующей сейчас острой экологической обстановке комплексное безотходное освоение недр должно сократить площади нарушения земной поверхности. Для утилизации пород вскрыши на указанных месторождениях должны строиться цехи и заводы по производству строительных материалов. Примером тому могут служить предприятия по производству щебня на горно-обогатительных комбинатах КМА, на Оленегорском ГОКе.

2.6.7. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ, ПРОИЗВОДИМЫЕ ПОГРУЗЧИКАМИ

Одноковшовый погрузчик представляет собой самоходную мобильную и маневренную погрузочно-транспортную машину, оборудованную навесным рабочим органом - ковшом, шарнирно закрепленным на конце стрелы.

Все многообразие современных погрузчиков подразделяется по ряду признаков:

по назначению - строительные (грузоподъемность от 2 до 10 т) и карьерные (10-40 т и более);

по способу разгрузки ковша - фронтальные (с передней или боковой разгрузкой ковша); с разгрузкой назад ("через себя");

по виду ходового механизма - колесные и гусеничные;

по углу поворота стрелы при разгрузке - неповоротные, полуповоротные (на 90°) и полноповоротные (на 360°);

по типу привода навесного и рабочего оборудования - с гидравлическим, механическим и электромеханическим приводом).

В карьерных условиях погрузчики могут использоваться:

как погрузочные машины (погрузка породы и полезного ископаемого в забое в автосамосвалы и другие транспортные средства);

как погрузочно-транспортные машины (экскавация породы в забое и транспортирование ее в ковше до отвала, рудоспуска и другого приемного устройства);

как вспомогательное оборудование (зачистка берм, вывозка негабаритов, зачистка подошвы забоя, подчистка карьерных дорог; снегоуборка и т.д.).

Выпускаемые погрузчики имеют большой набор сменного оборудования: несколько типов ковшей, обратную лопату, грейдер, бульдозерный лемех, рыхлитель и т.д. Это повышает эффективность их использования.

В отечественной и зарубежной практике открытых горных работ преобладающее распространение получили наиболее простые по конструкции и надежные в работе большегрузные колесные фронтальные карьерные погрузчики с передней разгрузкой ковша и разрезной рамой. На их примере и рассмотрим технологические рабочие схемы, забойные параметры, выбор типа и расчеты производительности.

Согласно К.Н. Трубецкому современные карьерные погрузчики успешно конкурируют и даже превосходят экскаваторы: при той же вместимости ковша и мощности масса погрузчика в 5-8 раз меньше, значит, удельные показатели стоимости погрузчика на единицу мощности ниже. Автор отмечает еще ряд преимуществ колесных погрузчиков при равной с экскаваторами вместимости ковша:

капитальные затраты в 1,5-2 раза, а эксплуатационные расходы на 30-70% меньше;

высокая скорость передвижения и маневренность;

незначительная зависимость производительности от высоты забоя.

Карьерные погрузчики производят выемку мягких пород непосредственно из массива, механически разрыхленных пород и взорванной горной массы. Поэтому забои погрузчиков находятся либо в естественном массиве, либо в разрыхленных породах. При этом они могут быть торцевыми (в целике мягких пород и в развале взорванной породы), фронтальными (также в целике или развале), а также забоем-площадкой (в мягких и механически разрыхленных породах).

На рис. 2.31 приведены наиболее характерные схемы выемочно-погрузочных работ в комплексе с автосамосвалами в забоях различных типов.

Челночная схема предусматривает перпендикулярное фронту забоя расположение погрузчика и параллельное автосамосвалов. Загрузив ковш, погрузчик отъезжает от забоя задним ходом на расстояние, позволяющее установку перед ним (задним или передним ходом) на погрузку автосамосвала.

Эта схема, как показала последующая практика, оказалась недостаточно эффективной.

Схема, изображенная на рис. 2.31, *б*, является наиболее распространенной в продольном (фронтальном) и широком торцевом забое. Автосамосвалы устанавливаются под углом 10-20° к линии забоя. Груженый погрузчик отходит от забоя назад с разворотом для наиболее удобного подхода к автосамосвалу для погрузки. После разгрузки погрузчик совершает обратный маневр для выполнения следующего цикла.

При достаточно широких рабочих площадках к подаче боль-

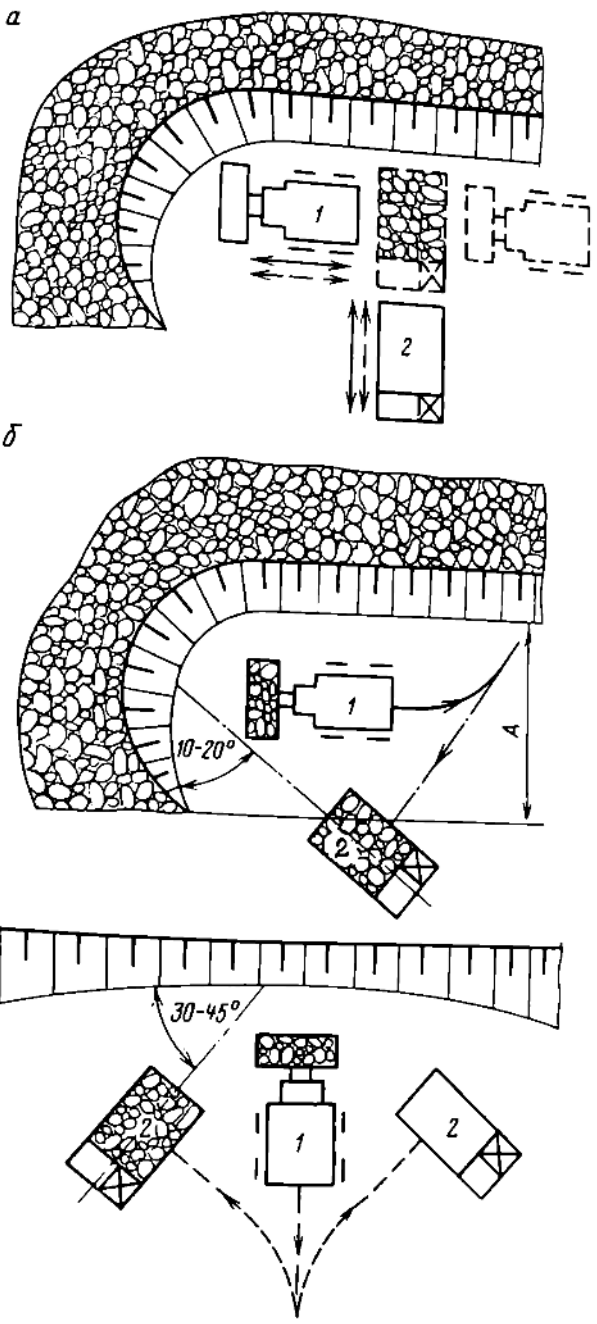


Рис. 2.31. **Схемы работы погрузчика в комплексе с автотранспортом:**
а - челночная; *б* - с частичным (10-20°) разворотом самосвала к фронту забоя; *в* - со спаренной установкой двусторонней валов под углом 30-45° автосамосвалов к фронту забоя; *1* - погрузчик; *2* - автосамосвал

шого числа автосамосвалов целесообразна спаренная двусторонняя установка их под углом 30-45° к забою.

На рис. 2.32 показано использование погрузчика в качестве погрузочно-транспортной машины. Добываемое полезное ископаемое погрузчиком транспортируется до рудоспуска, где оно перегружается в железнодорожные составы.

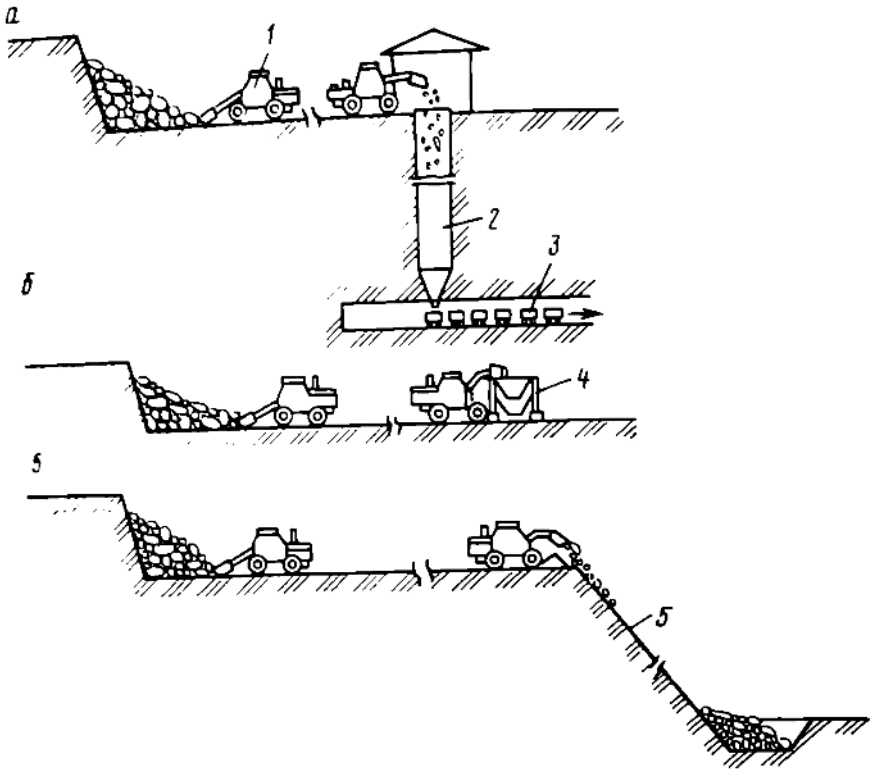


Рис. 2.32. Погрузочно-транспортные схемы работы погрузчиков при доставке горных пород от забоя к рудоспуску (*а*); к передвижной дробилке, смесителю, грохоту (*б*); к рудоскату, породоскату, отвалу (*в*):
1 - погрузчик; *2* - рудоспуск; *3* - железнодорожный состав; *4* - дробилка (грохот, смеситель); *5* - породоскат

Доставка полезного ископаемого осуществляется в приемные устройства моечных, сортировочных, дробильных или смесительных установок на карьерах, разрабатывающих месторождения строительных горных пород.

На схеме, изображенной на рис. 2.32, *в*, погрузчик работает как выемочно-транспортное оборудование в нагорном карьере, доставляя породу или полезное ископаемое к породоскату или рудоскату. Подобная схема применима при отвалообразовании на склонах гор.

Во всех случаях дальность транспортирования определяется производительностью карьера и не превосходит 0,3-1 км.

По высоте различают низкие (до 2 м), нормальные (2-5 м) и высокие (более 5 м) забои. Однако, как уже говорилось, высота забоя мало влияет на производительность погрузчика и поэтому более важна с позиции безопасности.

Минимальная ширина забоя (заходки) погрузчика (м)

$$A_{min} = B_к + c, \tag{2.88}$$

где $B_к$ - ширина ковша погрузчика, м; c - наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой развала или уступа (c = 0,4÷0,6 м).

Независимо от вида забоя (торцевой, фронтальный, площадка) выемка породы включает выполнение трех основных операций, осуществляемых погрузчиком: 1) внедрение ковша за счет напорного усилия (кН):

$$P_н \leqslant P_т = \psi G_{сц} g, \tag{2.89}$$

где $P_т$ - наибольшее тяговое усилие; кН; $G_{сц}$ - масса погрузчика, т; ψ - коэффициент сцепления колес или гусениц с породой (у колесных погрузчиков $\psi \approx 0{,}5÷0{,}6$; у гусеничных $\psi \approx 0{,}65÷0{,}7$); g - ускорение свободного падения;

2) поворот ковша; 3) подъем стрелы.

Однако в зависимости от физико-механических свойств горных пород, их гранулометрического состава и других факторов указанные операции могут выполняться последовательно и совмещаться в различных комбинациях, образуя следующие основные способы выемки: раздельный (применяется на погрузке легких очень мелкокусковатых материалов, снега; операции выполняются последовательно), совмещенный (совмещаются операции внедрения и поворота ковша при погрузке пород мелкой и средней кусковатости), экскавационный (совмещаются операции внедрения ковша и подъема стрелы при работе в развалах с наличием крупных кусков среди мелких и средних, а также при работе со штучным камнем), послойный (при выемке горизонтальных и наклонных слоев).

При работе пневмоколесного погрузчика в качестве выемочно-погрузочного оборудования необходимо соблюдать соотношение вместимости его ковша и вместимости кузова транспортного средства, равное 1:(1-9) (обычно 2-5), а также необходимое соответствие высоты разгрузки погрузчика и высоты транспортного сосуда. Грузоподъемность $q_п$ следует устанавливать из выражения

$$q_п = 3{,}58V_п + 4{,}71, \tag{2.90}$$

где $V_п$ - объем погрузочных работ, млн т/год.

При использовании погрузчика в качестве выемочно-транспортного оборудования при расстоянии откатки до 0,5 км

$$q_{пт} = 4{,}96V_{пт} + 10{,}86; \tag{2.91}$$

при расстоянии от 0,5 до 2 км

$$q_{пт} = \frac{2{,}89}{K_{дор}(14{,}33V_{пт} + 3{,}39K_о \lg L + 1)}, \tag{2.92}$$

где $V_{пт}$ - объем погрузочно-транспортных работ, млн т/год; $K_{дор}$ - коэффициент, учитывающий тип покрытия автодороги при

грунтовом покрытии $K_{дор}$ = 1, при щебеночном $K_{дор}$ = 1,6); $K_о$ - коэффициент, учитывающий влияние объема погрузочно-транспортных работ на грузоподъемность погрузчика:

$V_{пт}$, млн т	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1
$K_о$	1	1,45	1,83	2,14	2,4	2,65	2,87	3,08

L - расстояние транспортирования пород погрузчиком в одном направлении, км.

По расчетной грузоподъемности из типажного ряда выбирается модель с грузоподъемностью, равной или ближайшей большей.

Сменную эксплуатационную производительность погрузчиков $Q_{эп}$ (м³/смен), используемых на выемочно-погрузочных работах, целесообразно определять с учетом грузоподъемности автосамосвала $q_а$, времени установки их под погрузку $t_м$ и плотности пород ρ по выражению

$$Q_{эп} = \frac{3600 T_{см} K_и E_п K_н q_а}{t_ц q_а K_р + E_п K_н \rho t_м}, \qquad (2.93)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, ч; $K_и$ - коэффициент использования погрузчика в течение смены; ($K_и$ = 0,75+0,85 для погрузчиков с вместимостью ковша $E_п$ = 4,6-9,2 м³ и $K_и$ = 0,9 при $E_п$ > 10 м³); $E_п$ - геометрическая вместимость ковша, м³; $K_н$ - коэффициент наполнения ковша (табл. 2.13); $K_р$ - коэффициент разрыхления породы в ковше погрузчика (см. табл. 2.13); $t_ц$ - время рабочего цикла погрузчика, с;

Таблица 2.13

Значения коэффициентов разрыхления горных пород в ковше $K_р$ и наполнения $K_н$ карьерных погрузчиков

Породы	Плотность ρ, т/м³	$K_р$	$K_н$
Песок, гравий и их смеси	1,84-2,19	1,25-1,3	1,3-1,2*
Щебень	1,7-2	1,25-1,32	1,3-1,2*
Известняк, известняк с прослоями доломитов и кремнистых включений, плагиограниты, диорит-порфиры, серпентиниты, порфиры, туфобрекчии, конгломераты, песчаники с включениями раковин и их обломков	2,2-2,8	1,5-1,67	1,1-1,17*
Перидотиты, брекчии кварцевых порфиров, габбро-диориты, кварцевые порфиры, диориты, песчаник с прослоями алевролитов и кремнистых сланцев, кварцевые породы	2,4-3,1	1,67-1,84	1-1,1

* Первые цифры соответствуют погрузчикам с ковшом вместимостью $E_п$ = 4,6÷5 м³ и большим значениям $K_р$, вторые - с $E_п$ = 7,65+12,5 м³.

Таблица 2.14

Средние значения времени черпания $t_ч$ погрузчиков в качестве выемочно-погрузочного оборудования

Экскавируемые породы	Время черпания породы, с	Скорость перемещения погрузчика, м/с, при его мощности, кВт	
		до 180	более 220
Песчаные и мягкие	9-12	1,4-1,6	1,5-1,7
Плотные и щебеночно-гравийные	10-15	1,2-1,4	1,4-1,5
Мелковзорванные	12-18	1-1,1	1,2-1,4

$$t_ц = t_ч + t_г + t_п + t_р = t_ч + l/v_{гр} + l/v_{пор} + t_р;$$

$t_ч$ - время черпания, с; (табл. 2.14); $t_г$ и $t_п$ - время движения груженого и порожнего погрузчика соответственно, с; $t_р$ = 3÷4 с - время разгрузки ковша; l - расстояние перемещения породы от забоя до транспортного средства, м; $v_{гр}$, $v_{пор}$ - скорость перемещения груженого и порожнего погрузчика соответственно, м/с.

При расстоянии от забоя до автосамосвала l = 15÷30 м

$v_{гр}$ = 3,03 + 0,04$q_п$, км/ч; $v_{пор}$ = 3,75 + 0,04$q_п$, км/ч.

При работе в пёсчаных забоях эти скорости на 7% ниже.

В выемочно-транспортном варианте эксплуатационная производительность (м³/смен) определяется по зависимости

$$Q_{э.птр} = \frac{3600 T_{см} K_и E_{пт} K_к}{\left[t_ч + 3,6\left(\frac{L_г}{v^т_{гр}} + \frac{L_п}{v^т_{пор}}\right) + t_р\right] K_р}, \qquad (2.94)$$

где $E_{пт}$ - геометрическая вместимость ковша погрузчика для транспортных работ, м³; $L_г$ - расстояние движения груженого погрузчика от забоя к месту разгрузки, м; $L_п$ - расстояние движения порожнего погрузчика к месту загрузки, м; $v^т_{гр}$, $v^т_{пор}$ - скорость движения груженого и порожнего погрузчика соответственно, км/ч; $K_и$ - коэффициент использования погрузчика в погрузочно-транспортном варианте ($K_к$ = 0,9).

При работе пневмоколесных погрузчиков в качестве выемочно-транспортных машин скорость их движения по карьерным автодорогам может приниматься равной нормативной скорости движения автосамосвалов в аналогичных условиях или определяться тяговыми расчетами по отдельным участкам движения.

ПРИМЕР. Для устранения жесткой взаимосвязи между гранитным карьером и дробильно-сортировочным заводом предусмотрен склад товарной продукции карьера (взорванная гранитная масса), который позволяет бесперебойно работать заводу при остановке карьера. Склад расположен в 250 м от за-

вода. Плотность гранита ρ = 2,6 т/м^3. Годовая потребность завода в горной массе $V_п$ = 1100 тыс. м^3, сменная - W = = 1915 м^3.

Выбрать и обосновать тип погрузчика для работы на складе в качестве выемочно-погрузочного оборудования и выемочно-транспортного оборудования. Рассчитать необходимое число погрузчиков в обоих вариантах работы.

Р е ш е н и е. 1. Работа погрузчика в качестве выемочно-погрузочного оборудования.

Выбираем модель погрузчика по его грузоподъемности, которую установим по зависимости (2.90):

$$q_п = 3{,}58 \cdot 1{,}1 \cdot 2{,}6 + 4{,}71 = 14{,}9 \text{ т}.$$

В типажном ряду (табл. 2.15) по значению $q_п$ = 14,9 т находим модель с равной или ближайшей большей или меньшей грузоподъемностью. Принимаем погрузчик ПК-15 с грузоподъемностью 15 т и вместимостью ковша 7,5 м^3.

Исходя из рационального соотношения вместимости ковша и кузова автосамосвала 1:(1-9), принимаем автосамосвал БелАЗ-548А с грузоподъемностью $q_а$ = 40 т и вместимостью кузова 21,7 м^3. В то же время этот автосамосвал является предельным по высоте кузова (3800 мм) при высоте разгрузки погрузчика $H_р$ = 4500 мм.

Производительность погрузчика определим по зависимости (2.93), но прежде установим значения входящих в нее величин: $T_{см}$ = 8 ч; $K_и$ = 0,8; $K_н$ = 1,17; $q_а$ = 40 т; $K_р$ = 1,67; $E_п$ = = 7,5 м^3; ρ = 2,6 т/м^3; $t_м$ = 25 с (по аналогии с тупиковой подачей при работе с экскаваторами, см. рис. 2.32, *б*); для времени цикла $t_ц$: $t_ч$ = 18 с; $t_г = \frac{l}{v_{гр}} = \frac{20}{1{,}2}$ = 17 с; 17 с; $t_п = \frac{l}{v_{пор}} = \frac{20}{1{,}4}$ = 14 с (принимаем l = 20 м); $t_р$ = 4 с.

$$t_ц = 18 + 17 + 14 + 4 = 53 \text{ с}.$$

$$q_{эп} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 0{,}8 \cdot 7{,}5 \cdot 1{,}17 \cdot 40}{53 \cdot 40 \cdot 1{,}67 \cdot 7{,}5 \cdot 1{,}17 \cdot 2{,}6 \cdot 25} = 1967 \text{ м}^3/\text{смен}.$$

Необходимое число погрузчиков

$$N_п = \frac{W}{Q_{э\,п}} = \frac{1915}{1967} = 0{,}97.$$

Принимаем один погрузчик ПК-15.

2. Работа погрузчика в погрузочно-транспортном варианте. Определяем грузоподъемность погрузчика по формуле (2.91):

$$q_{пт} = 4{,}96 \cdot 1{,}1 \cdot 2{,}6 + 10{,}86 = 25 \text{ т}.$$

Принимаем погрузчик ПК-25.

Устанавливаем значения входящих в выражение (2.94) величин и определяем производительность погрузчика: $K_и$ = 0,9;

Таблица 2.15

Типоразмерные ряды одноковшовых строительных и карьерных погрузчиков

Строительные погрузчики		Карьерные погрузчики							
Тип погрузчика	Номинальная грузоподъемность, т	Тип погрузчика	Номинальная грузоподъемность, т	Номинальная вместимость основного ковша с "шапкой", $м^3$	Грузоподъемность при погрузочно-транспортных работах, т	Мощность двигателя, кВт	Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	Наибольшее вырывное усилие, кН	Масса погрузчика, т
ПК-2	2	ПК-10	10	5	12,3	265-316	4200	261	39,5
ПГ-2	2	ПГ-10	10	5	-	243	4200	227	42
ПК-3	3	ПК-15	15	7,5	18,2	397-463	4500	355	68,2
ПГ-3	3	ПГ-15	15	7,5	-	368	4500	280	60,1
ПК-4	4	ПК-25	25	12,5	30,1	735-882	5400	543	125,6
ПГ-4	4	ПК-40	40	20	48	1177-1324	7000	825	211,7
ПК-6	6								
ПГ-6	6								
ПК-10	10								

$l_{\text{п}} - l_{\text{п}} = 250$ м; $v_{\text{гр}} = 15$ км/ч; $v_{\text{пор}} = 20$ км/ч (по аналогии с автотранспортом).

$$Q_{\text{пп}} = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 0,9 \cdot 12,5 \cdot 1,17}{\left[18 + 3,6\left(\frac{250}{15} + \frac{250}{20}\right) + 4\right] \cdot 1,67} =$$

$= 2981$ м^3/смен.

Необходимое число погрузчиков

$$N_{\text{пп}} = \frac{W_{\text{сут}}}{Q_{\text{э пп}}} = \frac{1915}{2981} = 0,64.$$

Принимаем один погрузчик ПК-25.

В настоящее время в производстве нерудных строительных материалов погрузчики находят ограниченное применение. Однако месторождения строительных горных пород по объемам производства горных работ, физико-механическим свойствам пород и условиям их залегания, применяемому выемочно-погрузочному и транспортному оборудованию наиболее благоприятны для применения погрузчиков.

Широкое, почти повсеместное использование погрузчиков на карьерах строительных материалов демонстрирует американская и канадская практика. На карьерах производственной мощностью до 8-10 млн т в год погрузчики применяются в качестве основного погрузочного оборудования; до 4 млн т в год - в качестве погрузочно-транспортного, а также дополнительного оборудования к крупным экскаваторам - драглайнам и мехлопатам.

На основе отечественного и зарубежного опыта был разработан перспективный типоразмерный ряд карьерных погрузчиков, приведенный совместно с типоразмерным рядом строительных погрузчиков в табл. 2.15.

2.6.8. ВЫЕМКА ПОРОД СКРЕПЕРАМИ

Скрепер - это землеройно-транспортно-отвальная машина цикличного действия, обеспечивающая выемку, транспортирование и укладку грунта. На месторождениях магматических, осадочных и метаморфических пород, разрабатываемых для получения щебня, бутового камня, цементного сырья, скреперы осуществляют вскрышные работы по удалению покрывающих четвертичных отложений (наносов). На месторождениях глин, мергелей, известняков, доломитов, гравийно-песчаных пород скреперами удаляется, складируется и при рекультивации распределяется на отвалах и в выработанных пространствах почвенно-растительный слой. В отдельных случаях скреперы используются для производства добычных работ (в частности,

на песчаных и гравийно-песчаных месторождениях). Кроме того, они широко используются на вспомогательных работах.

Современные скреперы весьма разнообразны по конструкции, типу тягачей, вместимости ковшей, управлению, разгрузке и т.д. (табл. 2.16). Скреперы могут оснащаться тракторными и автомобильными тягачами и иметь одну или две оси.

Разгрузка скрепера может быть принудительной (выталкивание грунта задней стенкой ковша), полупринудительной (частичное выталкивание и опрокидывание ковша) и свободной (опрокидывание ковша). Современные скреперы имеют принудительную разгрузку.

Управление скреперами может быть канатное и гидравлическое.

Скреперной разработке подлежат мягкие, рыхлые, пластичные породы (песок, супесь, растительный грунт, торф, суглинки, гравий, галька, щебень, легкие глины и т.п.), а также механически разрыхленные породы (сланцы, глинистые сланцы, тяжелые жирные глины и суглинки и т.п.). Разрабатываемые породы не должны содержать большое количество валунов, свыше 15-20% влаги, должны обладать хорошей несущей способностью.

Предельное (экономически целесообразное) расстояние доставки пород в отвалы, к транспортным средствам и устройствам переработки сырья для самоходных скреперов с вместимостью ковша 6-10 $м^3$ на более 500-700 м, с вместимостью 15 $м^3$ - 1000-2000 м.

Скреперные дороги не должны иметь подъемы более 10-15°, а радиусы поворотов менее 2,5-3 минимальных конструктивных радиусов.

Процесс скреперования является цикличным и состоит из следующих операций:

наполнения (загрузка) ковша в забое;

транспортирования породы на отвал или на пункт перегрузки;

разгрузки породы;

движения порожнего скрепера до забоя.

З а г р у з к а. Перед забором горной массы передняя заслонка скреперного ковша поднимается, режущая кромка внедряется в забой на величину t, определяемую типом и физико-механическими свойствами пород (для мягких и песчаных пород $t = 0,2 \div 0,3$ м, для глинистых и разрушенных $t = 0,1 \div 0,15$ м). Под действием силы тяги ковш заполняется, причем процесс заполнения и характеризующий его коэффициент наполнения $K_н$ различны у разных пород. При выемке сухих песчаных пород полного заполнения ковша не происходит ($K_н < 1$).

Скреперование супесчаных и суглинистых пород нормальной влажности (4-12 и 8-18% соответственно) обеспечивает наполнение ковша с "шапкой" ($K_н > 1$).

Таблица 2.16

Техническая характеристика скреперов

Показатели	Тип тягача или трактора								
	прицепной гусеничный			полуприцепной пневмоколесный		самоходный		пневмоколесный	
	ДЗ-33	ДЗ-111	ДЗ-20, ДЗ-20А	ДЗ-87-1	ДЗ-74	ДЗ-11П	ДЗ-13	ДЗ-115, ДЗ-115А	ДЗ-107-1
Тяговое усилие, кН	30	40	100	40	100	80*	130*	260*	400*
Базовый трактор или тягач	ДТ-75; ВРС 2	Т-4АП2	Т-130.1.Г-1	Т-158	К-702	МоАЗ-546П	БелАЗ-531	БелАЗ-5316	Опытный тягач
Мощность силовой установки, кВт	59	95,6	117	121,5	198,5	158	1×265	3×265	2×407
Тип скрепера	Прицепной			Полуприцепной		Самоходный			
Грузоподъемность, т	5,4	8,2	12,5	8,2	16	15	27	29	45
Вместимость ковша (геометрическая), $м^3$	3	4,5	7	4,5	8	8	15	15	25
Ширина резания, мм	2100	2430	2650	2430	2718	2820	2926	3020	3820
Глубина резания, мм	200	130	300	130	350	300	350	350	400
Масса агрегата (с трактором в снаряженном состоянии), кг	8680	14 420	21 500	12 300	22 000	20 000	34 000	44 300	69 400

* Тяговый класс вычислен в учебных целях по соотношению с силовой установкой тягача К-702.

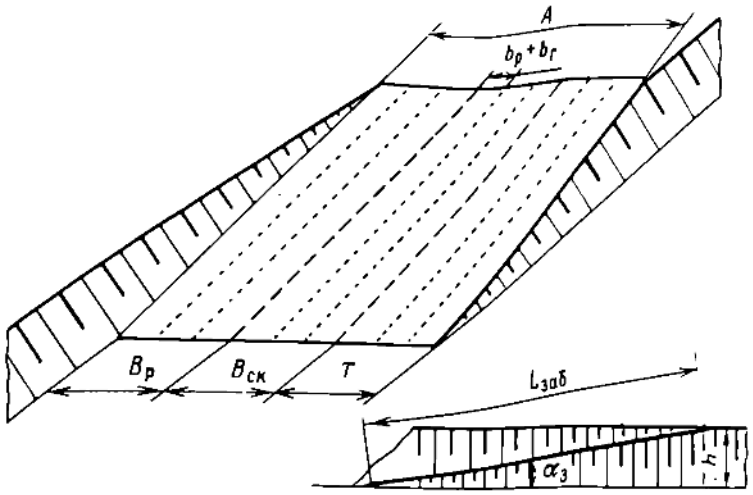


Рис. 2.33. Схема скреперного торцевого забоя

По мере заполнения ковша (75-85% вместимости) заслонку начинают закрывать. Заполненный ковш поднимается в транспортное положение, и скрепер следует в пункт разгрузки.

Выемку породы скрепер осуществляет на забоях-площадках горизонтальными слоями, на продольных и торцевых откосах уступов - наклонными (под уклон). Последние виды забоев применяют более часто при отработке мощных пластов.

На рис. 2.33 приведен торцевой забой в общем виде с породами, требующими рыхления. Длина наклонного забоя $L_{заб}$ определяется высотой отрабатываемого уступа h, углом откоса забоя $\alpha_з$, преодолеваемым скрепером (оптимальный 5-6°), и длиной пути загрузки ковша l, которой $L_{заб}$ должна быть равна или кратна.

Ширина скреперной заходки (м) в общем случае при разработке пород, требующих предварительного рыхления,

$$A = B_{ск} + B_р + T, \qquad (2.95)$$

где $B_{ск} = n(b_р + b_г)$ - ширина полосы скреперования, м; n - число смежных проходов скрепера на полосе скреперования (обычно $n = 2 \div 4$); $b_р$ - ширина полосы резания породы (обычно равна ширине ковша скрепера $b_к$), м; $b_г = 0{,}5 \div 1{,}5$ м - ширина гребня между смежными проходами скрепера; $B_р$ - ширина полосы рыхления, м; T - ширина транспортной полосы, м. Обычно $B_{ск} = B_р = T$.

При работе мощных скреперов в плотных породах часто усилия основных тягачей недостаточно для обеспечения производительной работы комплекса: длина пути и время загрузки увеличиваются, производительность снижается. В таком случае

прибегают к использованию рыхлителей и тракторов-толкачей. Предельные длины заполнения ковша, при превышении которых применяют рыхлители и тракторы-толкачи, в зависимости от вместимости ковша E составляют: 12-14 м (E = 3 м^3); 18-22 м (E = 6÷8 м^3); 26-28 м (E = 10÷12 м^3 и 35-38 м (E = 15÷÷18 м^3).

Часто в сложных условиях используют варианты работы сдвоенными скреперами. Тогда каждый из них поочередно служит толкачом, а затем загружается с помощью другого.

Транспортирование, т.е. движение груженого скрепера к месту разгрузки и порожнего - к забою, составляет основную часть времени скреперного цикла (70-80%).

При выборе схемы движения необходимо обеспечивать кратчайшие расстояния от забоев до мест разгрузки в грузовом и порожнем направлениях, а также минимальное число поворотов и подъемов груженого скрепера. На открытых работах наиболее часто применяют схемы "вытянутое кольцо" и "восьмерка" (рис. 2.34). Последняя более благоприятна для ходовой части скрепера.

Для обеспечения устойчивой скорости движения скрепера не менее 15 км/ч подъемы в грузовом направлении не должны быть более 10-12%, а дороги содержаться в хорошем состоянии. Кроме того, скреперные работы должны быть надежно спроектированы и хорошо организованы. Загрузку ковша при работе скрепера на горизонтальном забое-площадке следует производить только при движении в направлении пункта разгрузки (на груженой ветви, рис. 2. 35, *а*), так как в противном случае (загрузка на порожней ветви, рис. 2.35, *б*) увеличивается путь движения груженого скрепера, скорость движения которого (при тракторной тяге) на 25-30% ниже порожнего. В результате увеличивается продолжительность цикла, снижается производительность.

Разгрузка скрепера может осуществляться тремя способами:

на горизонтальном участке (рис. 2.36, *а*);

на наклонном участке (уклон 10-20%) (рис. 2.36, *б*);

над приемным бункером или иным устройством (рис. 2.36, *в*).

Для выбора модели скрепера и определения производительности выбранной модели в конкретных горно-геологических условиях необходима оценка максимального сопротивления $W_{об}$ (кН), преодолеваемого скреперным тягачом в момент окончания набора породы и состоящего из суммы сопротивлений:

$$W_{об} = W_1 + W_2 + W_3 + W_4 = K_F b_к t\ 10^3, \qquad (2.96)$$

где W_1 - сопротивление движению скрепера; W_2 - сопротивление породы резанию; W_3 - сопротивление породы подъему при заг-

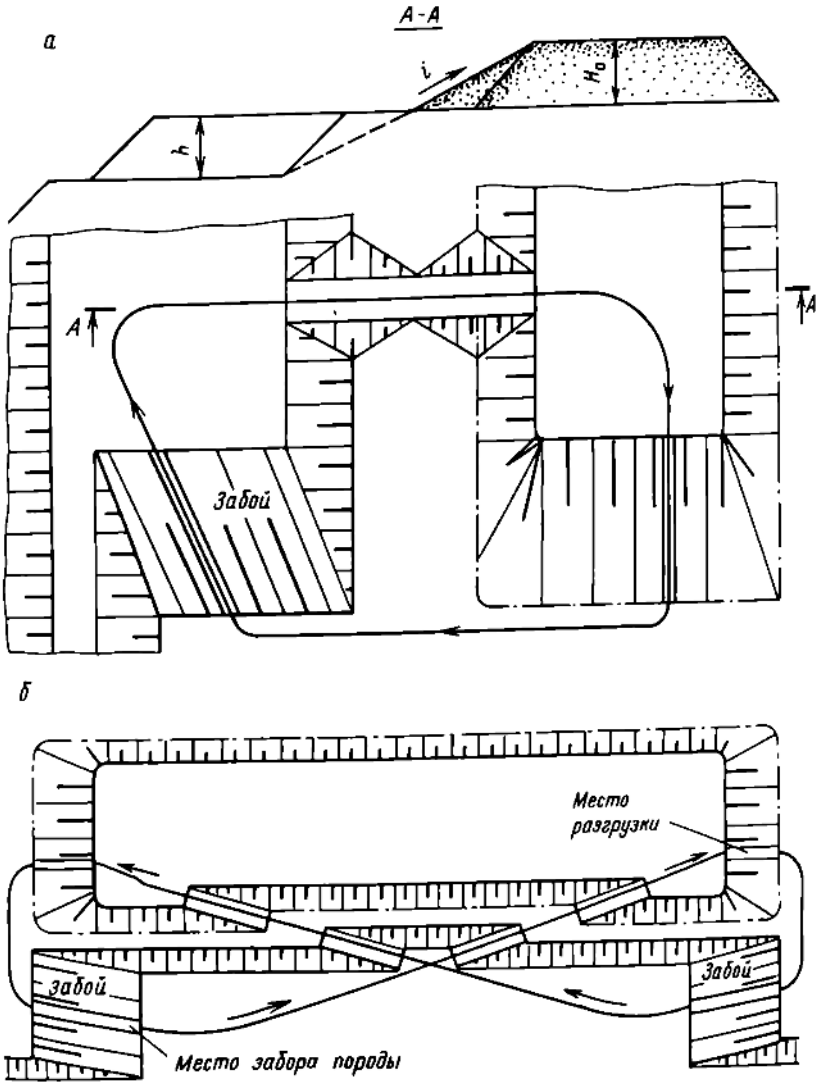


Рис. 2.34. Схемы движения скрепера в цикле:
а - "вытянутое кольцо"; *б* - "восьмерка"

рузке ковша; W_4 - сопротивление от трения частиц породы между собой и стенками ковша; K_F - удельное сопротивление породы копанию при скреперной выемке, МН/м^2; $b_к$ - ширина ковша, м; t - толщина срезаемой стружки, м.

Суммарное сопротивление скреперованию должно преодолеваться тяговым усилием тягача $P_т$ (см. табл. 2.16):

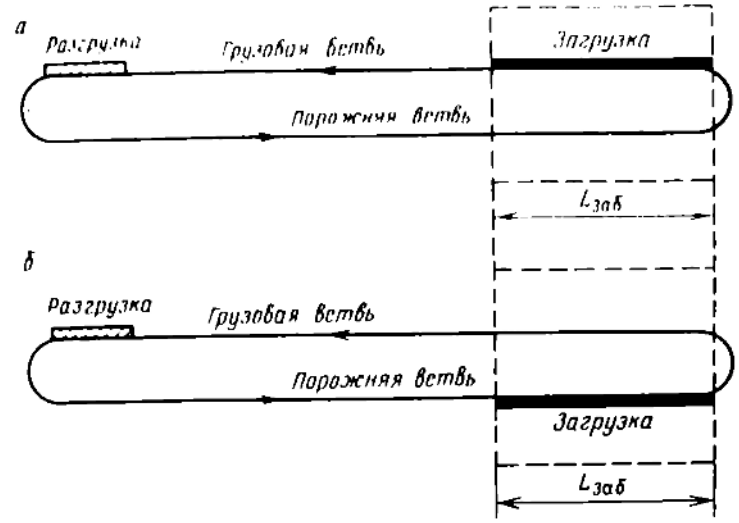


Рис. 2.35. Схемы к определению рационального направления движения скрепера при загрузке

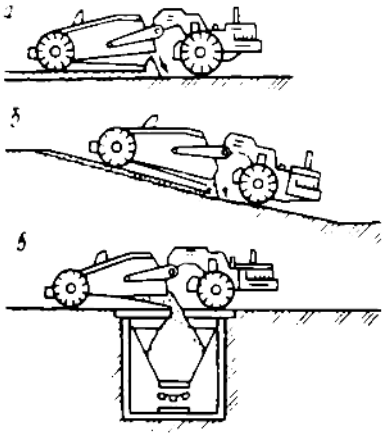


Рис. 2.36. Способы разгрузки скреперов

$$P_т \geqslant W_{об}. \qquad (2.97)$$

Эксплуатационная производительность скрепера

$$Q = 3600 T_{см} E K_н K_и / (T_ц K_р). \qquad (2.98)$$

Значения коэффициентов наполнения $K_и$ и разрыхления $K_р$ пород в ковше скрепера

Породы	$K_и$	$K_р$
Песок сухой	0,6-0,7	1,1
Песок влажностью 12-15%	0,7-0,9	1,1-1,2
Чернозем влажностью 12-15%	1,1-1,15	1,3-1,35
Супеси и суглинки влажностью 4-6%	1,1-1,2	1,2-1,4
Глина сухая	1-1,1	1,2-1,3
Дресва	1-1,1	1,5-1,7

Коэффициент использования скрепера во времени $K_к$ при двухсменной работе равен 0,75-0,85, при трехсменной - 0,7-0,75.

Время цикла $T_ц$ (с) складывается из времени загрузки $t_п$, времени движения в грузовом $t_{гх}$ и порожнем $t_{пх}$ направлениях, времени разгрузки $t_р$ и времени задержек $t_{зад}$:

$$T_ц = t_п + t_{гх} + t_р + t_{пх} + t_{зад}. \quad (2.99)$$

Время $t_п$ (с) определяется длиной пути загрузки $l_п$ и скоростью $v_п$ при ней: $t_п = l_п/v_п$. В зависимости от типа скрепера и вместимости ковша $l_п$ = (10÷40) м, а $v_п$ = (0,7÷÷0,8) м/с.

Время движения скрепера в грузовом и порожнем направлениях определяется соответствующими расстояниями $l_{гх}$ и $l_{пх}$ в конкретных карьерных условиях, а также скоростями передвижения $v_{гх}$ и $v_{пх}$.

При установленной среднерейсовой скорости $v_{ср}$

$$t_{гх} + t_{пх} = (l_{гх} + l_{пх})/v_{ср}.$$

При грузоподъемности скреперов до 18 т в зависимости от срока службы дорог и их покрытия среднерейсовые скорости $v_{ср}$ = (16÷28) км/ч, при грузоподъемности более 18 т $v_{ср}$ = = (12÷22) км/ч. Верхние пределы скоростей соответствуют постоянным дорогам с усовершенствованным капитальным покрытием, нижние - временным спланированным грунтовым забойным, отвальным и поверхностным дорогам.

Продолжительность разгрузки на различных типах грунтов невелика и, как правило, не превышает $t_р$ = 0,3 мин.

Время задержек включает в себя маневры и ожидания в местах погрузки и выгрузки и находится в пределах $t_{зад}$ = (0,3÷0,5) мин. Меньшее значение следует принимать при работе без толкачей, большее - при работе с толкачами.

При установленной производительности скреперов необходимое их число определяется из выражения

$$N = Q_к/Q_э, \quad (2.100)$$

где $Q_к$ - производительность карьера по горной массе, подлежащей скреперованию, м^3/см.

ПРИМЕР. На месторождении мела и трепела, имеющем равнинный рельеф, четвертичные отложения (кварцевые пески, $\rho_п$ = = 1,8 т/м^3) средней мощностью 1 м предполагается разрабатывать и транспортировать на специальный отвал скреперами. Средняя дальность транспортирования l = 450 м. Объем песков, подлежащих удалению с карьера в течение смены, $V_с$ = 1050 м^3.

Для заданных условий выбрать тип скрепера и определить необходимое их число.

Р е ш е н и е. При дальности транспортирвания пород l = = 450 м наиболее рационально использование колесных скреперов.

Для выбора конкретной модели скрепера необходимо обеспечить неравенство (2.97), т.е. превалирование тягового усилия скрепера над суммарным сопротивлением скреперованию. При этом выбор и расчеты осуществляются методом последовательного приближения. Начальная расчетная модель принимается по горно-геологическим условиям и физико-механическим свойствам пород, которые можно отнести ко II категории ЕНВ (1979 г.) и обобщенной классификации (см. табл. 2.8) с удельным сопротивлением копанию 0,12-0,2 МН/м².

Учитывая равнинный рельеф месторождения, незначительную мощность песков, а также то, что они представляют собой уплотненные несвязные породы, принимаем для расчетов K_F = = 0,12 МН/м² и из табл. 2.16 самую малую модель самоходного пневмоколесного скрепера ДЗ-11П мощностью 158 кВт, грузоподъемностью 15 т и вместимостью ковша 8 м³, который будет работать на забое-площадке.

Определяем общее сопротивление скреперованию:

$$W = 0{,}12 \cdot 2{,}82 \cdot 0{,}2 \cdot 10^3 = 67{,}7 \text{ кН}.$$

Сопоставляя общее сопротивление с тяговым усилием, находим, что принятый скрепер удовлетворяет горно-геологическим, физико-механическим и технологическим условиям.

Для определения производительности устанавливаем составляющие скреперного цикла и общую его продолжительность по формуле (2.99).

$$t_n = l_n/v_n = 20/0{,}8 = 25 \text{ с}; \; l_n = 20 \text{ м};$$

$$t_{гх} + t_{пх} = (l_{гх} + l_{пх})/v_{ср} = 0{,}9/16 \cdot 3600 = 203 \text{ с};$$

$$t_p = 18 \text{ с}; \; t_{зад} = 18 \text{ с};$$

$$T_ц = 25 + 203 + 18 + 18 = 264 \text{ с}.$$

Эксплуатационная сменная производительность скрепера

$$Q_э = \frac{3600 \cdot 8 \cdot 8 \cdot 0{,}7 \cdot 0{,}75}{264 \cdot 1{,}1} = 416 \text{ м}^3/\text{смен}.$$

Необходимое число скреперов

$$N_c = \frac{1050}{416} = 2{,}52.$$

Принимаем три скрепера ДЗ-11П.

В небольших карьерах, разрабатывающих песчаные и гравийно-песчаные месторождения, применяются канатные скреперы. На одном конце участка разработки устанавливается опора хвостового блока, на другом - тяговая лебедка и пункт разгрузки. Операции рабочего цикла состоят из подтягивания скрепера от лебедки к хвостовой опоре для загрузки (холостой

ход), загрузки, движения на разгрузку и разгрузки. Участки могут разрабатываться прямым и веерным ходами.

Одной из разновидностей канатных скреперов являются башенные экскаваторы, которые широко распространены за рубежом при добыче песка и песчано-гравийной смеси из-под воды. Мощность отрабатываемых песков достигает 20 и даже 40 м. Угол откоса забоя значительно меньше, чем у драглайнов, благодаря неотрывному следованию ковша по забою в холостом и груженом направлениях и значительному расстоянию между башнями.

Техническая производительность канатно-скреперных установок (м³/ч)

$$Q = \frac{3600E\eta_c}{l(1/v_1 + 1/v_2) + t_1 + t_2}, \qquad (2.101)$$

где η_c - коэффициент скреперования (обычно η_c = 0,7÷0,8); l - средняя длина скреперования, м; v_1 и v_2 - скорость соответственно рабочего и холостого хода, м/с [v_1 = (1÷÷1,25) м/с; v_2 = (1,25-1,5) м/с]; t_1 и t_2 - время на перемену направления движения скрепера соответственно в забое и на пункте разгрузки, с (обычно t_1 и t_2 = 15÷30 с).

2.6.9. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ, ПРОИЗВОДИМЫЕ БУЛЬДОЗЕРАМИ

Подобно скреперу бульдозер может быть выемочной, транспортирующей, складирующей и погрузочной машиной. Конструктивно он представляет собой гусеничный или колесный тягач, оборудованный лемехом.

Кроме использования на основных работах, бульдозер широко применим на вспомогательных процессах: валка леса, корчевка пней (в период строительства), зачистка кровли пластов, строительство и содержание автомобильных, передвижка железнодорожных путей и конвейерных линий и т.д.

С соответствующим навесным оборудованием бульдозеры применяются на подготовке горной массы к выемке как рыхлители и довольно часто как бульдозерно-рыхлительные агрегаты, выполняющие весь комплекс горных работ: подготовку пород к выемке, их выемку, перемещение, складирование или погрузку.

Производство бульдозерных работ является цикличным и включает следующие операции:

внедрение лемеха в породу и набор призмы волочения;

перемещение (транспортирование) призмы волочения к месту разгрузки или складирования;

разгрузка или складирование породы;

возвращение в забой.

Бульдозеры осуществляют выемку пород на горизонтальных забоях-площадках, на торцевом и фронтальном откосах уступов,

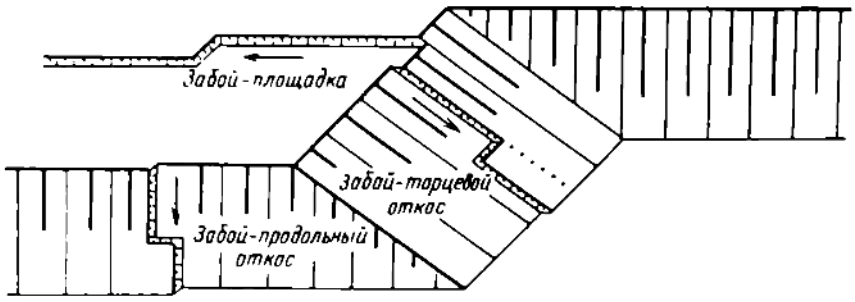


Рис. 2.37. Типы бульдозерных забоев в мягких породах

а также в развалах взорванной горной массы. На рис. 2.37 показаны забои бульдозеров в мягких породах, рис. 2.38 - в разрыхленных скальных и полускальных.

З а г р у з к а. Физико-механические свойства отрабатываемых горных пород предопределяют различные способы внедрения отвала (лемеха) в забой и набора призмы волочения.

Углубление отвала бульдозера в массив пород бывает прямослойным с постоянной и переменной толщиной стружки, а также гребенчатым. Прямослойное зарезание производится обычно в породах I категории (обобщенная классификация грунтов по трудности выемки и ЕНВ, а в более плотных породах II категории зарезание гребенчатое.

На уклонах (забой-откосы) применяется обычно прямое зарезание, так как при этом первоначальная максимально возможная толщина стружки может быть выдержана на всем пути набора в результате увеличения развиваемого трактором тягового усилия и уменьшения сопротивления породы при перемещении ее под уклон. Количество набираемой перед отвалом породы при этом увеличивается на 60-70%.

Породы III категории и более высоких (обобщенная классификация и ЕНВ) требуют рыхления перед выемкой бульдозерами. Плотные, трещиноватые полускальные и мерзлые породы в основном подготавливаются рыхлителями, скальные - буровзрывным способом.

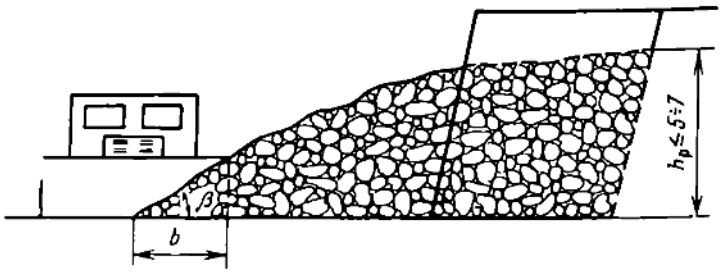


Рис. 2.38. Схема забоя бульдозера во взорванной породе

При выемке взорванных пород (см. рис. 2.38) наиболее рационален способ бокового набора с движением бульдозера по подошве уступа вдоль развала с частичным внедрением в него лемеха.

$$b = (0{,}2 \div 0{,}4) l_л, \qquad (2.102)$$

где b - величина внедрения (ширина стружки), м; $l_л$ - длина лемеха, м.

Высота развала при бульдозерной выемке по условиям безопасности не должна превышать 5-7 м. Производительность бульдозера при выемке скальных пород в 1,5-2 раза ниже, чем рыхлых, что обусловливается уменьшением объема призмы волочения, увеличением времени ее набора и коэффициента разрыхления.

Транспортирование породы к месту ее складирования или разгрузки начинается после полного набора призмы волочения. Расстояние транспортирования обычно может достигать 80-100 м и 200 м для мощных бульдозеров. Процесс транспортирования сопровождается значительными потерями породы из призмы волочения за счет осыпания ее по краям лемеха. Для уменьшения потерь применяют следующие способы перемещения:

по траншее в породе (в массиве) глубиной 0,3-0,6 м, образованной многократными проходами бульдозера по одной и той же полосе шириной 3-3,5 м; при этом по краям траншеи образуются буртики, которые также способствуют сохранению призмы волочения;

по траншее из валиков породы, осыпавшейся во время предыдущих проходов; высота валиков 0,7-1 м. Это самый рациональный способ транспортирования;

спаренными бульдозерами; способ применяется в мягких породах; производительность бульдозеров повышается на 30-50%;

создание промежуточных валов при транспортировании породы на расстояние 50-100 м. Весь участок перемещения разбивают на две-три части. В конце каждой части породу штабелируют в виде промежуточного вала, последовательно перемещаемого к месту разгрузки. Продолжительность цикла при этом увеличивается, но производительность бульдозера возрастает на 30-40% за счет уменьшения потерь.

Складирование или разгрузка обусловливается назначением транспортируемой бульдозером горной массы.

Полезное ископаемое может перегружаться в транспортные средства - автосамосвалы, конвейер, железнодорожные вагоны (рис. 2.39, *а*), в специальные перерабатывающие устройства, находящиеся в карьере, - дробильные, сортировочные, промывочные, смесительные и т.д. (рис. 2.39, *б*), а также под откос уступа для последующей погрузки в транспортные средства экскаваторами, погрузчиками (рис. 2.39, *в*) для

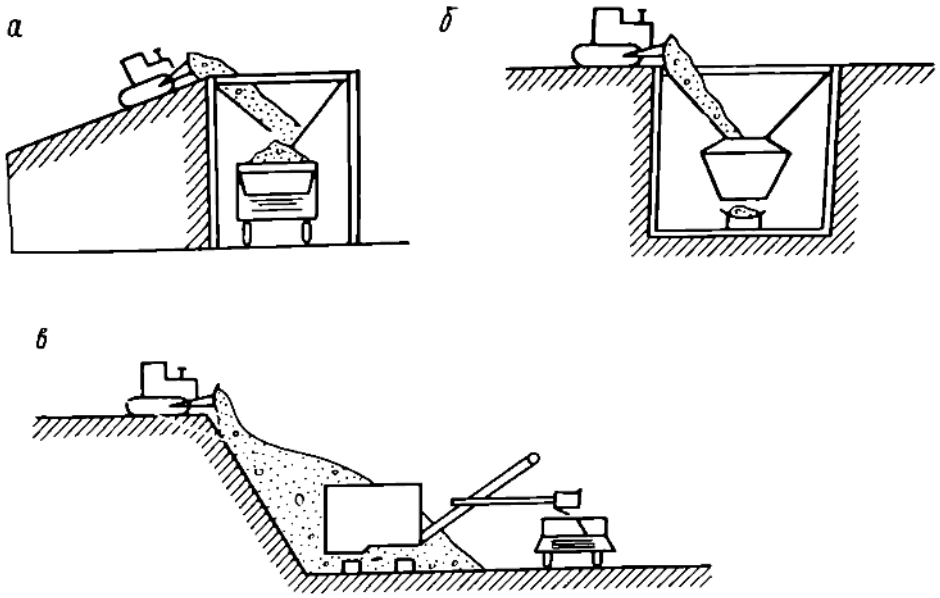


Рис. 2.39. Схемы разгрузки бульдозеров

доставки на дробильно-сортировочный завод (ДСЗ) или непосредственно потребителю.

Пустые породы подлежат складированию в отвалах следующими способами:

толстыми слоями (0,8-1 м); осуществляется накапливанием породы горками в прижим с последующей планировкой или без нее (рис. 2.40, *а*);

тонкими слоями от себя; осуществляется путем подъема лемеха на 15-20 см при равномерном движении вперед по отвалу (рис. 2.40, *б*);

тонкими слоями на себя; доставив породу, бульдозер поднимает отвал и еще на 1-1,5 м проезжает вперед, затем спускает отвал и его тыльной стороной разравнивает породу, равномерно двигаясь назад (рис. 2.40, *в*).

После разгрузки или складирования бульдозер совершает последнюю операцию цикла - движение к забою для загрузки.

Движение бульдозера в цикле может осуществляться по челноковой и кольцевой схемам. При челноковой схеме движение вперед - рабочий ход, назад - порожний. При кольцевой схеме бульдозер все время движется вперед по кольцу с поворотами.

Максимальные преодолеваемые уклоны при работе бульдозера, %, приведены ниже:

Ход	*Подъем*	*Спуск*	*Поперечный уклон*
Груженый.	15-18	45	30
Порожний.	35-40	45	30

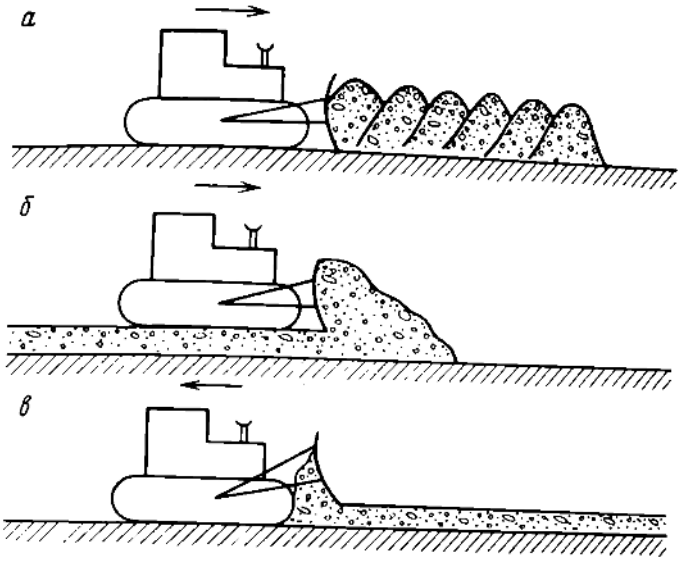


Рис. 2.40. Схемы складирования пород бульдозерами

При проектировании бульдозерных работ наиболее важной задачей является выбор типа бульдозера для конкретных горно-геологических условий с учетом максимальных рабочих нагрузок, которым, как правило, соответствует момент окончания набора призмы волочения. В этих условиях тяговое усилие бульдозера $P_т$ должно преодолевать сумму сопротивлений W (кН):

$$P_т \geq W = W_б + P_1 + W_{пв} + W_п + W_i =$$

$$= \omega_o G_б + K_{F_р} bt \cdot 10^3 + (1{,}2 \div 1{,}3) 10^3 V_{пв} \rho_п fg \pm (G_б + V_{пв}\rho_п)\omega_i, \qquad (2.103)$$

где $W_б$ - сопротивление перемещению самого бульдозера; P_1 - горизонтальная составляющая сопротивления резанию породы лемехом; $W_{пв}$ - сопротивление перемещению призмы волочения; $W_п$ - сопротивление подъему породы вверх по лемеху; W_i - то же, от уклона; ω_o - основное удельное сопротивление движению тягача, кН/т (ω_o = (0,8÷1,2) кН/т); $G_б$ - масса бульдозера с тягачом, т; $K_{F_р}$ - удельное сопротивление породы резанию, МПа; b, t - соответственно ширина и толщина стружки, м; $V_{пв}$ - объем призмы волочения, м^3.

В общем случае расчетная формула для определения объема призмы волочения имеет вид

$$V_{пв} = h_п^2 B_п (0{,}6 + \operatorname{ctg} \alpha_п)/(3K_р), \qquad (2.104)$$

$h_п$ - высота призмы, которая приближается к высоте лемеха $h_л$, т.е. $h_п = h_л$, м; $B_п$ - ширина призмы, равная длине лемеха $l_л$, т.е. $B_п = l_л$, м; $\alpha_п$ - передний угол откоса призмы в направлении перемещения, градус; $\alpha_п = 35 \div 41^\circ$ для песчано-галечных пород при влажности 12-18%; $K_р$ - коэффициент разрыхления породы.

В развале взорванной породы при расстоянии набора $L_н$, угле откоса развала β и величине внедрения лемеха b (см. рис. 2.38) действительный объем призмы волочения ($м^3$)

$$V_{пв} = 0{,}5 b^2 L_н \operatorname{tg} \beta, \qquad (2.105)$$

где $\rho_п$ - плотность разрыхленной породы, $кг/м^3$; f - коэффициент трения породы; ω_i - удельное сопротивление движению тягача от уклона, кН/т.

Ориентировочные значения $K_{F_р}$ и $\rho_п$ при расчете тяговых усилий бульдозера приведены ниже:

Порода	Глина	Супесь и суглинок	Песок
$K_{F_р}$, $МН/м^2$	0,12-0,2	0,07-0,1	0,05-0,06
$\rho_п$, $кг/м^3$	1200-1800	1600-1800	1500-1700

Эксплуатационная производительность бульдозера ($м^3$/смен) может быть установлена по зависимости

$$Q_б = 3600 T_{см} V_{пв} K_д / (T_ц K_р), \qquad (2.106)$$

где $K_д$ - коэффициент изменения производительности бульдозера в зависимости от величины уклона и дальности перемещения породы; $T_ц$ - продолжительность рабочего цикла бульдозера, с;

$$T_ц = L_н/v_н + L_п/v_{гх} + (L_н + L_п)/v_{пх} + t_в; \qquad (2.107)$$

$t_в$ - время вспомогательных операций, приходящихся на рабочий цикл бульдозера, м ($t_в = 7 \div 10$ с); $L_н$ - расстояние набора породы, м; $L_п$ - расстояние перемещения породы, м; $v_н$ - скорость движения при наборе породы, м/с; $v_{гх}$ - скорость перемещения породы, м/с; $v_{пх}$ - скорость порожнего хода, м/с.

Необходимое число бульдозеров $N_б$ на планируемый объем выемочно-погрузочных бульдозерных работ $V_б$ устанавливается по зависимости

$$N_б = V_б/Q_б. \qquad (2.108)$$

Проектирование использования бульдозеров в качестве основного выемочного оборудования сводится к решению следующего круга задач:

анализируются горно-геологические условия залегания пород и их физико-механические свойства;

Значения коэффициента $K_д$

Дальность перемещения породы, м	*На горизонтальном участке*	*На уклоне 10%*	*На уклоне 20%*	*На подъеме 10%*
15	1	1,8	2,5	0,6
30	0,6	1,1	1,6	0,37
65	0,3	0,6	0,9	0,18
100	0,2	0,36	0,55	0,12

Значения элементов бульдозерного цикла $T_ц$

Грунт	*Мощность трактора, кВт*	$L_н$, м	$v_н$, м/с	$v_{гх}$, м/с	$v_{пх}$, м/с
Растительный слой, песок, суглинок	108	5	1	1,2	1,6
	140-180	7	1	1,4	1,7
	300	9	1	1,5	2
Глина, гравий, щебень, дресва	108	7	0,67	1,6	1,5
	140-180	10	0,67	1,2	1,6
	300	12	0,67	1,1	1,7
Скальные породы, предварительно разрыхленные	108	10	0,2	0,67	1
	140-180	13	0,25	0,67	1
	300	17	0,3	0,67	1

в соответствии с принятой системой разработки (порядком подвигания фронта работ и забоев) ориентировочно определяется тип забоя, схемы движения бульдозеров при наборе породы и к месту складирования или разгрузки;

в соответствии с физико-механическими свойствами пород и предполагаемой схемой движения бульдозеров в цикле, определяющей план и профиль пути, принимают тип бульдозера (см. табл. 2.2);

по зависимости (2.103) определяют суммарное сопротивление W и сопоставляют его с тяговым усилием $P_т$ принятого бульдозера. В случае равенства и незначительного превосходства $P_т$ тип бульдозера принят правильно; при $W > P_т$ следует рассмотреть следующий бо́льший по мощности бульдозер типажного ряда (см. табл. 2.2); при значительном превосходстве $P_т$ над W принимается и рассматривается бульдозер с тягачом меньшей мощности - и так до обеспечения оптимального соотношения $P_т$ и W. Иногда искомую оптимальность можно обеспечить изменением схемы движения бульдозера, изменением типа забоя и т.д.;

для принятого бульдозера окончательно конкретизируются схемы работы, тип и параметры забоя;

устанавливается эксплуатационная производительность бульдозера по зависимости (2.106);

определяется необходимое число бульдозеров по формуле (2.108).

2.7. ПЕРЕМЕЩЕНИЕ ГОРНОЙ МАССЫ В КАРЬЕРАХ

2.7.1. ХАРАКТЕРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА

Горная масса в карьерах подвергается перемещению в различных объемах, направлениях, в результате производства различных процессов и воздействия на массив машин и механизмов.

Самые крупные объемы горной массы перемещаются одноковшовыми (мехлопатами, драглайнами) и многоковшовыми экскаваторами, а также погрузчиками из забоев в транспортные средства, которые, в свою очередь, доставляют эти объемы либо в места складирования (отвалы пустых пород, склады полезного ископаемого), либо на перерабатывающие предприятия (обогатительные фабрики - ОФ, дробильно-сортировочные заводы - ДСЗ и т.д.).

Большое разнообразие горно-геологических, технико-технологических и других условий эксплуатации месторождений открытым способом определяет возможность применения многих видов и схем карьерного транспорта. Однако открытые горные работы на все виды транспорта накладывают вполне определенные характерные особенности, заключающиеся в следующем:

технологические грузы карьеров (полезное ископаемое и пустые породы) имеют одностороннюю направленность (карьер - поверхность);

неоднородность перемещаемой горной массы: от мягкой, рыхлой, сыпучей до скальной, абразивной, обусловливающей большие ударные воздействия на транспортные сосуды при погрузке и разгрузке;

сравнительно небольшая, как правило, дальность транспортирования полезного ископаемого и пород (от десятков метров до двух десятков километров), за исключением гипса и стекольных песков - сотни и даже тысячи километров, предопределяющая быструю оборачиваемость транспортных средств, а значит, и их ограниченное число при больших объемах перемещения;

нестационарность пунктов погрузки горной массы и разгрузки пустых пород, что обусловливает большие объемы работ по передвижке и обустройству транспортных коммуникаций на рабочих площадках карьеров и отвалах;

крутые подъемы и спуски транспортных коммуникаций;

высокий удельный вес затрат (до 50-60%) на транспортирование горной массы в карьерах в общих затратах на добычу полезного ископаемого.

Характер потока горной массы из карьера (прерывный, непрерывный) позволяет разделить все виды карьерного транспорта на две группы:

прерывного (цикличного) действия, включающую колесный

(рельсовый, безрельсовый), специальный (канатно-подвесные дороги, скипы), а также землеройные машины (погрузчики, скреперы, бульдозры);

непрерывного действия, к которому относятся конвейерный, гидравлический, гравитационный транспорт.

Колесные виды транспорта - железнодорожный и автомобильный - являются самыми распространенными на современных карьерах.

2.7.2. ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫЙ КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Железнодорожный транспорт имеет широкое распространение в горнодобывающих отраслях, в большей степени - на крупных карьерах (как правило, в комбинации с другими видами транспорта), в меньшей - на малых. На карьерах, разрабатывающих строительные породы магматического и метаморфического происхождения, а также гравийно-песчаные месторождения для получения щебня, железнодорожный транспорт применяется в единичных случаях (Вяземский гравийно-песчаный карьер, гранитный карьер Павловского ГОКа, один из карьеров ПОГК "Кузнечное" и некоторые другие). Чаще он используется на карьерах, разрабатывающих осадочные карбонатные, мергелистые и глинистые породы для производства цемента и других материалов (карьер мела "Полигон", Фокинский карьер мела и трепела, Ульяновский карьер мела и глины, карьер известняка и глины "Коммунары", Пикалевский известняковый карьер).

Ограниченное применение железнодорожного транспорта на карьерах строительных горных пород нельзя считать обоснованным и оправданным. Так, использование его на Вяземском карьере позволило получить одну из самых низких себестоимостей транспортных работ в отрасли. Если учесть экологические проблемы, которые сопутствуют промышленности строительных материалов в силу повсеместности распространения ее добывающих предприятий, то в перспективе можно ожидать концентрацию добычи строительных материалов и сырья для их производства за счет увеличения мощности строительных карьеров и более широкого внедрения на них железнодорожного транспорта. Кроме того, в соответствии с решением задачи комплексного освоения недр многие карьеры металлургической, угольной и химической промышленности, имеющие железнодорожный транспорт, активно включились в производство строительных материалов, так что в перспективе добыча строительных материалов более широко будет связана с железнодорожным транспортом.

К достоинствам железнодорожного транспорта следует отнести: возможность использования различных видов энергии и локомотивов; небольшой расход энергии благодаря малому сопротивлению при движении по рельсам (20-25 Н на 1 т массы

поезда); надежность и большой срок службы подвижного состава (20-25 лет); небольшие расходы на ремонт и содержание подвижного состава; сравнительно небольшой штат поездных бригад; незначительное влияние климатических условий; возможность автоматизации движения транспортных средств и управления транспортными операциями; затраты на 1 т·км перевозки значительно ниже, чем автомобильным и конвейерным транспортом.

Наряду с достоинствами железнодорожный транспорт имеет и недостатки, ограничивающие его применение: необходимая протяженность фронта работ не менее 300-500 м; высокие требования к транспортным коммуникациям в профиле (уклоны и подъемы в основном не более 20-40%) и плане (радиусы кривых не менее 120-150 м); затруднена селективная выемка, особенно при сложном строении залежей полезного ископаемого; большие затраты по пересукладке и содержанию путей из-за трудоемкости, особенно при наличии глинистых пород и сложных климатических условий (осадки, мерзлота и др); велики капитальные затраты.

В современных карьерах при применении железнодорожного транспорта используется электрическая и тепловозная тяга.

Электрификация железнодорожного транспорта осуществляется постоянным (1,5-3 кВ) и переменным (10-25 кВ) током.

На открытых горных работах применяется несколько типов грузовых железнодорожных вагонов, различающихся по условиям эксплуатации, устройству кузова, числу осей, способу разгрузки и т.д.

По устройству кузова выделяются думпкары, полувагоны, платформы, хопперы, а также различные спецвагоны.

По условиям эксплуатации бывают вагоны только внутрикарьерного обращения, не имеющие права выхода на общие сети железных подорог, а также вагоны общей сети, например, платформы, загружающиеся непосредственно в карьерах на передвижных классификационных установках песком или песчано-гравийной смесью, а затем следующие к потребителю по дорогам МПС; универсальные полувагоны с донной люковой разгрузкой.

Основные требования к вагонам карьерного транспорта заключаются в том, что вагоны должны быть только открытыми (по условиям погрузки и разгрузки), достаточно прочными, чтобы выдерживать ударные нагрузки крупнокускового материала; быстроразгружающимися; высокоустойчивыми из-за малых радиусов путей в плане и несовершенного верхнего строения забойных путей.

В настоящее время самое широкое распространение на карьерах имеют саморазгружающиеся вагоны - думпкары с открытым кузовом и откидывающимися бортами. Основными их параметрами являются:

вместимость кузова V, м^3, - геометрический объем кузова;

грузоподъемность вагона q, т, - наибольшая масса груза, допускаемая к перевозке в данном вагоне;

масса тары вагона $q_т$ т, - собственная масса вагона;

коэффициент тары $K_т$ - показатель, характеризующий техническое совершенство вагона и выражающийся отношением

$$K_т = q_т/q < 1. \quad (2.109)$$

Показатели V и q являются паспортными (конструктивными) параметрами. В действительности фактический объем груза $V_ф$ ($м^3$) (породы, полезного ископаемого) будет отличаться от паспортного в силу различного наполнения геометрической вместимости кузова думпкара, которое характеризуется коэффициентом наполнения $K_н$:

$$V_ф = VK_н. \quad (2.110)$$

Техническая характеристика думпкаров

Думпкар	6ВС-60	ВС-85	2ВС-105	ВС-136	ВС-145	ТВС-165	2ВС-180
Грузоподъемность, т	60	85	105	136	145	165	180
Вместимость кузова, $м^3$	26,3	38	48,5	68	72	53	58
Масса тары вагона, т	29	35	48	67,5	68	85	68
Коэффициент тары	0,48	0,41	0,45	0,5	0,469	0,515	0,38
Число осей	4	4	6	8	8	8	8
Нагрузка на ось, кН	218	294	250	249	261	343	304
Длина вагона по осям автосцепок, мм	11 830	12 170	14 900	17 630	17 630	17 630	17580

Обычно геометрический объем кузова даже при самой тщательной загрузке вагона используется на 90-95% из-за неполной загрузки торцевых частей кузова и неполного использования высоты бортов во избежание просыпания груза при движении поезда. В то же время выше уровня бортов думпкара образуется породная призма - "шапка", объем которой составляет 20-25% геометрического объема кузова. Таким образом, общий коэффициент наполнения думпкара находится в пределах $K_н = 1,1+1,2$.

Действительная (погрузочная) масса породы в думпкарс $q_ф$ также не будет соответствовать грузоподъемности вагона q, так как $V_ф \neq V$, и, кромс того, она во многом будет определяться плотностью породы в массиве и коэффициентом разрыхления ее в думпкарс $K_р$:

$$q_ф = V_ф\rho/K_р = VK_н\rho/K_р. \quad (2.111)$$

Теперь можно установить действительный (погрузочный) коэффициент тары $K_{тф}$, являющийся показателем экономичности вагона:

$$K_{тф} = q_т K_р/(VK_н\rho). \quad (2.112)$$

Грузоподъемность и вместимость вагонов, используемых на открытых горных работах, следует согласовывать с вместимостью ковша экскаватора E. Рекомендуются следующие соотношения:

E, м³	4,6-5	6-10	12,5-15	17-20
q, т	60-85	105	136-145	165-180

или вместимость кузова вагона должна быть в 4-6 раза и более вместимости ковша экскаватора.

Путевое развитие карьера определяется рельефом поверхности, горно-геологическими условиями (падение залежи), размерами и формой карьера в плане, схемой вскрытия, системой разработки месторождения, производительностью и направлением перемещения полезного ископаемого и пустых пород, числом уступов, находящихся в одновременной разработке, и т.д. Протяженность железнодорожных путей в современных карьерах достигает десятков и даже сотен километров.

Путевое развитие карьера включает (рис. 2.41) забойные пути *1*, соединительные пути, связывающие забойные пути с транспортными коммуникациями капитальных траншей *2*; пути капитальных траншей и съездов *3*; откаточные пути на поверхности *4*, связывающие карьер с отвалами и фабриками; раздельные пункты, обеспечивающие безопасное и эффективное движение поездов в карьере и на поверхности *5*; подъездные пути, связывающие карьер с государственной системой железных дорог.

Раздельные пункты в зависимости от выполняемых операций подразделяются на станции различного назначения, обменные пункты, посты.

Обменные пункты (ОП), обеспечивающие скрещение поездов, следующих на отдельные погрузочные пункты в карьере, на отвале и обратно, могут располагаться на поверхности карьера, на транспортных бермах, в местах примыкания въездных траншей к горизонтам, а также на забойных и отвальных путях.

От уровня организации железнодорожного транспорта зависит

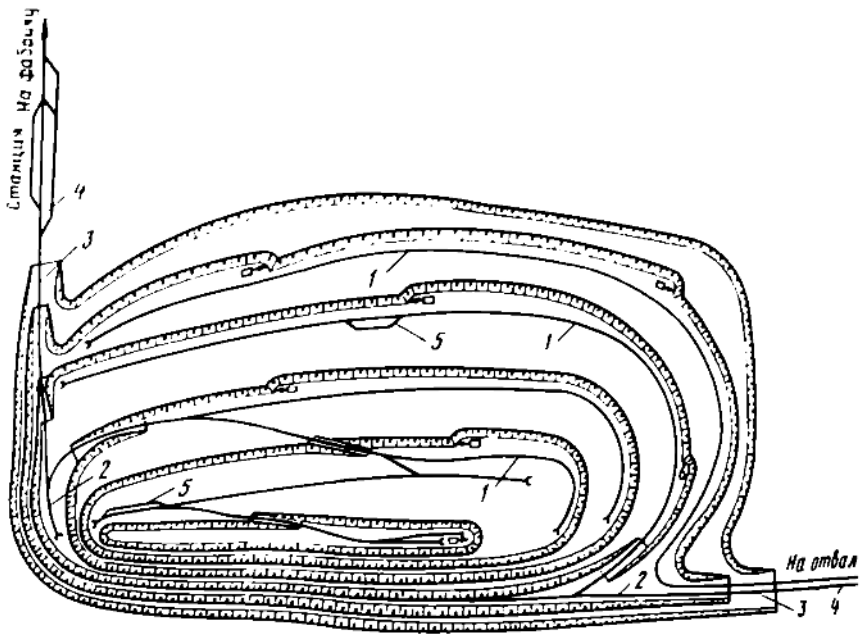


Рис. 2.41. Схема путевого развития карьера

загруженность (использование во времени на основной работе) погрузочного оборудования, а значит, и производительность карьера. Следует отметить, что производительность экскаваторов при работе с железнодорожным транспортом ниже, чем при использовании автомобильного или конвейерного транспорта по причине более длительных простоев при обмене с помощью вышеназванных обменных пунктов груженых и порожних поездов в забое. Это снижение количественно отражается коэффициентом обеспечения забоя порожняком:

$$\eta_0 = t_п/(t_п + t_о), \qquad (2.113)$$

где $t_п$ - среднеминимальное по технологическим условиям время погрузки поездов, мин; $t_о$ - среднеминимальное по технологическим условиям время обмена поездов, мин.

Наиболее распространенные схемы путевого развития на карьерных уступах можно разделить на две группы: тупиковые (рис. 2.42, *а, б, в, г*) и поточные (сквозные) (рис. 2.42, *д, е*). В каждой из этих групп работает один (см. рис. 2.42, *а, б, д*), или два (см. рис. 2.42, *в, г, е*) экскаватора, имеется один (см. рис. 2.42, *а, в*) или два (см. рис. 2.42, *б, г*) обменных пункта.

Целесообразность применения той или иной схемы путевого развития в каждом конкретном случае должна обосновываться технико-экономическими расчетами.

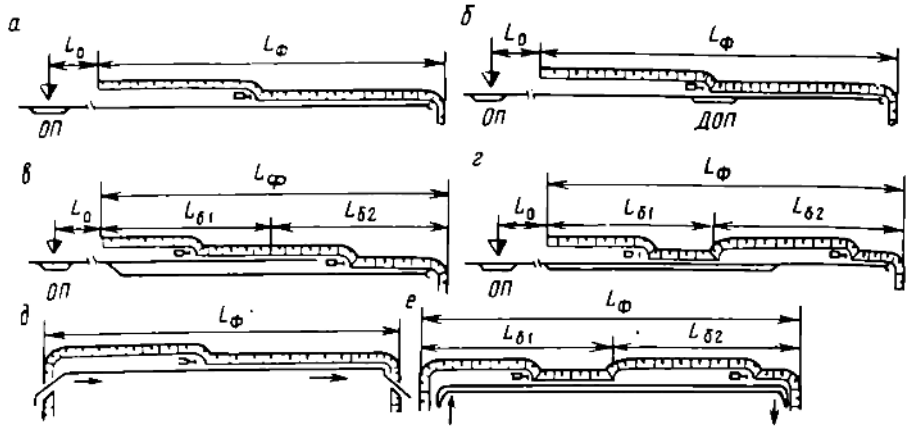


Рис. 2.42. Схемы путевого развития на уступах

Если производительность экскаваторов при применении железнодорожного транспорта зависит от обеспеченности забоя порожними составами, то производительность карьера в целом или отдельных групп горизонтов (например, групп вскрышных и добычных уступов и сооруженных для них самостоятельных выездов) регламентируется транспортными возможностями, которые отражаются в пропускной и провозной способности путей перегонов и раздельных пунктов.

Пропускная способность N (пар поездов) путей перегона (раздельного пункта) определяется наибольшим числом поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по данному участку в единицу времени (час, смена, сутки).

Для однопутных линий

$$N = 60T/(t_{гх} + t_{пх} + 2\tau), \qquad (2.114)$$

где T - время, за которое исчисляется пропускная способность, ч ($T = 18 \div 22$ ч для суток и $T = 6 \div 7$ ч для смены); $t_{гх}$ и $t_{пх}$ - время движения по перегону длиной L груженого и порожнего поездов соответственно, мин;

$$t_{гх} = 60L/v_{гх};\ t_{пх} = 60L/v_{пх}, \qquad (2.115)$$

$v_{гх}$ и $v_{пх}$ - скорости передвижения по перегону груженого и порожнего поездов соответственно, км/ч; при точных расчетах скорости определяются по тяговой характеристике, практически же $v_{гх} \leqslant 15 \div 20$ км/ч, а $v_{пх} \leqslant 20 \div 25$ км/ч; τ - станционные интервалы - минимальные промежутки времени, необходимые для выполнения операций по приему, отправлению или пропуску поездов.

В карьерных условиях интервал скрещения τ при телефонной связи составляет 4-6 мин, при полуавтоматической - 3-4 мин, при автоблокировке 1-1,5 мин.

Для двухпутных линий N определяется для каждого направления движения.

$$N_{гх} = 60T/(t_{гх} + \tau); \quad (2.116)$$

$$N_{пх} = 60T(t_{пх} + \tau). \quad (2.117)$$

Пропускная способность всей сети карьерных путей или какого-либо направления (для добычного или вскрышного грузопотока) обычно лимитируется пропускной способностью так называемого о г р а н и ч и в а ю щ е г о п е р е г о н а - участка, через который проходит грузопоток всего карьера или направления. Обычно ограничивающими являются пути капитальных траншей и участок на поверхности от карьера до ближайшего раздельного пункта.

П р о в о з н а я с п о с о б н о с т ь W определяется количеством грузов, которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени. Естественно, что важнейшей является провозная способность ограничивающего перегона, так как именно она определяет производительность карьера по транспортным возможностям и в основе ее лежит соответствующая пропусная способность (т):

$$W = Nnq_{ф}, \quad (2.118)$$

где n - число думпкаров в поезде (составе).

Эффективность и экономичность работы карьерного железнодорожного транспорта определяется эксплуатационной производительностью самостоятельной транспортной единицы - локомотивосостава (локомотив и группа думпкаров). В свою очередь производительность локомотивосостава является функцией многих аргументов: производительности погрузочного оборудования, дальности транспортирования, скорости передвижения, длительности разгрузочных операций и т.д. Расчет средней по карьеру эксплуатационной производительности локомотивосостава состоит в следующем.

Определяется продолжительность рейса (оборота) локомотивосостава (мин):

$$T_{р} = t_{п} + t_{гх} + t_{р} + t_{пх} + t_{ож}, \quad (2.119)$$

где $t_{п}$ - время погрузки состава, мин;

$$t_{п} = Q_{с}t_{ц}/q_{э}; \quad (2.120)$$

$Q_{с}$ - действительная (погрузочная) масса груза в составе, т;

$$Q_{с} = nq_{ф}; \quad (2.121)$$

n - число думпкаров в составе; $t_{ц}$ - продолжительность цикла экскаватора, мин; $q_{э}$ - действительная (погрузочная) масса породы в ковше экскаватора, т;

$$q_{э} = EK_{н}\rho/K_{р}, \quad (2.122)$$

E - вместимость ковша экскаватора, м^3; $K_н$ и $K_р$ - соответственно коэффициенты наполнения и разрыхления породы в ковше экскаватора (см. табл. 2.12); ρ - плотность породы в массиве, т/м^3; $t_{гх}$ - время движения груженого состава от забоя до пункта разгрузки, мин; $t_{пх}$ - время движения порожнего поезда от пункта разгрузки до забоя, мин;

$$t_{гх} = 60L_{св}/v_{гх};\ t_{пх} = 60L_{св}/v_{пх};$$

$L_{св}$ - средневзвешенная по карьеру дальность транспортирования горной массы, км; поскольку определяется средняя по карьеру (среди всего рабочего парка локомотивосоставов) эксплуатационная производительность, расчеты должны производиться по средневзвешенной по карьеру дальности транспортирования, которая может быть установлена в соответствии с приведенной на рис. 2.41 схемой по зависимости

$$L_{св} = \frac{L_1V_1+L_2V_2+\ldots+L_mV_m}{V_1+\ldots+V_m} = \frac{\sum_{i=1}^{m} L_iV_i}{\sum_{i=1}^{m} V_i}; \qquad (2.123)$$

где L_i - расстояние откатки (транспортирования) от i-го экскаватора (забоя), км; V_i - масса груза, планируемая к перемещению от i-го забоя (в смену, сутки, год), т; m - число рабочих экскаваторов; $t_р$ - время разгрузки поезда на отвале, фабрике, перегрузочном пункте, мин;

$$t_р = nt'_р;$$

$t'_р$ - время разгрузки одного думпкара, мин; в летнее время $t'_р = 1{,}5\div2$ мин, в зимнее $t'_р = 3\div5$ мин; при одновременной разгрузке вагонов $t'_р \simeq t'_р$; $t_{ож}$ - время простоев локомотивосостава, связанное с ожиданием погрузки и разгрузки; определяется схемой путевого развития и способом связи между раздельными пунктами; для предварительных расчетов можно принимать $t_{ож} = 5\div10$ мин на рейс.

Определяется число рейсов (оборотов) локомотивосостава K в смену (час, сутки);

$$K = 60T_{см}/T_р, \qquad (2.124)$$

где $T_{см}$ - продолжительность рабочей смены локомотивосостава, ч.

По установленному числу рейсов K определяется производительность локомотивосостава (т/смен):

$$П_{лс} = KQ_с. \qquad (2.125)$$

Завершением эксплуатационных расчетов карьерного железнодорожного транспорта является определение числа локомотиво-

составов, необходимого для перемещения из карьера плановых объемов горной массы. При этом расчетные методы предусматривают обеспечение транспортными средствами одной единицы погрузочного оборудования при средневзвешенном расстоянии откатки, устанавливаемом по зависимости (2.123), а общее для карьера число локомотивосоставов определяется имеющимся числом экскаваторов. Ниже приводятся два метода расчета.

Первый метод учитывает продолжительность времени обмена составов и предназначен для тупиковых схем путевого развития на уступах.

По зависимости (2.119) определяется время оборота локомотивосостава $T_р$.

Учитывая конкретную схему путевого развития, определяют время обмена составов (мин):

$$t_о = 60L'/v_{гх} + 60L'/v_{пх} + \tau, \qquad (2.126)$$

где L' - длина обменного пути, км; при одном экскаваторе на уступе $L' = L_о + L_ф/2$; для экскаватора первого блока при двух экскаваторах на уступе $L' = L_о + l_{б1}/2$; для экскаватора второго блока при двух экскаваторах на уступе $L' = L_о + L_{б1} + L_{б2}/2$; $L_о$ - длина соединительного пути от обменного пункта (ОП) до фронта работ (см. рис. 2.42); $L_ф$ - длина фронта работ на уступе; $L_{б1}$ и $L_{б2}$ - длина блоков первого и второго экскаваторов соответственно; τ - станционный интервал (см. определение пропускной способности), мин.

По времени рейса $T_р$, времени погрузки поезда $t_п$ и времени обмена составов $t_о$ определяется число локомотивосоставов, обеспечивающее нормальную работу одного экскаватора (погрузочной машины):

$$N_э = T_р/(t_п + t_о). \qquad (2.127)$$

Общее карьерное число рабочих поездов (составов) определяется числом экскаваторов (погрузочных машин):

$$N_{раб} = mN_э, \qquad (2.128)$$

где m - число работающих экскаваторов.

Инвентарный парк локомотивосоставов

$$N_{инв} = N_{раб}K, \qquad (2.129)$$

где $K = 1{,}25 \div 1{,}3$ - коэффициент, учитывающий локомотивы и думпкары, находящиеся в ремонте, резерве и т.д.

Второй метод наиболее приемлем при сквозной подаче составов к экскаватору. Согласно ему определяются производительность локомотивосостава и экскаватора. Затем определяется число локомотивосоставов, необходимое для одного экскаватора:

$$N_э = Q_э/П_{лс}. \qquad (2.130)$$

Общее карьерное число рабочих и инвентарных поездов устанавливается по зависимостям (2.128) и (2.129).

В случае использования второго метода для расчетов при тупиковых схемах необходимо производительность экскаватора определять с учетом коэффициента обеспеченности забоя порожняком.

ПРИМЕР. В карьере на погрузке взорванного гранитного камня работают четыре экскаватора ЭКГ-5 с расстоянием откатки от забоя первого экскаватора до дробильно-сортировочного завода L_1 = 5,1 км, второго экскаватора L_2 = = 5,9 км; третьего L_3 = 3,7 км и четвертого $L_н$ = 4,6 км. Сменная производительность экскаваторов $Q_{э.см}$ = 850 м^3/смен, плотность гранита в целике ρ = 2,6 т/м^3.

Каждый экскаватор работает на отдельном горизонте, имеет длину фронта работ $L_ф$ = 0,9 км.

Для указанных условий произвести эксплуатационные расчеты электрифицированного железнодорожного транспорта: выбрать тип думпкара, определить производительность локомотивосостава и их необходимое число для всего карьера. При этом принять расстояние от обменного пункта до фронта работ экскаватора $L_о$ = 0,7 км.

РЕШЕНИЕ. В соответствии с существующими рекомендациями для экскаватора с ковшом вместимостью 5 м^3 рациональным является думпкар с грузоподъемностью 60-85 т. Принимаем из типажного ряда думпкар ВС-85 с грузоподъемностью q = 85 т и геометрической вместимостью кузова V = 38 м^3.

При средних практических данных в составе с одним локомотивом 5-7 думпкаров принимаем n=6 думпкаров (в конкретных случаях при проектировании масса поезда и число думпкаров устанавливаются тяговым расчетом).

Переходим к определению средней эксплуатационной производительности локомотивосостава по формуле (2.125), для чего устанавлваем продолжительность рейса по его составляющим согласно выражению (2.119):

$T_р$ = 32,7 + 19,2 + 18 + 14,4 + 7 = 91,3 мин;

$t_п = Q_c t_ц / q_э$ = 438 · 0,5/6,7 = 32,7 мин.

$Q_c = nq_ф = nVK_н/K_р$ = 6 · 38 · 1,15 · 2,6/1,55 = 438 м; $K_р$ = = 1,55 (см. табл. 2.12);

$q_э = EK_н/K_р$ = 5 · 0,8 · 2,6/1,55 = 6,7 т; $K_н$ = 0,8 (см. табл. 2.12); $T_ц$ = 30 с = 0,5 мин;

$t_{гх} = 60L_{св}/v_{гх}$ = 60 · 4,8/15 = 19,2 мин; $t_{пх} = 60L_{св}/v_{пх}$ = = 60 · 4,8/20 = 14,4 мин.

При одинаковых объемах работ экскаваторов средневзвешенное расстояние определяется как среднее:

$L_{св} = (L_1 + L_2 + L_3 + L_4)/4 = (5{,}1 + 5{,}9 + 3{,}7 + 4{,}6)/4 =$

$= 4{,}8$ км.

$v_{гх} = 15$ км/ч; $v_{пх} = 20$ км/ч (средние практические скорости в грузовом и порожнем направлениях; при проектировании их значения устанавлваются тяговым расчетом).

$t_р = n\ t'_р = 6 \cdot 3 = 18$ мин; $t'_р = 3$ мин.

Определяем число оборотов локомотивосостава в смену по формуле (2.124):

$K = 60T_{см}/T_р = 60 \cdot 8/91{,}3 = 5$ рейсов; $T_{см} = 8$ ч.

Сменная производительность локомотивосостава согласно выражению (2.125)

$П_{лс} = 5 \cdot 438 = 2190$ т/смен.

Согласно исходным данным на уступах предусматривается тупиковая схема путевого развития с обменными пунктами вне фронта работ. Поэтому для определения необходимого числа локомотивосоставов следует определить время обмена составов по формуле (2.126):

$t_о = 60L'/v_{гх} + 60L'/v_{пх} + \tau = 60 \cdot 1{,}15/15 + 60 \cdot 1{,}15/20 +$

$+ 1{,}5 = 9{,}6$ мин;

$L' = L_о + L_ф/2L = 0{,}7 + \frac{0{,}9}{2} = 1{,}15$ км;

$\tau = 1{,}5$ мин (автоблокировка при скрещении поездов).

Число локомотивосоставов для одного экскаватора по выражению (2.127)

$N_э = 91{,}3/(32{,}7 + 9{,}6) = 2{,}15$ поездов.

Общее карьерное число рабочих поездов по формуле (2.128)

$N_{раб} = 2{,}15 \cdot 4 = 4{,}6$ поездов.

Инвентарный парк локомотивосоставов согласно формуле (2.129)

$N_{инв} = 4{,}6 \cdot 1{,}25 = 5{,}75$ поездов.

Понимаем инвентарное число поездов

$N_{инв} = 6$.

Общие положения проектирования карьерного железнодорожного транспорта можно сформулировать следующим образом:

на основе анализа горно-геологических условий, предполагаемых объемов производства, дальности транспортирования горной массы выявляется рациональность применения железнодорожного транспорта;

с учетом принятой схемы вскрытия, системы разработки

трассируются пути откатки полезного ископаемого и пустых пород;

определяется средневзвешенное расстояние откатки на проектируемый период; анализируются план и профиль пути;

выполняется тяговый расчет, в который входит определение массы состава (брутто и нетто), тормозного пути, скорости и времени хода поезда, проверка двигателей на нагревание;

осуществляются эксплуатационные расчеты, в результате которых устанавливаются время оборота (рейса) локомотивосостава по формуле (2.119), его производительность по формуле (2.125); рабочий и инвентарный парк подвижного состава (локомотивов и вагонов), пропускная и провозная способности железнодорожных путей;

сопоставляется производительность карьера по горнотехническим факторам с транспортными возможностями (провозной способностью).

В качестве основных видов локомотивов на карьерах строительных материалов в основном используются тепловозы. При сравнительно незначительном объеме перевозок они позволяют избежать нерациональных капитальных затрат, связанных с контактной сетью, подстанциями, и имеют несомненное преимущество в автономности питания.

При достаточно значительном объеме перевозок (10-11 млн т) на гранитном карьере Павловского ГОКа используются тяговые агрегаты, включающие в себя электровоз управления (ЭУ) и моторные думпкары (МД) с тяговыми двигателями, основные думпкары имеют грузоподъемность 60 и 105 т. Применение моторных думпкаров, сочетающих возможности локомотива и вагона, позволяют уменьшить массу электровоза и удешевить транспорт.

2.7.3. КАРЬЕРНЫЙ АВТОМОБИЛЬНЫЙ ТРАНСПОРТ

Автомобильный транспорт имеет очень широкое распространение на современных открытых горных разработках. Им обслуживаются практически все карьеры малой, средней и большой производительности с грузооборотом от нескольких десятков тысяч до сотен миллионов тонн горной массы в год и дальностью откатки до 3-5 км. 95% объема перевозок на карьерах, разрабатывающих месторождения сырья для производства нерудных строительных материалов, осуществляется автомобильным транспортом.

На крупных карьерах автотранспорт достаточно широко применяется как составляющая комбинированного транспорта (сборочное звено) в стесненных условиях нижних горизонтов.

Основными достоинствами автомобильного транспорта являются автономность энергетического источника, исключающая капитальные вложения и эксплуатационные расходы на энер-

гетические сети; высокие мобильность и маневренность (малые радиусы разворотов), позволяющие следовать сложной конфигурации залежей и таким образом обеспечивающие хорошие условия селекции, усреднения, снижения потерь и примешивания; экономичность при отработке месторождений небольших по размерам в плане, а также с небольшими запасами; возможность использования в сложных топографических условиях; большие (по сравнению с железнодорожным) преодолеваемые подъемы и уклоны, что сокращает длину вскрывающих выработок и увеличивает фронт работ; возможность работы на незначительной длине фронта уступа (50-100 м); обеспечение более высокой (на 20-25%) производительности погрузочного оборудования за счет быстрого обмена груженых и порожних самосвалов; невысокие затраты на строительство и содержание дорог; сокращение объемов горно-капитальных работ, сроков и затрат на строительство карьеров.

К недостаткам автомобильного транспорта следует отнести высокие эксплуатационные расходы по содержанию подвижного состава; большой расход дорогостоящего горючего и смазочных материалов, колесной резины, стоимость которой достигает 20-25% эксплуатационных расходов при откатке по скальному основанию; большие ремонтные расходы; значительный штат водителей и ремонтных рабочих, особенно при использовании самосвалов малой и средней грузоподъемности; зависимость от климатических условий (туманы, осадки, снежные заносы), при которых резко снижается скорость передвижения, а значит, и производительность; высокая загазованность карьерного пространства, особенно при большой интенсивности передвижения и глубине карьера; малая дальность откатки.

Преимущества автомобильного карьерного транспорта, однако, превалируют над недостатками, и он находит все более широкое применение (в промышленности нерудных строительных материалов 95% карьерных перевозок). В перспективе предусматривается повышение грузоподъемности автотранспорта (до 200-250 т и более), что позволит увеличить дальность транспортирования; дифференциация транспортных сосудов на основе учета горно-геологических условий месторождений и физико-механических свойств их пород (автосамосвалы, прицепы, полуприцепы); выпуск автосамосвалов со сменными кузовами различной вместимости в соответствии с плотностью пород.

На открытой разработке месторождений находят применение автосамосвалы, автопоезда, дизель-троллейвозы, троллейвозы.

Самое широкое распространение получили автосамосвалы (табл. 2.17) - автомобили с кузовом усиленной конструкции, расположенным на его раме, и разгружающимся опрокидыванием назад или набок. Преодолеваемые уклоны составляют 80-100%, а для КрАЗ-256 - до 110%.

Автопоезда - автотягачи с одним или несколькими прицепами или полуприцепами. В зависимости от назначения автопоезда

Таблица 2.17

Техническая характеристика автосамосвалов

Показатели	МАЗ-503Б	КрАЗ-256Б	БелАЗ-540	БелАЗ-540М	БелАЗ-548А	БелАЗ-548М	БелАЗ-549	БелАЗ-549М	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	7	12	27	30	40	45	75	80	110	180
Собственная масса, т	-	-	21	21	27	27	62	65	68	144
Коэффициент тары	0,95	0,95	0,78	-	0,72	-	0,87	-	0,77	0,81
Геометрическая вместимость кузова, $м^3$	5	8	15,3	17	21,7	24,4	35,5	38	52	90
Высота, мм	2700	2780	3580	3580	3800	3800	4670	4680	4900	5800
Длина, мм	-	-	7250	7250	9120	8120	10 250	10 250	11 500	13 300
Ширина, мм	-	-	3480	3480	3787	3787	5200	5200	6100	7600
Радиус поворота минимальный, м	-	-	8,5	8,5	10	10	10	10,5	12	16
Мощность силовой установки, кВт	132	176	275,3	308,8	382,3	463,2	772	808,8	955,8	1691
Энерговооруженность, кВт/т полной массы с грузом	9,5	7,5	5,74	6,05	5,48	6,43	5,39	5,46	4,83	5,44
Максимальная скорость движения, км/ч			55	55	55	55	50	50	50	50

кузов полуприцепа разгружается через дно, опрокидыванием назад или набок. Использование автопоездов наиболее целесообразно для транспортирования полезного ископаемого небольшой плотности (пористые породы, сланцы) на благоустроенных дорогах с уклонами до 4-5% на расстояние до 10-15 км. Недостатком их является меньшая мобильность и маневренность, сложность установки под погрузку и разгрузку, необходимость стационарных разгрузочных пунктов.

На базе автосамосвала БелАЗ-548 создан автопоезд грузоподъемностью 65 т, на базе БелАЗ-549 - автопоезд грузоподъемностью 120 т.

Троллейвозы - автосамосвалы, движущиеся от электродвигателей, питающихся от контактной сети. Дизель-троллейвозы - автосамосвалы двойного питания: на постоянной трассе (поверхность, капитальные траншеи) - от контактной сети, на передвижной трассе (рабочие уступы и отвалы) - от дизеля.

В странах СНГ электрифицированный автотранспорт пока не нашел широкого применения, в этом направлении ведутся исследования на базе автосамосвалов БелАЗ-549 и БелАЗ-7519. За рубежом (США, Япония) создан ряд совершенных дизель-троллейвозов грузоподъемностью до 150 т.

На карьерах по добыче строительных горных пород наиболее широкое распространение получили автосамосвалы грузоподъемностью 10-30 т. Однако следует считать экономически оправданным для этих условий использование автосамосвалов грузоподъемностью до 75-100 т. При значительном удалении мест добычи сырья от перерабатывающих предприятий используются автопоезда.

Основные параметры карьерных автомобилей - грузоподъемность, коэффициент тары, вместимость кузова - сходны по значению с таковыми для железнодорожного транспорта и отражаются зависимостями (2.110), (2.111), (2.112).

В "Нормах технологического проектирования" рекомендуются следующие соотношения вместимости ковша и грузоподъемности самосвалов:

Вместимость ковша E, м^3 . . 1	1,25-1,6	2-2,5	3,2-4	4,6-5	6,3-8	8-10
Грузоподъемность автосамосвалов q, т . . . 5-7	7-12	12-18	18-27	27-40	40-65	65-75

К а р ь е р н ы е а в т о д о р о г и подразделяются по местоположению и условям эксплуатации.

Трассы дорог прокладываются от мест погрузки (забоев) до пунктов разгрузки (отвалов, ДСЗ, ОФ) и включают горизонтальные участки (забойные пути, дороги рабочих площадок, транспортных берм, поверхностных путей) и наклонные (пути

капитальных траншей и съездов). Таково распределение дорог по местоположению на трассе.

Под условиями эксплуатации понимаются прежде всего сроки их службы. По этому признаку выделяют дороги постоянные и временные. К постоянным относятся дороги, эксплуатируемые более одного года (поверхностные дороги, пути капитальных траншей, транспортных берм, постоянных заездов на отвалы), к временным - дороги, служащие менее года (забойные, на рабочих площадках, временных съездов, на поверхности отвалов).

Ширина проезжей части автодорог определяется габаритами подвижного состава и числом полос движения. Для двухполосных временных дорог в забоях, на рабочих площадках, отвалах средняя ширина проезжей части для КрАЗ-256 - 8 м для БелАЗ-540 - 10 м, для БелАЗ-548А - 11,5 м, для БелАЗ-549 - 14,5 м.

Максимальный преодолеваемый уклон дорог устанавливается, исходя из мощности силовой установки и силы тяги, ею развиваемой, а также климатических условий. Для современных типов автосамосвалов руководящий уклон рекомендуется не более 70-80‰, иногда на временных съездах - до 100‰, а для КрАЗ-256Б - до 110‰, (две ведущие оси), но при этом надо иметь в виду, что снижается безопасность и резко увеличивается износ шин.

Карьерные дороги в плане представляют собой комбинации прямолинейных участков различного направления, соединяемых кривыми. Радиус для постоянных дорог в карьере для всех типов автосамосвалов не должен быть менее 50-60 м. Минимальные радиусы временных карьерных автодорог находятся в пределах 12-15 м для автосамосвалов грузоподъемностью от 7 до 70 т и 20-25 м - грузоподъемностью от 80 до 180 т.

Конструкция покрытия автодорог зависит от интенсивности движения, сроков эксплуатации, несущей способности грунтов, климатических условий, местных строительных материалов и т.д.

Различают покрытия усовершенствованные (капитальные и облегченные), переходные и низшего типа.

К усовершенствованным капитальным относятся асфальто- и цементно-бетонные покрытия; к усовершенствованным облегченным - покрытия из одного-двух слоев щебня или гравия, пропитанных битумом.

Покрытия переходного типа состоят из щебня, гравия или шлака и являются основанием для усовершенствованных покрытий.

Укатанные грунтовые дороги с добавками песка, гравия, шлака и т.п. являются дорогами низшего типа.

Технологическая эффективность карьерных автомобильных дорог определяется их пропускной и провозной способностью.

Пропускная способность дороги в одном направлении зависит

от числа полос движения, качества и состояния проезжей части дороги, скорости движения по ней автосамосвалов (машин/ч):

$$N = 1000 \cdot vnK_н/S, \qquad (2.131)$$

v - расчетная скорость движения, км/ч; по нормам "Гипроруды" средние в грузовом и порожнем направлениях скорости движения автосамосвалов равны 14-18 км/ч на временных карьерных дорогах и съездах; 38-15 км/ч при механической трансмиссии, 42-17 км/ч при электрической трансмиссии при подъеме от 0 до 100‰ на постоянных дорогах карьера с усовершенствованным покрытием. Как показывает практика, скорость движения порожних машин обычно на 15-25% выше, чем груженых. На карьерах строительных материалов среднеэксплуатационные скорости автосамосвалов БелАЗ-540 составляют 6,3-14,8 км/ч; n - число полос движения; $K_н$ - коэффициент неравномерности движения ($K_н$ = 0,5÷0,8); S - интервал видимости между движущимися друг за другом автомобилями, м;

$$S = \frac{vt_r}{3,6} + \frac{v^2(1+\gamma)}{2 \cdot 3,6^2(g\varphi+\omega_0 \pm gi)} + l_a; \qquad (2.132)$$

t_r = 0,4÷0,7 с - время реакции водителя и приведения тормозов в действие; φ - коэффициент сцепления, для наиболее неблагоприятных условий (мокрое дорожное покрытие) принимается равным 0,2-0,25; γ - коэффициент инерции вращающихся масс (значение γ зависит от типа трансмиссии - для автомобилей с гидромеханической передачей в режиме движения с грузом γ = 0,085÷0,07; для автосамосвалов с электромеханической трансмиссией γ = 0,1÷0,15); ω_0 - удельное основное сопротивление движению, определяемое видом и покрытием дорог ω_0 = 150÷200/200÷250 Н/т для бетонных дорог (в числителе - для груженого самосвала, в знаменателе - для порожнего); 300÷350/350÷400 Н/т - для щебеночных укатанных; 500÷600/600÷750 Н/т - для укатанного заезда в забое рыхлых пород; 600÷1000/700÷1100 Н/т - для отвальных; g - ускорение свободного падения, м/с^2; i - уклон трассы, %; l_a - длина автосамосвала, м.

Пактика показывает, что при встречном движении пропускную способность ограничивают не отдельные участки дорог, а пункты примыкания путей к капитальным выездам,где происходит пересечение маршрутов порожних и груженых автосамосвалов, на поверхность и наоборот.

Установленная пропускная способность дороги служит основой для установления провозной способности W, которая представляет собой возможную массу груза, перевозимую по дороге в единицу времени:

$$W = Nq_{a.\Phi}, \qquad (2.133)$$

где $q_{a.\Phi}$ - фактическая масса породы, перевозимая автомобилем, т.

Увеличение провозной способности дорог возможно за счет пересмотра схемы вскрытия, разделения грузопотоков, применения автосамосвалов большей грузоподъемности и т.д.

Кроме дорожных условий, на эффективность работы карьерного автотранспорта существенное влияние оказывают погрузочно-разгрузочные маневры, связанные с подачей и установкой автосамосвалов под погрузку и разгрузку, длительность которых определяют тип забоев, ширина заходок, относительное друг друга направление движения экскаваторов и автосамосвалов и т.п. На рис. 2.43 приведены наиболее распространенные схемы, которые могут служить основой для построения любых других в соответствии с конкретными горно-геологическими и горнотехническими условиями.

На рис. 2.43, *а* показана установка автосамосвалов при

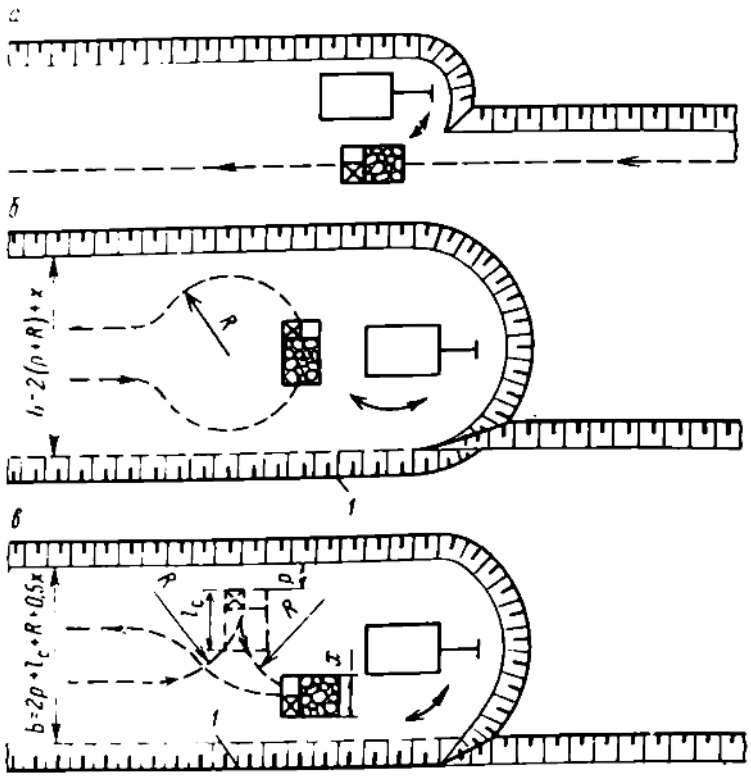


Рис. 2.43. Схемы маневров и установки автосамосвалов под погрузку:
b - ширина траншеи по дну; *p* - расстояние от борта автосамосвала до борта траншеи; *R* - рабочий радиус разворота автосамосвалов; *x* - ширина автосамосвала; l_c - длина автосамосвала

встречном их движении с экскаватором. Минимальное время маневрирования $t_м$ = 0÷10 с меньше продолжительности цикла экскаватора $T_ц$. По схеме, изображенной на рис. 2.43, *б*, автосамосвалы следуют за экскаватором, работающим в торцевом забое, и при постановке под погрузку совершают кольцевой или петлевой разворот. Время обмена $t_м$ = 20÷25 с также меньше $T_ц$. На рис. 2.43, *в* показаны узкий торцевой забой экскаватора и тупиковая постановка самосвала под погрузку; $t_м$ = = 50÷60 с, что превосходит время экскаваторного цикла и предопределяет снижение использования экскаватора во времени по транспортным условиям. Во всех схемах возможно попутное и встречное движение экскаваторов и самосвалов.

Время на маневры при установке на разгрузку составляет в среднем $t_м$ = 80÷100 с.

Существуют две основные формы организации работы автотранспорта в течение смены: по закрытому и открытому циклу.

При з а к р ы т о м ц и к л е за каждым экскаватором закрепляется группа автосамосвалов в количестве, соответствующем установленной или планируемой производительности погрузочной машины. При простое экскаватора по какой-либо причине простаивают закрепленные за ним автосамосвалы, что снижает эффективность их использования. Подобная организация применяется, когда трудно обеспечить наблюдение за всеми рабочими забоями карьера и наладить диспетчерскую службу, а также на маленьких карьерах. Это присуще многим карьерам, разрабатывающим строительные горные породы, по причине экомической неэффективности создания диспетчеризации, радиофикации автосамосвалов, экскаваторов и т.д.

При о т к р ы т о м ц и к л е (наиболее распространенном по горнодобывающей промышленности) число автосамосвалов в смену определяется планируемой производительностью карьера по горной массе и они не распределяются между погрузочными машинами. Управление самосвалами осуществляется из диспетчерского пункта, расположенного, как правило, на борту карьера, откуда обеспечивается хороший обзор всех забоев и работающих экскаваторов. Диспетчерский пункт, экскаваторы и автосамосвалы радиофицированы.

Эксплуатационные расчеты автотранспорта, заключающиеся в определении производительности автосамосвалов и требуемого их количества, методически близки к таковым для железнодорожного транспорта. При определении производительности автосамосвала устанавливается продолжительность его рейса (мин):

$$T_р = t_п + t_{гх} + t_р + t_{пх} + t_э, \qquad (2.134)$$

где $t_п$, $t_{гх}$, $t_{пх}$ - соответственно время погрузки автосамосвала, время груженого и порожнего ходов, мин (определяются по соответствующим зависимостям для железно-

дорожного транспорта); $t_р$ - продолжительность разгрузки автосамосвала (подъем и опускание кузова), мин; обычно $t_р$ = = 40÷50 с для любого типа самосвала; $t_э = t_м + t_{ож}$ - время задержек, мин; $t_м$ - время на погрузочно-разгрузочные маневры, зависящие от принятой схемы постановки машин под погрузку и разгрузку (см. рис. 2.43), мин; $t_{ож}$ - время ожидания погрузки и разгрузки, мин;

$$t_{ож} = 0{,}5(t_п + t_р). \qquad (2.135)$$

По продолжительности рейса $T_р$ и принятой длительности рабочей смены T по зависимости (2.124) определяется число рейсов автосамосвала в смену K, а затем по формуле (2.125) - его сменная производительность $П_с$.

Требуемое число автосамосвалов определяется аналогично железнодорожному подвижному составу сначала на одну погрузочную машину с учетом особенностей автотранспорта, а затем для всего карьера.

Число автосамосвалов для одного экскаватора находится по формуле

$$N_э = T_р/(t_п + t_{пр}), \qquad (2.136)$$

где $t_{пр}$ - продолжительность простоев экскаватора во время обмена груженых и порожних автосамосвалов; определяется как разность между временем маневрирования машин при постановке под погрузку $t_м$ и временем цикла $T_ц$, учитывается только $t_{пр} = (t_м - T_ц) > 0$.

Общее число рабочих самосвалов в карьере

$$N_{раб} = N_э\, m, \qquad (2.137)$$

где m - число рабочих экскаваторов в карьере.

Инвентарное (списочное) число автосамосвалов $N_{инв}$ устанавливается с учетом коэффициента технической готовности автопарка $K_{тг}$, который изменяется в пределах 0,7-0,8 и зависит, главным образом, от организации ремонта, надежности подвижного состава и обеспеченности предприятия запасными частями:

$$N_{инв} = N_{раб}/K_{тг}. \qquad (2.138)$$

При сквозной схеме движения машин у экскаваторов необходимое количество транспортных средств возможно определять по соотношению производительностей экскаваторов и автосамосвалов. Так, число машин для одного экскаватора

$$N_э = Q_э/П_с, \qquad (2.139)$$

а общее рабочее и списочное число автосамосвалов в карьере устанавливается по зависимостям (2.137) и (2.138).

В промышленности нерудных строительных материалов около 65-70% всех внутрикарьерных перевозок осуществляется автосамосвалами БелАЗ-540 и КрАЗ. При этом значительная часть

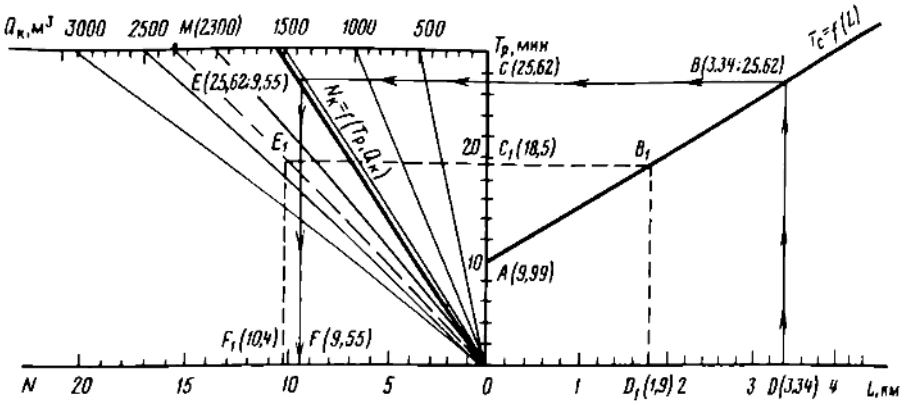


Рис. 2.44. Номограмма для определения необходимого числа карьерных автосамосвалов:
L - расстояние откатки; $T_р$ - продолжительность рейса автосамосвала; $Q_к$ - производительность карьера; N - число автосамосвалов

перевозок выполняется транспортом подрядных организаций, что предъявляет повышенные требования к определению необходимого числа автосамосвалов, особенно в оперативном порядке (на смену, сутки). Целесообразен в этом отношении может быть графический способ с помощью номограммы (рис. 2.44), позволяющий в кратчайшие сроки установить необходимое число автосамосвалов с учетом дальности откатки и любой заданной производительности карьера.

Для построения номограммы на действующих карьерах следует провести хронометражные наблюдения за работой погрузочно-транспортного комплекса в течение нескольких смен. При этом важно, чтобы за время наблюдений было охвачено все многообразие карьерных дорожных условий; дневные, вечерние, ночные смены, все погрузочные машины и т.д. Полученные после обработки результатов наблюдений средневзвешенные значения составляющих продолжительности рейса, дальности откатки, скорости движения самосвалов, времени их погрузки и разгрузки являются основой построения номограммы.

В правой части в координатах (L, $T_р$) прямая $T_р = f(L)$ вида $y = ax + b$, где роль x играет дальность откатки L, коэффициент при ней - средневзвешенная скорость движения автосамосвалов $a = 60\left(\frac{v_{гх}+v_{пх}}{v_{гх}+v_{пх}}\right)$, а в функции постоянной выступает суммарное время погрузки, разгрузки и задержек $b = t_п + t_р + t_{зад}$.

$$T_р = f(L) = 60L(v_{гх} + v_{пх})/(v_{гх}\, v_{пх}) + (t_п + t_р + t_{зад}).$$

Левая часть номограммы представляет собой графическое отражение взаимосвязи L и $T_р$ с числом автосамосвалов N и производительностью карьера $Q_к$. Необходимое число авто-

самосвалов для единицы любых погрузочных средств определяется зависимостью $N = T_р/t_п$ выражающей прямую, выходящую из начала координат, вида $y = ax$, где $T_р = x$ - переменная; $1/t_п$ - коэффициент при переменной. Для всего карьера $N_к = T_р Q_к/(t_п Q)$. Ось производительностей строится от оси $T_р$ параллельно оси абсцисс из точки, расположенной выше возможных значений продолжительности рейса, определяемых допустимой дальностью откатки (для автосамосвалов БезАЗ=540 и КрАЗ-256 L_{max} = 3÷3,5 км). Прямая OE, построенная на основе средневзвешенных показателей (см. рис. 2.44), соответствует средневзвешенной производительности одной погрузочной машины (1519 м³/смен). Исходя из положения этой точки, шкала производительности градуируется в нужных делениях (на рис. 2.44 цена деления составляет 100 м³/смен).

Ключ номограммы демонстрируется ломаной *ДВСЕF*.

В производственных условиях для заказа необходимого числа автосамосвалов на следующую смену по планам горных работ определяются расстояния транспортирования от каждого экскаватора (например, курвиметром) и по ним - средняя по карьеру дальности откатки; если планируемые объемы работ экскаваторов различны, то определяется средневзвешенное (по объему) расстояние транспортирования L и с учетом заданной производительности $Q_к$ - необходимое число автосамосвалов $N_к$ например, для L = 1,9 км и $Q_к$ = 2300 м³/смен по ломаной $D_1B_1C_1E_1F_1$ необходимое число автосамосвалов $N_к$ = 10,4.

При проектировании предприятий малой мощности, разрабатывающих месторождения скальных пород, принимают КрАЗ-256, средних и крупных предпрятий - БелАЗ-540А, более мощных - БелАЗ-548А грузоподъемностью 40 т, песчано-гравийных карьеров производственной мощностью более 500 тыс. м³ - БелАЗ-540А.

Проектирование автомобильного карьерного транспорта связано с учетом множества факторов: горно-геологических, технико-технологических, климатических и др. При этом целесообразен следующий порядок решения взаимосвязанных задач:

на основе анализа горно-геологических условий (размеры карьера в плане и на глубину, строение залежи полезного ископаемого, рельеф поверхности), дальности транспортирования, объемов производства устанавливается рациональность применения автомобильного транспорта. Как правило, по указанным факторам параллельно анализируются возможные конкурирующие виды транспорта;

по рациональному соотношению вместимостей кузова автосамосвала и ковша и экскаватора, по объему карьерных перевозок и дальности транспортирования выбирается тип или конкурирующие типы автосамосвалов;

на основе разработанных планов горных работ прокладываются трассы автомобильных дорог, анализируются их профиль и план;

исходя из физико-механических свойств оснований дорог и их несущей способности, принимается решение об их покрытии на всем протяжении;

определяется средневзвешенное расстояние откатки на весь срок службы карьера или на проектируемый (планируемый) период и средневзвешенная характеристика трассы в профиле и плане (уклоны и радиусы закруглений);

выполняется тяговый расчет, заключающийся в определении силы тяги, сил сопротивления движению, скорости и времени движения на руководящем уклоне и различных участках трассы и т.д. по всем конкурирующим типам автосамосвалов;

выполняются эксплуатационные расчеты, куда входят определение расхода материалов, производительности автосамосвала, необходимого их числа, пропускной и провозной способности;

сопоставляются провозная способность ограничивающего перегона (производительность карьера по транспортным возможностям) и производительность по горнотехническим факторам, выявляются транспортные резервы или ограничения, принимаются соответствующие решения (огранчение производительности или повышение провозной способности ограничивающего перегона);

на основе технико-экономических расчетов принимается окончательный вариант автомобильного транспорта.

2.7.4. КОНВЕЙЕРНЫЙ КАРЬЕРНЫЙ ТРАНСПОРТ

Конвейерный транспорт находит все более широкое применение в горнодобывающей промышленности для перемещения из карьеров пород вскрыши и полезного ископаемого, особенно при отработке глубоких рудных карьеров.

Основные достоинства карьерного конвейерного транспорта:

непрерывность и ритмичность перемещения грузов, что, с одной стороны, создает устойчивую равномерную подачу горной массы потребителю (завод, фабрика), с другой - повышает производительность выемочно-погрузочного оборудования по сравнению с железнодорожным транспортом на 25-30%;

меньшие по сравнению с другими видами транспорта трудовые затраты при строительстве и эксплуатации;

сокращается дальность транспортирования и протяженность транспортных коммуникаций за счет преоболения значительных подъемов (до 18°);

возможна полная автоматизация процесса управления конвейерным транспортом;

сравнительно простое устройство пересечений нескольких конвейерных линий друг с другом или с другими видами транспорта в нескольких уровнях за счет сооружений эстакад, путепроводов, стволов, что позволяет ориентировать конвейерную линию практически в любом направлении.

Из недостатков следует отметить:

налипание на ленту глинистых пород и, как следствие, снижение производительности, особенно в районах с высоким уровнем атмосферных осадков;

быструю изнашиваемость конвейерных лент при транспортировании скальных абразивных пород;

отрицательное влияние на работу конвейеров низких температур (намерзания пород на ролики, ленту, барабаны);

трудность обеспечения селективной выемки;

невозможность отработки залежей сложной конфигурации из-за прямолинейности конвейерных линий.

Конвейеры на карьерах используются как самостоятельный вид транспорта и как элемент комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта.

Сочетание многоковшовых экскаваторов с конвейерами принято называть поточной технологией, одноковшовых экскаваторов с конвейерами - циклично-поточной технологией.

По сроку службы и месту расположения конвейеры бывают:

передвижные (забойные и отвальные);

полустационарные (соединительные и сборочные);

стационарные (подъемные, магистральные, породоотборочные, складские):

З а б о й н ы е конвейеры - передвижные установки, работающие непосредственно с выемочно-погрузочным оборудованием. По мере перемещения фронта работ следом подвигаются забойные конвейеры.

С о е д и н и т е л ь н ы е (передаточные) конвейеры - принимают, как правило, вскрышные породы с забойных конвейеров и передают их на отвальные при системе разработки с внутренним отвалообразованием. Вместе с соединительными обычно применяется короткий телескопический конвейер.

О т в а л ь н ы е конвейеры - передвижные установки, которые принимают породы с соединительных конвейеров и передают отвалообразователям для укладки во внутренний отвал.

Забойные, соединительные и отвальные конвейеры входят в состав широко распространенных комплексов оборудования непрерывного действия с многоковшовыми экскаваторами и отвалообразователями.

М а г и с т р а л ь н ы е конвейеры - стационарные установки в траншеях или на поверхности, которые служат для передачи вскрышных пород с забойных конвейеров на отвальные при внешнем отвалообразовании, а также для транспортирования полезного ископаемого из карьера до пунктов его приема.

С б о р о ч н ы е конвейеры устанавливаются на рабочих горизонтах, принимают горную массу с нескольких забойных конвейеров этого горизонта и передают на подъемный (наклонный) конвейер.

П о д ъ е м н ы е конвейеры устанавливаются, как правило, на нерабочем борту карьера, в капитальной траншее или

наклонном стволе и служат для выдачи горной массы из карьера на поверхность.

По конструкции рабочего органа конвейеры подразделяются на ленточные, канатно-ленточные, ленточно-цепные, пластинчатые, конвейерные поезда.

Преимущественное распространение на карьерах получили ленточные конвейеры. Конструктивно они состоят из секций, свариваемых из швеллеров и уголков, на которых крепятся роликоопоры с роликами и которые объединяются в ставы, имеющие привод. Ставы забойных передвижных конвейеров с однобарабанным приводом имеют длину от 80 до 1000 м, магистральных - от 400 до 2700 м.

Основная часть конвейерной установки - конвейерная лента, являющаяся одновременно тяговым и грузонесущим органом. Ленты бывают тканевые прорезиненные и резинотросовые. Основу первых составляют прочные хлопчатые (бельтинг), капроновые или анидные ткани, основу вторых - стальные тросики.

Ширина ленты $B_л$ конвейера в общем случае зависит от производительности погрузочного оборудования, гранулометрического состава горной массы и скорости движения ленты. По предложенной А.О. Спиваковским зависимости

$$B_л \geqslant 2a + 200, \qquad (2.140)$$

где a - максимальный размер транспортируемых кусков, мм.

Ширина применяемых на карьерах конвейерных лент находится в пределах 400 - 3600 мм.

Скорость движения ленты $v_л$ определяется физико-механическими свойствами транспортируемых пород, шириной ленты и оборудованием погрузочных и перегрузочных узлов. На практике $v_л$ изменяется от 0,7 до 5-6 м/с. У подъемных конвейеров скорость не превышает 3,5-4 м/с.

Важным показателем работы конвейеров является преодолеваемый угол подъема и спуска β, зависящий в основном от физико-механических свойств транспортируемых пород. Максимальный угол подъема, преодолеваемый ленточными конвейерами, равен 20-22°. При транспортировании взорванных и дробленых пород он составляет 16-18°, гравия и других материалов округлой формы - 13-15°. При спуске максимальная величина наклона на 2-3° меньше допустимого угла подъема. На практике углы подъема и спуска конвейеров на 2-3° меньше допустимых.

У канатно-ленточных и ленточно-цепных конвейеров тяговые и несущие функции выполняют разные органы. В первом случае тяговым является канат, во втором - цепь. Несущим органом в обоих случаях является лента, срок службы которой увеличивается благодаря разделению функций в 1,5-2 раза. Однако применение этих конвейеров ограничено из-за сложности конструкции.

Пластинчатые конвейеры используются как питатели и

стационарные перегружатели. Тяговый орган - цепь, несущий - полотно из металлических пластин.

Конвейерные поезда - комбинация достоинств железнодорожного и конвейерного транспорта. Несущий орган - пластинчатое полотно шириной до 2,5 м, длиной до 300 м. Оно опирается на ходовые каретки, которые соединены между собой, оснащены двигателем и выполняют тяговые функции. Это перспективный вид транспорта.

Технологические схемы конвейерного транспорта на карьере разделяются на добычные и вскрышные. Состав их зависит от размеров карьера в плане и глубины разработки.

На рис. 2.45 приведена схема разработки горизонтального месторождения с большой мощностью вскрыши, отрабатываемой несколькими уступами (с целью продемонстрировать максимальное число функциональных типов конвейеров). Рассмотрим технологическую цепочку третьего (от поверхности) вскрышного уступа. Роторный экскаватор *1* в забое *2* грузит породу на забойный конвейер *3*. На этот же конвейер *3* через передвижной ленточный перегружатель *4* грузит породу роторный экскаватор, отрабатывающий нижний (четвертый) уступ. С забойного конвейера порода поступает на соединительный конвейер *5*, а с него - на подъемный конвейер *6*. Поднятая порода перегружается на магистральный конвейер *7*, который передает ее на отвальный конвейер *8*, и далее ленточным отвалообразователем *9* порода укладывается в отвал.

Нетрудно предположить изменения приведенной схемы, например, с уменьшением числа вскрышных уступов или с заменой погрузочного оборудования непрерывного действя на цикличное (см. рис. 2.6).

Если конвейерная схема является добычной, то магистральный конвейер будет направлен на дробильно-сортировочный завод.

При отработке гравийно-песчаных или валунно-гравийно-песчаных пород используются различные типы бункеров-питателей, принимающих горную массу от цикличных экскаваторов и загружающих ее на конвейер. В этих случаях бункеры-питатели необходимы для обеспечения непрерывного, равномерного поступления породы на конвейер при цикличной подаче горной массы одноковшовым экскаватором. В соответствии с принятой технологией ведения горных работ бункеры-питатели могут быть стационарными, полустационарными и передвижными. На разработке строительных горных пород более рациональными оказались передвижные самоходные бункеры-питатели на гусеничном ходу, из которых порода поступает на конвейер либо непосредственно с питателя, либо через разгрузочный консольный конвейер. При этом для транспортирования связных (суглинки и т.п.) пород используются пластинчатые питатели или питатели скребкового типа; для

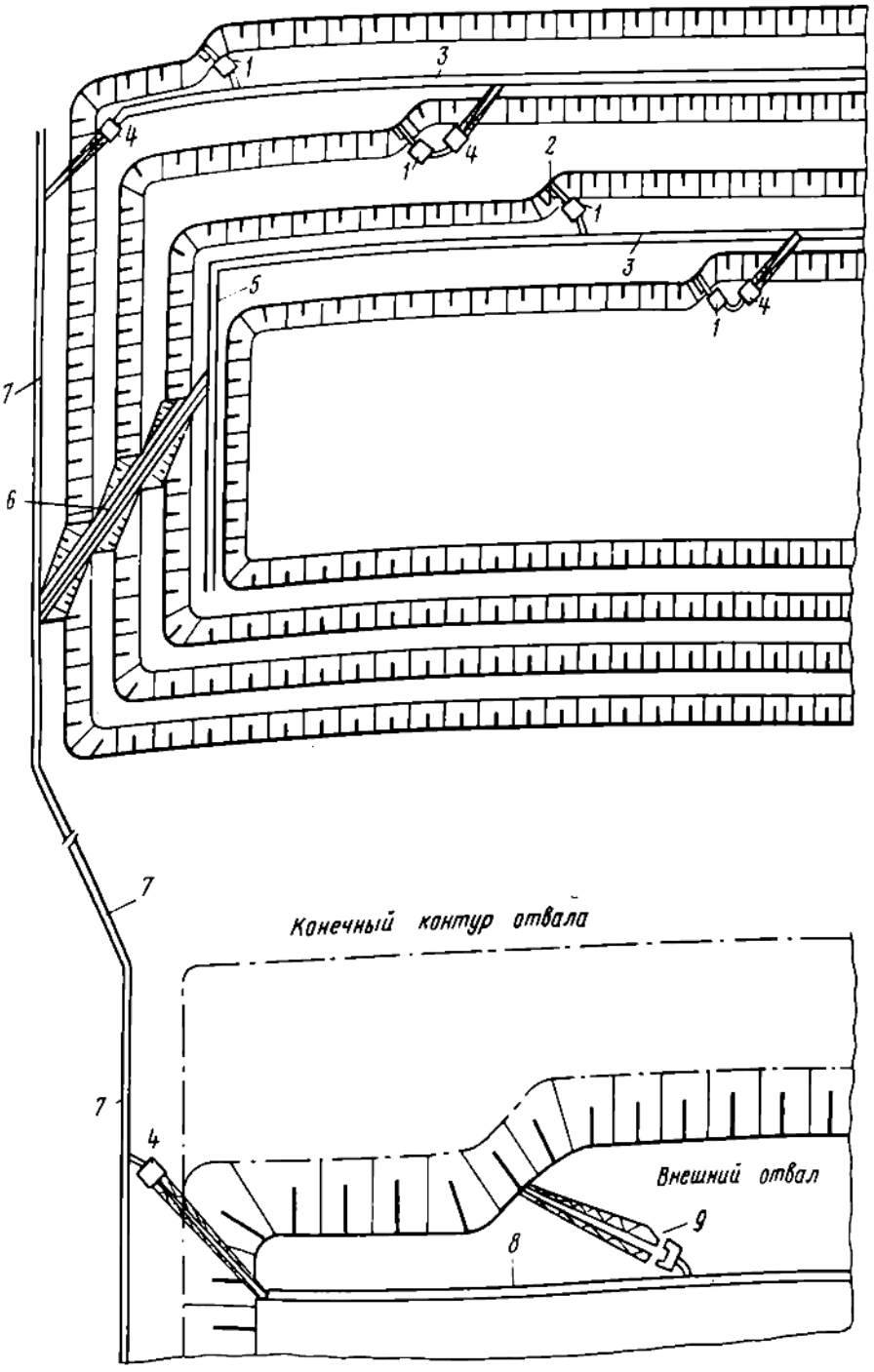


Рис. 2.45. Схема конвейеризации карьера

несвязных гравийно-песчаных - кареточного или вибрационного типа.

Основными технологическими параметрами бункеров-питателей являются: вместимость приемной воронки (не менее чем в 2 раза больше вместимости ковша), размеры ее поверху (в 2-3 раза больше ширины ковша), высота загрузки бункера-питателя (0,7-0,8 от максимальной высоты разгрузки экскаватора), длина разгрузочного конвейера (15-20 м), его поворотность, высота разгрузки. Отечественной промышленностью налажен серийный выпуск самоходного бункера для гравийно-песчаных пород СМД-159 производительностью 400 м^3/ч (вместимость бункера 10,4 м^3, размеры приемного бункера 3,8× ×3,9 м, наибольший размер загружаемого куска 500 мм, высота загрузки 5 м). Для связных пород рекомендуется применять бункер-питатель БПП-410/18 (ВНИПИИстромсырье) производительностью 410 м^3/ч, с вместимостью воронки 10 м^3, длиной разгрузочного конвейера 18 м, высотой загрузки 5,1 м. Над созданием бункеров-питателей работают также ВНИИжелезобетон, Каракубское рудоуправление, Индустройпроект.

Основными эксплуатационными параметрами, которые устанавливаются при проектировании конвейерного транспорта, являются производительность, мощность привода конвейера, длина става, усилие в ленте.

Производительность ленточного конвейера (м^3/ч) определяется площадью поперечного сечения F транспортируемого материала на ленте (рис. 2.46) и скоростью движения конвейерной ленты $v_л$:

$$Q_т = 3600\, F v_л. \qquad (2.141)$$

Сечение F зависит от ширины ленты $B_л$, типа роликоопоры и свойств транспортируемой породы (угол откоса породы на ленте и ее разрыхление).

Ширина ленты, в свою очередь, выбирается с учетом характера перемещаемых пород и типа конвейера. При этом надо иметь в виду, что для показателя производительности конвейера важна полезная ширина ленты $b_л$ (мм), которая определяется по формуле

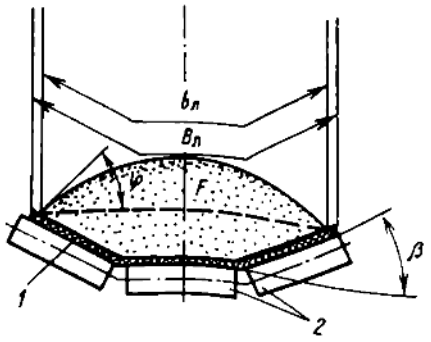


Рис. 2.46. Форма поперечного сечения груза на ленточном конвейере:
1 - лента; *2* - роликоопора

$$b_л = (0{,}9B_л - 0{,}05); \qquad (2.142)$$

для крупнокусковых пород

$$b_л \leq 0{,}8B_л. \qquad (2.143)$$

Форма сечения материала, насыпанного сверх лотка (часть сечения выше штриховой линии на рис. 2.46) принимается либо в виде равнобедренного треугольника, либо в виде параболического сегмента.

Угол откоса разрыхленного материала φ на конвейерной ленте в зависимости от его вида, а также от скорости движения ленты и степени заполнения лотка находится в пределах 10-45°.

Выражая площадь сечения насыпного материала F через ширину ленты, производительность конвейера можно записать как

$$Q_к = C(0{,}9B_л - 0{,}05)^2 v_л, \qquad (2.144)$$

где C - коэффициент, зависящий от угла откоса материала на ленте φ и угла наклона роликов β (при $\varphi = 15°$ $C = 470$, 550, 585 для $\beta = 20$, 30 и 36° соответственно; при $\varphi = 20°$ $C = 550$, 625 и 655 для $\beta = 20$, 30 и 36°; в этих случаях опора трехроликовая); $v_л$ - скорость движения ленты, м/с (табл. 2.18).

Таблица 2.18

Характеристика конвейеров для открытых работ

Конвейер	Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Производительность, $м^3/ч$	Угол наклона конвейера, градус	Мощность привода, кВт	Завод-изготовитель
КЛЗ-250-2М	1200	4,2	1750	0	1×250	Донецкий машиностроительный завод
КЛЗ-400-2М		(3,1;		0	1×250	
КЛЗ-500-2М		2,3;		2	2×250	
КЛЗ-800-2М		1,85)		0	2×250	
КЛМ-250-2М				2	1×250	
КЛМН-250-2М				7	2×250	
КЛМ-400-2М				0	1×250	
КЛМН-400-2М				5	2×250	
КЛМ-500-2М				2	2×250	
КЛМ-800-2М				0	2×250	
КЛО-250-2М				2	1×250	
КЛО-400-2М				0	1×250	
КЛО-500-2М				2	2×250	
КЛО-750-2М				0	2×250	
КЛП-250/100-2М				2	1×250	
КЛМ-500М	1000	4,2(3,1) 2,26	500	0	75	Артемовский завод "Победа труда"

Продолжение табл. 2.18

Конвейер	Ширина ленты, мм	Скорость движения ленты, м/с	Производительность, $м^3/ч$	Угол наклона конвейера, градус	Мощность привода, кВт	Завод-изготовитель
2ЛУ-120А	1200	3,15	1500	18	3×500 2×500	Александровский машиностроительный завод
С160-225	1600 2000 2500 3150	1,6 2 2,5 3,15	1600 2000 2500 3150	0	320 400 500 630	Сызранский завод тяжелого машиностроения
С160-160	1600	1,6 2 2,5 3,15	1600 2000 2500 3150	0	400 500 630 800	
С200-160	2000	1,6 2 2,5 3,15	2500 3200 4000 4960	0	630 800 1000 1250	
С200-200	2000	1,6 2 2,5 3,15	2500 3200 4000 4960	0	630 320 800 400	
Забойные Отвальные	1800	4,35	5000	0	800 1500	Славянский завод тяжелого машиностроения
КМЗ, КМО	1800	4,35	4500	0	1050	Новокраматорский машиностроительный завод
Конвейерно-отвальный комплекс для скальных пород крупностью до 500 м	2000	3,15	4000	0	800-1600	ПО "Ждановтяжмаш"

По нормам ФРГ

$$Q_к = 545(0{,}9B_л - 0{,}05)^2 v_л.$$

Для скальных пород по рекомендациям Центрогипрошахта и УкрНИИпроекта

$$Q_к = 450B_л^2 v_л.$$

Следует отметить, что производительность забойного кон-

вейера должна превышать производительность выемочно-погрузочного оборудования (на 5-10% при многоковшовых экскаваторах и на 10-15% при одноковшовых) для обеспечения бесперебойной работы последнего и предотвращения перегрузки ленты. По этому условию

$$B_л = \sqrt{\frac{60EK_ц n'' f}{C v_л}}, \qquad (2.145)$$

где E - вместимость ковша экскаватора, м^3; $K_н$ - коэффициент наполнения ковша; n'' - фактическое число разгрузок (ссыпок) ковша в минуту; f - коэффициент резерва производительности конвейера (f = 1,05÷1,1 для многоковшовых и f = 1,1÷1,15 для одноковшовых экскаваторов).

ПРИМЕР. На песчано-гравийном месторождении предполагается отрабатывать пласт мощностью M = 10 м.

Рассмотреть вариант отработки пласта по циклично-поточной технологии; выбрать выемочно-погрузочное оборудование и соответствующий забойный конвейерный транспорт.

Р е ш е н и е. В данных горно-геологических условиях наиболее рациональным цикличным выемочно-погрузочным оборудованием является экскаватор, причем предпочтение следует отдать механическим лопатам, которые при равной, например с драглайнами, вместимостью ковша имеют менее продолжительный цикл, следовательно, более высокую производительность.

Согласно Единым правилам безопасности при отработке рыхлых пород высота черпания применяемого экскаватора должна быть не менее высоты отрабатываемого уступа (забоя). Заданным горно-геологическим условиям наиболее полно отвечает экскаватор ЭКГ-5, имеющий высоту черпания, равную мощности пласта, и максимальную вместимость ковша для этого класса машин.

Производительность экскаватора найдем по формуле

$$Q_э = 3600EK_н K_и/(t_ц K_р) = 3600 \cdot 5 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}85/(30 \cdot 1{,}25) =$$

$$= 347 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

E = 5 м^3; $K_и$ = 0,85; $K_ц$ = 0,85; $K_р$ = 1,25; $t_ц$ = 30 с - среднее значение фактической продолжительности цикла. Значения остальных величин приняты из соответствующих таблиц для одноковшовых экскаваторов.

Производительность забойного конвейера

$Q_к = fQ_э$. Принимаем f = 1,15.

Тогда $Q_к = 1{,}15 \cdot 347 = 399$ м^3/ч.

По расчетному значению производительности из существующего ряда конвейеров для открытых работ (см. табл. 2.18) принимаем такой, производительность которого соответствует или больше расчетной. В нашем случае это конвейер КЛМ-500М

с производительностью 500 м³/ч, шириной ленты 1000 мм и скоростью ее движения 2,26 м/с.

При заданном экскаваторе и его рабочих параметрах для определения ширины ленты может быть использована зависимость (2.145).

Как известно, циклично-поточная технология предусматривает наличие перегрузочных устройств в виде бункеров-питателей. Для принятых экскаватора и конвейера и несвязных породах приемлемым является самоходный бункер-питатель СМД-159 с производительностью 400 м³/ч и высотой загрузки 5 м (высота разгрузки экскаватора 6,7 м).

Таким образом, для разработки песчано-гравийного месторождения может быть использована циклично-поточная схема с экскаватором ЭКГ-5, забойным конвейером КЛМ-500М и бункером-питателем СМД-159.

Удельный вес конвейерного транспорта в общем объеме перевозок в горнодобывающей промышленности строительных материалов пока незначителен и составляет вместе с комбинированным (автомобильно-конвейерным) около 2%. Однако по прогнозам применение его должно значительно возрасти.

Комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт используется на ряде карьеров, разрабатывающих месторождения скальных пород, и в единичных случаях - на песчано-гравийных карьерах.

При комбинированном транспорте в карьер переносится дробилка первичного дробления, а в отдельных случаях - и дробилка вторичного дробления. При питании конвейеров мелкодробленой массой с размером кусков 100-150 мм снижаются ударные нагрузки абразивного материала на ленту, увеличивается срок ее службы. Важным достоинством комбинированного транспорта является обеспечение ритмичной работы потребителя (завода, фабрики), что очень благоприятно сказывается на конечных результатах и, прежде всего, на себестоимости продукции.

В перспективе комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт должен более широко внедряться на относительно глубоких (100-150 м) карьерах скальных пород, так как со временем число их будет увеличиваться. Внутрикарьерным (до дробилки) будет автомобильный транспорт, а подъемным и магистральным - конвейерный. Рациональным комбинированный транспорт может оказаться при расположении карьера относительно завода значительно выше, а также на карьерах, где в сырье присутствует большое количество пустых, слабых и переизмельченных пород, подлежащих удалению до первичного дробления. Такие схемы уже длительный период успешно применяются на ряде карьеров, разрабатывающих месторождения карбонатных пород. До 30-40% карьерных отходов, представляющих собой пустые и слабые породы, транспортируются конвейером от дробильно-сортировочной установки, расположенной

обычно на борту карьера, во внутренний отвал. Надрешетный продукт вибрационного грохота подается конвейером на ДСЗ.

На Балаклавском нагорном карьере в непосредственной близости от него сооружены узлы первичного и вторичного дробления. Карбонатная масса, прошедшая первичное и вторичное дробление, транспортируется вниз системой конвейеров общей протяженностью 1020 м под углом 12-15°. При перемещении сырья под уклон конвейеры работают в режиме рекуперации электроэнергии. При внедрении комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта расстояние перевозки сократилось на 3 км, затраты на перевозку - в два раза, производительность труда повысилась на 30%.

В завершение рассмотрения вопросов перемещения карьерных грузов надо сказать, что в уникальных горно-геологических условиях (чаще всего это большой перепад высот между карьером и заводом и крутые склоны) применяются специализированные виды транспорта. Так, на месторождении мраморизованных известняков "Перевал" карьер располагается на 1000 м выше завода. Внутрикарьерный автомобильный транспорт поставляет горную массу к дробилке крупного дробления. Дробленый известняк грузится в вагонетки канатной подвесной дороги и доставляется на завод. Схематично устройство и принцип действия канатной подвесной дороги можно представить следующим образом: на несущих мачтах закрепляются несущий (неподвижно) и тяговый (подвижно) канаты; вагонетки опираются роликами на несущий канат и катятся, закрепившись за тяговый канат.

В некоторых случаях большой перепад высоты и соответствующие углы склонов используются для организации гравитационного транспорта: на поверхности склонов от карьера до пунктов приема горной массы (приемных бункеров) устраиваются желоба (породоскаты). Карьерные автосамосвалы разгружаются в породоскаты, горная масса под собственным весом достигает приемного бункера, откуда отгружается выемочно-погрузочным оборудованием в транспортные средства, доставляющие ее до завода. Как правило, строятся две линии породоскатов: когда один бункер заполняется, второй - разгружается.

2.8. ОТВАЛООБРАЗОВАНИЕ НА КАРЬЕРАХ

2.8.1. ХАРАКТЕРИСТИКА ОТВАЛОВ И ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К НИМ ТРЕБОВАНИЯ

Отвалообразование является последним в ряду основных технологических процессов и заключается в складировании пустых пород, извлекаемых из карьера (иногда это полезное ископаемое, не находящее применения либо по причине избыточности, либо временной некондиционности).

Отвалообразование - достаточно трудоемкий, требующий

хорошей организации процесс, так как от того, как отвалы будут принимать пустые породы, зависят ритмичность вскрышных работ в карьерах и, в конечном итоге, выполнение плановых заданий по полезному ископаемому.

При проектировании и планировании отвальных работ необходимо обеспечивать: достаточную вместимость отвалов, определяемую объемом пород в карьере, подлежащих складированию; минимальное расстояние транспортирования от мест погрузки в карьере до разгрузки на отвале; расположение на площадях, недра которых не имеют полезного ископаемого; беспрепятственное развитие горных работ в карьере; минимальное экологическое воздействие на промышленные зоны и жилые массивы; оптимальное соответствие принятого способа отвалообразования и средств механизации; минимальные затраты на отвальные работы и максимальную производительность труда рабочих.

Необходимо учитывать, что на принятие решений по вопросам отвалообразования оказывают существенное влияние схема вскрытия и порядок отработки месторождения; требования по комплексному использованию сырья; физико-механические свойства складируемых пород; рельефные, инженерно-геологические и гидрогеологические условия оснований отвалов; климат района; ценность занимаемых земель; вид технологического транспорта; условия размещения площадок строительства предприятия; возможность и условия последующей рекультивации отвалов и другие факторы.

Поскольку влияние приведенных факторов часто противоречиво, то окончательное решение должно приниматься на основе технико-экономических расчетов.

В любой комплекс отвальных работ входят:

разгрузка породы;

размещение породы в отвале;

передвижка или строительство транспортных коммуникаций.

По местоположению бывают внутренние и внешние отвалы.

Внутренние отвалы (рис. 2.47, *а*) размещаются в выработанном пространстве при отработке горизонтальных месторождений.

Внешние отвалы размещаются вне карьерного поля при разработке крутых месторождений. При этом желательно располагать внешние отвалы в естественных или искусственных выемках поверхности (рис. 2.47, *б*), на склонах и косогорах (рис. 2.47, *в*).

В тех случаях, когда внешние отвалы приходится располагать на равнинной поверхности (рис. 2.47, *г*), необходимо строить первоначальные (пионерные) насыпи *1* до проектной высоты яруса (отвала) H_o. Существует несколько способов их сооружения:

из пород резерва *2*, когда рядом с местоположением пер-

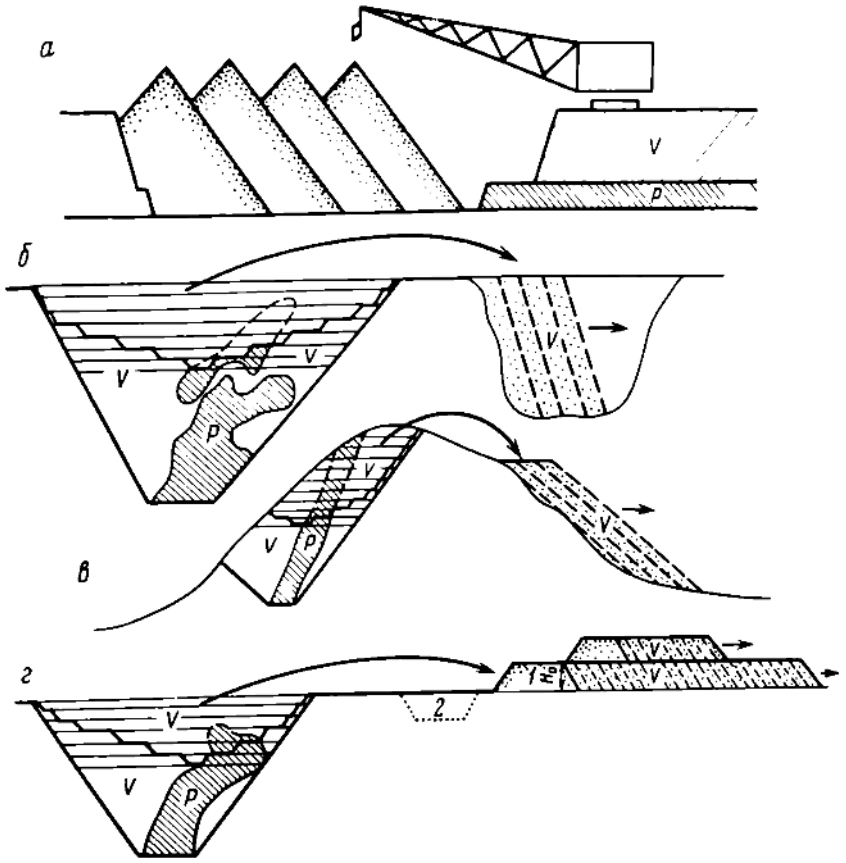


Рис. 2.47. Характерные примеры размещения отвалов

воначальной насыпи проходится выработка (или выработки), породы из которой используются для сооружения насыпи;

из привозных пород (из строящегося или действующего карьера).

При отработке горизонтальных месторождений с большой мощностью покрывающих пород может возникнуть комбинация внешних и внутренних отвалов.

По числу ярусов отвалы бывают одноярусные и многоярусные, по способу механизации - экскаваторные, бульдозерные, плужные, скреперные, с ленточными отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами, абзетцерные, гидроотвалы, комбинированные.

Экскаваторные и плужные отвалы в основном сопутствуют применению железнодорожного транспорта (поэтому в практике часто называются железнодорожными).

На бульдозерные отвалы порода доставляется автомобильным транспортом, поэтому их иногда называют автомобильными.

В перспективе при создании мощных бульдозеров возможна их комбинация на отвалообразовании с железнодорожным транспортом.

Скреперное отвалообразование является перспективным, однако при разработке месторождений строительных материалов скреперы используются в основном для съема и складирования почвенно-растительного слоя.

Гидроотвалы сопутствуют гидромеханизированной вскрыше, когда размытая порода из забойного зумпфа насосом по пульпопроводу доставляется и сбрасывается в гидроотвал, обычно представляющий собой ограниченную дамбами площадь или выемку в земной поверхности.

Наибольшее распространение в настоящее время имеют и в ближайшем будущем будут иметь экскаваторные и бульдозерные отвалы. Поэтому рассмотрим их подробнее.

2.8.2 ТЕХНОЛОГИЯ ЭКСКАВАТОРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

Для механизации экскаваторных отвалов наиболее широко применяются одноковшовые экскаваторы - механические лопаты с ковшом вместимостью 4,6 м^3 и более. Ширина отвальной заходки и шаг передвижки путей составляют от 21 до 34 м, удельная приемная способность отвального тупика до 500 м^3/ч. В последние годы на отвалах начали применять драглайны. При этом значительно увеличиваются ширина отвальной заходки, шаг передвижки путей, удельная приемная способность, но область применения их ограничивается мягкими или хорошо раздробленными скальными породами, и, кроме того, при равной с мехлопатами вместимостью ковша драглайны имеют значительно бо́льшую продолжительность цикла и меньшую производительность.

Общим недостатком экскаваторного отвалообразования является необходимость переэкскавации всей вывозимой на отвал породы.

На рис. 2.48 показан общий вид экскаваторного отвала. Экскаватор укладывает породу в отвальной заходке шириной A на отвальном тупике длиной $L_т$. Обмен груженых и порожних поездов осуществляется на обменном пункте *ОП*.

Параметры отвальной заходки, положение отвального экскаватора и технология отвалообразования демонстрируются на рис. 2.49. Отвальный уступ $H_о$, как правило разделяется на два подуступа h_1 и h_2. Экскаватор устанавливается на кровле нижнего подуступа, приемный бункер (приямок) длиной $l_б$ (один-два думпкара) и глубиной $h_б$ устраивается у нижней бровки верхнего подуступа, который служит аккумулирующей емкостью, а также предохраняет ходовую часть экскаватора от повреждения выгружаемыми кусками породы. Прибывающие составы (обязательно думпкарами вперед, особенно в конце тупика, во избежание сокращения его длины) разгружаются в приемный бун-

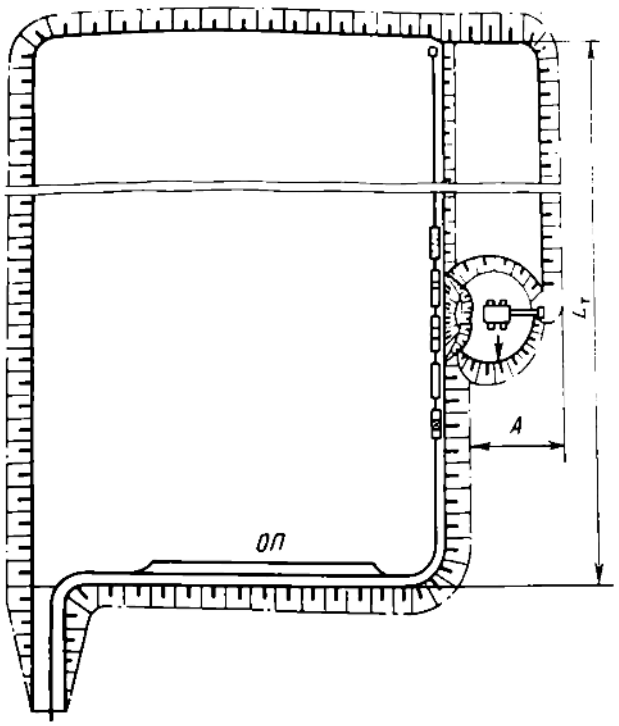


Рис. 2.48. Общий вид экскаваторного отвала

кер. Экскаватор укладывает выгруженную породу в нижний и верхний подуступы.

Отсыпав нижний и верхний подуступы в зоне радиуса своего действия, экскаватор перемещается вдоль фронта (на рис. 2.49 указано стрелкой), делает новый бункер и работает до полного использования возможностей рабочего оборудования, затем переходит на новое место и т.д. до окончания отвальной заходки (до конца отвального тупика).

По окончании отвальной заходки пути переносят в новое положение и экскаватор начинает новую заходку в обратном направлении.

Расчеты экскаваторного отвалообразования предусматривают определение параметров отвалов (вместимость, площадь, высоту), параметров и эксплуатационных показателей отвального тупика, необходимого числа отвальных тупиков, объема путепереукладочных работ.

Вместимость отвалов $V_о$ должна превосходить объем подлежащих удалению из карьера пустых пород на величину их остаточного разрыхления, т.е.

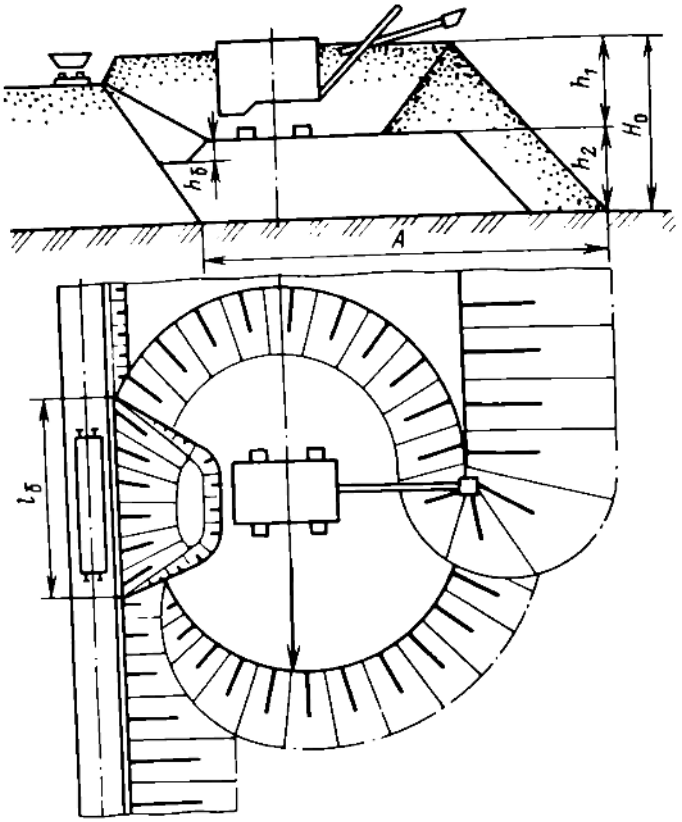


Рис. 2.49. Технологическая схема экскаваторного отвалообразования

$$V_o = \sum_{i=1}^{n} V_i \, K_{poi}, \qquad (2.146)$$

где V_i - объем удаляемых из карьера пустых пород с определяемыми физико-механическими свойствами, млн м^3; K_{poi} - присущий каждому типу пород коэффициент остаточного разрыхления. Значения K_{poi} ориентировочно могут приниматься в следующих пределах:

скальные породы	1,12-1,2
полускальные, смешанные породы и твердые глины	1,05-1,12
рыхлые и глинистые породы	1,05-1,07

Высота отдельных отвальных уступов выбирается в зависимости от физико-механических свойств складируемых пород, несущей способности грунтов основания, рельефа местности и способа механизации отвальных работ (вида транспорта, доставляющего породу в отвал, и типа отвального оборудования). Для приближенных расчетов возможны следующие ограничения

наибольшей высоты уступа: при отсыпке скальных пород - 30-60 м (на косогорах при автомобильном транспорте и бульдозерном способе отвалообразования высота яруса не ограничивается); рыхлых песчаных грунтов - 15-30 м; рыхлых глинистых грунтов - 10-20 м.

Для обеспечения устойчивости многоярусного отвала высота первого уступа, как правило, не должна превышать 12-15 м (иногда 7-8 м), а ширина бермы между первым и вторым ярусами в процессе эксплуатации должна быть не менее 100-150 м; между последующими уступами 50-100 м. В конечном положении указанные бермы могут быть существенно сокращены, и величина их (20-50 м) определяется условиями устойчивости отвала и методами рекультивации его откосов.

В тех случаях, когда необходимо устанавливать площадь под отвалы ($м^2$), пользуются зависимостями:

при одноярусном отвале

$$S_1 = V_o/(H_o\eta); \tag{2.147}$$

при двухъярусном отвале

$$S_2 = V_o/(H_o' + H_o''\eta), \tag{2.148}$$

где V_o - объем пустых пород в отвале, $м^3$; H_o - высота одноярусного отвала, м; H_o' и H_o'' - высота первого и второго ярусов соответственно, м; η - коэффициент заполнения площади первым ($\eta = 0{,}85 \div 0{,}95$) и вторым ($\eta = 0{,}4 \div 0{,}8$) ярусами.

В равнинной местности при транспортировании пород автосамосвалами, железнодорожным и конвейерным транспортом наиболее выгодной формой отвала в плане является прямоугольная с соотношением сторон 2:1 при центральном расположении заезда по отношению к большой стороне.

Установление эксплуатационных показателей отвальных тупиков включает в себя следующее:

1. Определение числа железнодорожных составов, разгружающихся на отвальном тупике за сутки:

$$N_c = fT_c/2l/v + nt_p' + \tau, \tag{2.149}$$

где T_c - число часов работы отвального тупика в сутки, обычно $T_c = 22$ ч; $f = 0{,}85 \div 0{,}9$ - коэффициент, учитывающий неравномерность подачи составов; L - расстояние от обменного пункта до места разгрузки, км (при расположении обменного пункта вне рабочего фронта отвального тупика следует принимать $L = L_т$); v - скорость движения составов на отвале ($v = 7 \div 10$ км/ч); n - число думпкаров в составе; t_p' - время разгрузки одного думпкара, ч ($t_p' = 0{,}025 \div 0{,}03$ ч - летом и $t_p' = 0{,}05 \div 0{,}08$ ч - зимой); τ - время, необходимое на связь при обмене составов, ч ($\tau = 0{,}05$ ч).

2. Определение суточной приемной способности отвального тупика по транспортным возможностям ($м^3$/сут):

$$W_c' = N_c n V_ф, \tag{2.150}$$

где $V_ф$ - фактический объем породы в думпкаре в плотном теле, м^3.

3. Расчет суточной приемной способности отвального тупика по складированию (м^3/сут)

$$W_c'' = Q_э = 3600T_cEK_нK_и/(T_цK_р), \quad (2.151)$$

где $Q_э$ - суточная производительность отвального экскаватора, м^3/сут.

4. Определение рациональной модели отвального экскаватора. Исходя из условия необходимой комплектности погрузочного и транспортного оборудования, суточная приемная способность по складированию, т.е. производительность экскаватора, должна быть равна суточной приемной способности тупика по транспортированию, т.е. провозной способности тупика:

$$W_c' = W_c''. \quad (2.152)$$

Подставляя в равенство (2.152) значения W_c' и W_c'' из уравнений (2.150) и (2.151) и решая его относительно вместимости ковша, находим:

$$E = \frac{N_c n V_ф T_ц K_р}{3600 T_c K_н K_и} = \frac{W_c t_ц K_р}{3600 T_c K_н K_и}. \quad (2.153)$$

По полученному значению вместимости ковша в типажном ряду экскаваторов принимают модель с равной или ближайшей большей вместимостью.

В зависимости (2.153) значение продолжительности цикла $T_ц$ следует принимать ориентировочно равным 30-40 с, что соответствует эксплуатационным циклам экскаваторов с вместимостью ковша от 4 до 12 м^3.

5. Определение приемной способности отвальной заходки

$$W_п = A_o H_o L_т / K_{ро}; \quad (2.154)$$

$$A_o = 0{,}9(R_ч + R_р); \quad (2.155)$$

$$H_o = h_1 + h_2, \quad (2.156)$$

где A_o - ширина отвальной заходки, м; $R_ч$ и $R_р$ - соответственно радиусы черпания и разгрузки экскаватора, м; H_o - высота отвала, м; h_1 - высота верхнего отвального подуступа, максимальное значение которой соответствует высоте разгрузки экскаватора, м ($h_1 \leq H_р$); h_2 - высота нижнего отвального подуступа, м (зависит от физико-механических свойств складируемых пород и несущей способности основания отвала и ориентировочно может приниматься по вышеприведенным рекомендациям для отдельных уступов); $L_т$ - длина отвального тупика, м (Гипроруда рекомендует принимать $L_т$ от 500 до 2000 м и при возможности от 1000 до 1500 м).

6. Определение времени между переукладками отвального пути (сут):

$$T_п = W_п / W_c'. \quad (2.157)$$

Зависимости (2.149) и (2.157) позволяют охарактеризовать один отвальный тупик. Однако возможности одного тупика чаще всего недостаточны для приема всей пустой породы с карьера. Тогда необходимое число отвальных тупиков определяется по формуле

$$N_т = W_c / W_c'(1 + t_{пер}/T_п), \quad (2.158)$$

где W_c - суточная производительность карьера по вскрыше, м^3; $t_{пер}$ - время планировки новой трассы и переукладки пути, сут. Обычно $t_{пер} = (0{,}05 \div 0{,}15) T_п$.

Расчеты экскаваторного отвалообразования завершает установление объема путепереукладочных работ, который выражается в метрах железнодорожного полотна, переукладываемого в год при подвигании отвального фронта:

$$P = RL_т N_т / T_п, \quad (2.159)$$

где P- общая длина отвальных путей, подлежащих переукладке, м; R - число рабочих суток на отвале в год.

Приведенная методика расчета отвалообразования мехлопатами может быть использована для драглайнов с учетом присущих им особенностей.

2.8.3. ТЕХНОЛОГИЯ БУЛЬДОЗЕРНОГО ОТВАЛООБРАЗОВАНИЯ

Бульдозерные отвалы принимают породу, доставляемую автомобильным транспортом, наиболее эффективным для карьеров средней и малой производительности, к которым относятся в своем большинстве карьеры, добывающие нерудные строительные материалы и сырье для их производства. Поэтому бульдозерное отвалообразование является наиболее распространенным при разработке месторождений строительных горных пород.

На отвалах, оснащенных бульдозерами, выполняются следующие операции:

выгрузка автосамосвалами породы под откос или на разгрузочную площадку;

перемещение пород бульдозерами под откос (планировка бровки);

дорожно-планировочные работы.

В зависимости от характера складируемых пород различают два вида бульдозерного отвалообразования: периферийное и площадное.

П е р и ф е р и й н о е отвалообразование (рис. 2.50) применяется при складировании скальных, полускальных и сме-

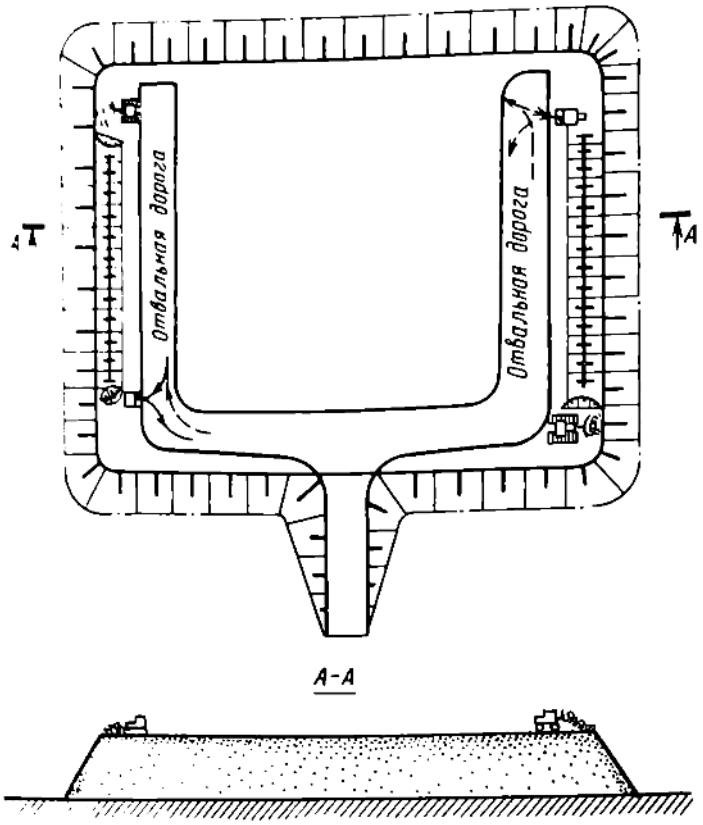


Рис. 2.50. Схема периферийного отвалообразования

шанных пород со скальным основанием. В этом случае автосамосвалы разгружают породу под откос или в непосредственной близости от него, а затем бульдозеры перемещают ее к верхней бровке отвала. Объем бульдозерных работ зависит от объема пород, оставшихся на поверхности отвала после разгрузки машины, и от расстояния транспортирования пород до бровки.

Площадное отвалообразование (рис. 2.51) применяется при складировании малоустойчивых мягких пород. Автосамосвалы разгружают породу на всей площади отвала, затем ее планируют бульдозерами и укатывают катками, после чего отсыпают следующий слой и т.д. Расстояния перемещения породы при этом составляют 5-15 м.

При периферийном отвалообразовании объем пород, подлежащий складированию бульдозерами, чаще всего меньше поставляемого на отвал из карьера за счет частичной разгрузки под откос. Объем бульдозерных работ характеризуется коэффициентом заваленности $K_з$:

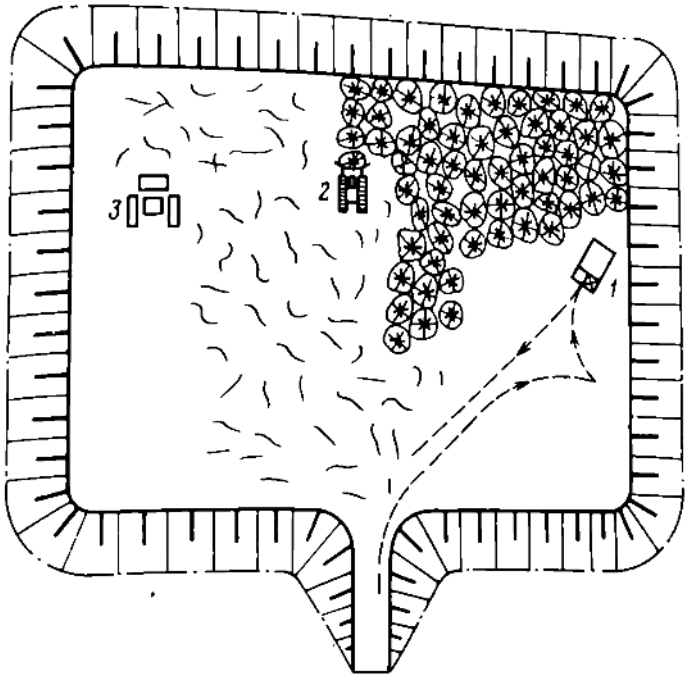


Рис. 2.51. Схема площадного отвалообразования:
1 - автосамосвал; *2* - бульдозер; *3* - каток

$$K_з = V_б / A_п, \tag{2.160}$$

где $V_б$ - объем пород, остающихся на поверхности отвала после разгрузки автосамосвалов и перемещаемых бульдозером, м^3; $A_п$ - объем пород, поставляемых из карьера на отвал, м^3.

По практическим данным, $K_з$ = 0,7÷0,9 (нижний предел - для скальных пород, верхний - для рыхлых).

При площадном отвалообразовании вся поставляемая с карьера порода подлежит обработке (планированию) бульдозером ($K_з$ = 1).

Расчеты бульдозерного отвалообразования заключаются в определении параметров отвалов, числа отвальных участков $N_у$, длины разгрузочного фронта $L_{раз}$ и необходимого числа бульдозеров.

Необходимыми исходными данными для расчетов являются общий объем складируемых пород V, часовая производительность карьера по породе $A_{пч}$ и полезный объем породы $Q_п$, перевозимый автосамосвалом за один рейс.

Расчеты отвальных параметров аналогичны приведенным для экскаваторных отвалов.

Подобно тому, как для экскаваторных отвалов необходимо устанавливать число отвальных тупиков, которые смогут

принять всю породу, поступающую с карьера в сутки (смену), для бульдозерных отвалов необходимо определять число отвальных участков, которые подразделяются на разгрузочные, участки планировки и резервные. При этом порядок расчета следующий.

1. Определяется среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение 1 ч:

$$N = A_{пч} f_н / Q_п, \tag{2.161}$$

где $A_{пч}$ - производительность карьера по породе, м^3/ч; $f_н$ - коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше ($f_н$ = = 1,25÷1,5); $Q_п$ - объем породы, перевозимый одним автосамосвалом на рейс, м^3.

2. Устанавливается число автосамосвалов, одновременно разгружающихся на отвале:

$$N_о = N t_р / 60, \tag{2.162}$$

где $t_р$ - продолжительность разгрузки и маневрирования одного автосамосвала ($t_р$ = 1,5÷2 мин).

3. По известному числу одновременно разгружающихся автосамосвалов, устанавливают длину фронта разгрузки на отвале (м):

$$L_р = N_о l, \tag{2.163}$$

где l - ширина полосы по фронту отвала, занимаемая одним автосамосвалом при маневрировании (l = 20÷40 м).

4. Число разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе, определяется по формуле

$$N_{ур} = L_р / (60 \div 80), \tag{2.164}$$

где 60÷80 - средняя практическая величина одного разгрузочного участка по фронту отвала, м.

5. Число отвальных участков, находящихся в планировке, как правило, равно числу разгрузочных:

$$N_{уп} = N_{ур}. \tag{2.165}$$

6. Число резервных участков обычно принимают равным

$$N_{у.рез} = (0,5 \div 1) N_{ур}. \tag{2.166}$$

7. Общее число участков на отвале

$$N_у = N_{ур} + N_{уп} + N_{у.рез}. \tag{2.167}$$

8. Исходя из общего числа отвальных участков, общая длина отвального фронта (м)

$$L_о = (60 \div 80) N_у, \tag{2.168}$$

или

$$L_о = (2,5 \div 3) L_р. \tag{2.169}$$

Заданная производительность карьера по пустой породе, подлежащей складированию, установленный фронт отвальных работ и его разделение по функциональному назначению предполагают наличие необходимого количества складирующего оборудования (бульдозеров) и его распределение по отвальным участкам.

Число отвальных бульдозеров устанавливается исходя из объема бульдозерных работ, состоящих из перемещения оставшихся на поверхности отвала пустых пород после разгрузки автосамосвалов под откос (планировка бровки отвала). Объем бульдозерных работ ($м^3$) (без учета дорожных работ) устанавливается по формуле

$$V_б = A_{пч}K_э. \quad (2.170)$$

Тогда необходимое число рабочих отвальных бульдозеров

$$N_б = V_б/Q_б, \quad (2.171)$$

число инвентарных бульдозеров

$$N_{б.инв} = N_б\alpha, \quad (2.172)$$

где $Q_б$ - средняя в течение смены производительность бульдозера, $м^3/ч$; α - коэффициент, учитывающий ремонтный (25%) и резервный (15%) парк бульдозеров, $\alpha = 1,4$.

При вышеуказанном функциональном разделении отвального фронта бульдозеры распределяются и работают на планировочных участках, автосамосвалы - на разгрузочных. По мере завершения работ на участках они меняют свои функции: планировочные становятся разгрузочными, а разгрузочные - планировочными.

ПРИМЕР. Карьер, добывающий известняк, вывозит в отвалы ежесменно $A_{пс} = 1840$ $м^3$ четвертичных отложений (супеси, суглинки, мелкозернистый песок) автосамосвалами КрАЗ-256Б. Отвалы оснащены бульдозерами ДЗ-109 на базе трактора Т-130. МГ-1.

Определить фронт отвальных работ, число отвальных участков и необходимое количество бульдозеров.

Р е ш е н и е. Длина разгрузочного $L_р$ и общего $L_о$ фронтов, число отвальных участков $N_у$ находятся в прямой зависимости от среднего числа автосамосвалов N, разгружающихся на отвале в течение часа, что свидетельствует о приемной способности отвала, а также от числа одновременно разгружающихся автосамосвалов, которые определяют длину разгрузочного фронта.

Среднее число автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа, по формуле (2.161)

$$N = 1840 \cdot 1,3/(7 \cdot 7,8) = 44; \; Q_п = E_г k_н/k_р = 8 \cdot 1,15/1,18 =$$

$$= 7,8 \; м^3.$$

Здесь $E_г = 8$ $м^3$ - геометрическая вместимость кузова КрАЗ-

256Б; $K_н$ = 1,15 и $K_р$ = 1,18 - соответственно коэффициенты наполнения кузова и разрыхления породы в нем (см. расчеты выемочно-погрузочных работ и автомобильного транспорта); 7 - продолжительность смены, ч.

Число одновременно разгружающихся автосамосвалов по формуле (2.162)

$$N_р = 44 \cdot 1,75/60 = 1,3.$$

$N_р$ = 1,3 свидетельствует о том, что на отвале всегда разгружается один автосамосвал, а в течение 0,3 ч разгружаются два автосамосвала одновременно. Последнее предопределяет иметь две полосы маневрирования, т.е. считать $N_о$ = 2.

При ширине полосы, необходимой для маневрирования одного автосамосвала, l = 30 м длина фронта разгрузки по формуле (2.163)

$$L_р = 2 \cdot 30 = 60 \text{ м}.$$

Число разгрузочных участков по формуле (2.174)

$$N_{ур} = 60/60 = 1.$$

При равенстве числа рабочих, планировочных и резервных участков общее их число

$$N_у = 3.$$

Характеристика складируемых пород предполагает применение площадного отвалообразования, т.е. разгрузка автосамосвалов должна осуществляться полностью на поверхности отвала. Коэффициент заваленности $K_з$ = 1. Часовой объем бульдозерных работ равен объему поставляемых на отвал пород за это же время:

$$V_б = 1840/7 = 262 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Часовую производительность бульдозера определяем из табл. 2.19 или по формуле (2.106):

$$Q_б = 1500/7 = 214 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Число рабочих бульдозеров

Таблица 2.19

Производительность бульдозеров в целике, м³/смен

Базовый трактор	Группа пород		
	I рыхлые	II полускальные	III скальные
Т-100	1100	950	750
Т-130. МГ-1	1500	1300	1000
Т-180. ГКС	1900	1650	1300
ДЭТ-250	2200	1850	1500

$N_б$ = 262/214 = 1,23.

Инвентарное число бульдозеров

$N_{бинв}$ = 1,23·1,4 = 1,72.

Принимаем для работы на отвале

$N_{бинв}$ = 2 бульдозера.

2.9. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ

Наибольшая в мировой практике доля гидромеханизированной разработки полезных ископаемых принадлежит добыче строительных материалов. Она осуществляется при разработке материковых и шельфовых месторождений, причем объемы ее ежегодно увеличиваются. Кроме этого, производится попутная добыча строительных материалов методами гидромеханизации при осуществлении дноуглубительных работ, прогрессирующая в связи с увеличивающейся грузоподъемностью и, следовательно, с осадкой морских и речных судов, а также со строительством новых портов. Основными видами полезных ископаемых при этом являются песок, гравий, ракушка.

Способы гидромеханизированной разработки месторождений определяются горно- и гидрогеологическими условиями. Поверхностные необводненные месторождения мягких рыхлых строительных горных пород в благоприятных условиях подлежат гидромониторной разработке. Обводненные и подводные месторождения отрабатываются с привлечением земснарядов и плавучих грейферных установок.

Наиболее полно вопросы проектирования и разработки полезных ископаемых гидромеханизированными способами излагаются в работах Г.А. Нурока и И.М. Ялтанца.

2.9.1. ГИДРОМОНИТОРНАЯ РАЗРАБОТКА

Основными породоразрушающими механизмами при гидромеханизированной разработке необводненных материковых месторождений стройматериалов являются гидромониторы.

Гидромониторы различают:

по технологическим признакам - врубовые, смывные, бустерные;

по напору - высоконапорные, низконапорные;

по способу управления - управляемые вручную, дистанционные;

по способу передвижки - требующие демонтажа основного водовода, передвигаемые при помощи телескопических труб.

Технология отработки пород с помощью гидромониторных

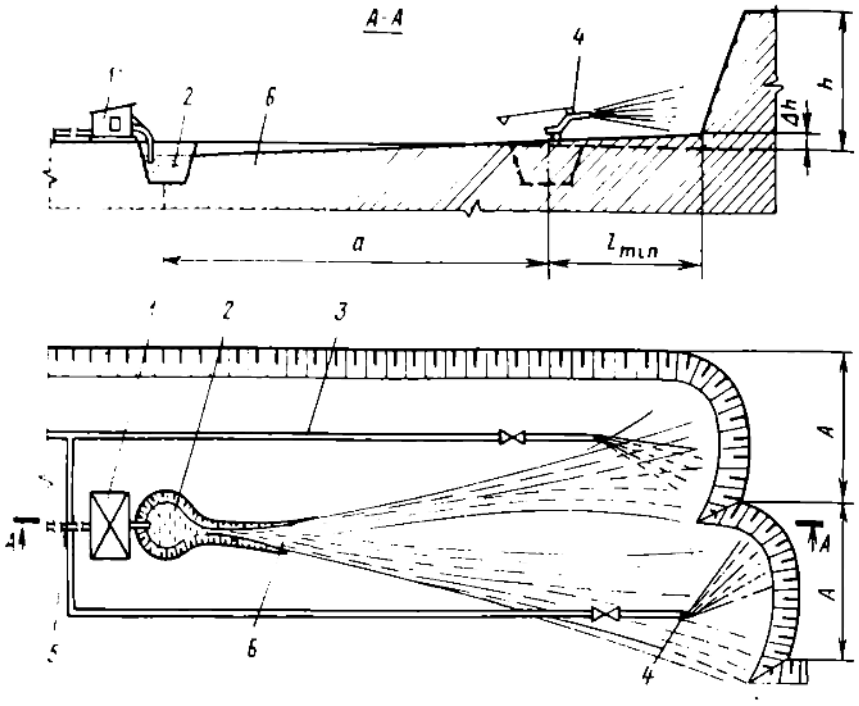


Рис. 2.52. Схема гидромониторной разработки вскрышных пород:
1 - землесосная станция; *2* - зумпф; *3* - водовод; *4* - гидромонитор; *5* - пульповод; *6* - пульповодная канава; Δh - превышение забоя над уровнем стояния гидромонитора; *a* - расстояние от гидромонитора до зумпфа

установок включает подрезку забоя струей воды и смыв обрушенной породы в зумпф землесосной станции или в пульповодную канаву. Для обеспечения сосредоточенного потока пульпы от забоя и избежания замыва рабочей площадки на ней устраивается пульповодная канава с уклоном в сторону зумпфа. Насосная станция первого подъема из зумпфа направляет пульпу по пульповоду на расстояние своих технических возможностей, где устанавливается станция второго подъема и т.д. до гидроотвала при отработке вскрышного уступа или до перерабатывающего завода при добыче стройматериалов и сырья для их производства.

На рис. 2.52 приведена схема гидромониторной разработки с элементами рабочего забоя.

Высота уступа h при гидромониторной разработке принимается, в первую очередь, с учетом безопасности ведения горных работ.

Минимально допустимое расстояние от гидромонитора до забоя l_{min} (см. рис. 2.52) зависит от высоты уступа (м):

$$l_{min} = \eta h, \qquad (2.173)$$

где η - коэффициент приближения (для глинистых и лессовидных пород $\eta = 1,2$; для песчаных, супесчаных и песчано-гравийных при дистанционном управлении гидромониторами $\eta = 0,5$).

Максимально допустимое расстояние от гидромонитора до забоя (м)

$$l_{max} = (0,2 \div 0,4) H_o. \quad (2.174)$$

Здесь H_o - напор на насадке гидромонитора.

Ширина заходки гидромонитора (м)

$$A = 2\sqrt{l_{max}^2 - (h + S)^2}, \quad (2.175)$$

где S - шаг передвижения гидромонитора, м.

Техническая характеристика гидромониторов для открытых работ

Гидромонитор	ГМК-250С	ГМП-250	ГМД-250	ГМН-350	ГМДУ-300	ГМД-300
Рабочее давление воды, МПа	1,5	2,0	1,0-2,5	2,0	3,0	3,0
Расход воды, $м^3/ч$.	1530	1850	До 2750	4500	До 3800	До 4000
Диаметр входного отверстия, мм. . .	250	250	250	350	300	300
Угол поворота в горизонтальной плоскости, градус:						
вверх. . . .	27	27	30	26	27	40
вниз. . . .	27	27	30	10	27	20
Диаметр сменных насадок, мм.	50; 70; 90; 100; 150	80; 100; 110; 125	80; 100; 110; 125	150; 155; 160; 165; 175	100; 115; 125; 140	125; 140; 150
Основные размеры, мм:						
длина. . . .	3200	3585	4420	6870	5625	
ширина. . .	570	620	2190	2247	2465	
высота. . .	1460	1628	1640	2950	2680	
Управление. .		Ручное			Дистанционное	
Масса, кг. .	195	400	1035	7000	3000	4000

Если используется поворотная труба с шарнирным коленом, то ширина заходки (м) определяется по формуле

$$A = 2l_{тр} + 2l_{max}. \quad (2.176)$$

Здесь $l_{тр}$ - длина поворотной трубы.

Обычно шаг передвижки гидромонитора принимается кратным длине трубы (от 6 до 12 м). Оптимальный шаг передвижки гидромонитора (м)

$$S = \frac{1}{4}(\sqrt{8l_{max}^2 + h^2} - 3h). \quad (2.177)$$

С одной стоянки гидромонитор может разрабатывать объем породы ($м^3$)

$$И = 4,5A \qquad (2.178)$$

Одна гидромониторная установка может включать несколько гидромониторов. Тогда ширина заходки на одну гидромониторную установку

$$A_у = n_г A, \qquad (2.179)$$

где $n_г$ - число гидромониторов в забое.

Время между двумя передвижками гидромонитора (ч)

$$t = И/Q_э + t_д + t_п + t_м, \qquad (2.180)$$

где $Q_э$ - часовая эксплуатационная производительность гидромонитора по породе, $м^3$; $t_д$ - время демонтажа, ч; $t_п$ - время передвижки, ч; $t_м$ - время монтажа, ч.

Поскольку необходимо передвигать не только гидромонитор, но и землесосную станцию, то необходимый шаг передвижки землесосной станции первого подъема (м) определяется по формуле

$$S_п = h_н/i, \qquad (2.181)$$

где $h_н$ - высота недомыва, равная 0,5-1,5 м; i - необходимый уклон подошвы забоя.

Объем недомыва (%)

$$И_н = 50S_п/h_н. \qquad (2.182)$$

Необходимая вместимость зумпфа, обеспечивающая нормальную работу землесоса ($м^3$),

$$W_з = Q_з n_з K/60. \qquad (2.183)$$

где $Q_з$ - часовая производительность гидромониторно-землесосной установки по пульпе, $м^3/ч$; $n_з$ - число землесосов, работающих из одного зумпфа; K - коэффициент запаса, равный 1,5-2.

Гидромониторная разработка может осуществляться либо непосредственным размывом уступа струей гидромонитора, либо с предварительным нарушением целостности массива.

Непосредственный размыв уступа характерен для разработки неплотных мелкозернистых и пылеватых песков, легких супесей и лёссов и является однооперационным (порода одновременно размывается и насыщается водой).

При отработке связных пород (слежавшиеся песчано-гравийные смеси, суглинки разной плотности, тощие и полужирные глины, аргиллиты, алевролиты) необходимо предварительное нарушение целостности массива. Процесс разработки состоит из двух последовательных операций.

Первая операция - это подрезка уступа (образование вруба), которая является тяжелой и энергоемкой, и по тяжелым

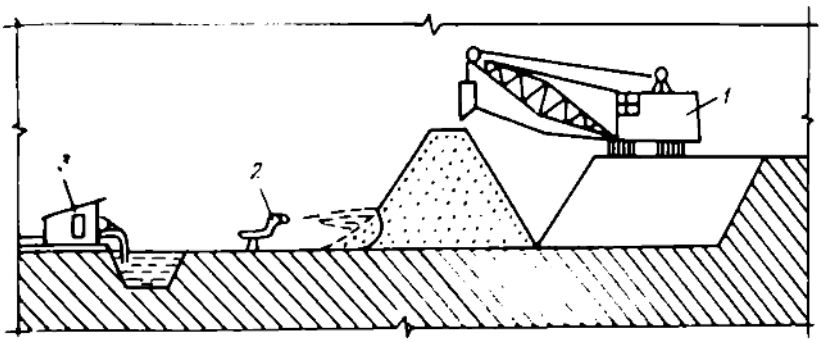


Рис. 2.53. Схема гидромониторного размыва породы, предварительно разрыхленной драглайном:
1 - драглайн; *2* - гидромонитор; *3* - землесосная станция

суглинкам и глинам, например, занимает до 50-70% рабочего времени с удельным расходом воды в 20-25 раз больше, чем при смыве обрушенной породы. Вторая операция - это смыв породы после образования вруба и обрушения породы. Поскольку подрезка уступа требует значительного напора гидромонитора, необходимо включение в гидравлическую сеть специального подрезного насоса, который отключается после образования вруба.

При отработке плотных пород, требующих предварительного рыхления перед гидромониторным размывом, иногда целесообразно использование в комбинации с гидромонитором экскаваторов (рис. 2.53), бульдозеров (рис. 2.54) и других механизмов.

Гидромонитор может быть также использован в качестве составного механизма в передвижной землесосной установке (рис. 2.55), работающей совместно с механической лопатой, осуществляющей погрузку породы в бункер машины.

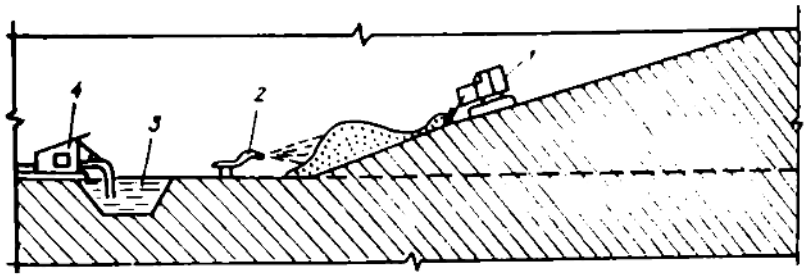


Рис. 2.54. Схема гидромониторного размыва породы, предварительно разрыхленной бульдозером:
1 - бульдозер; *2* - гидромонитор; *3* - зумпф; *4* - землесосная станция

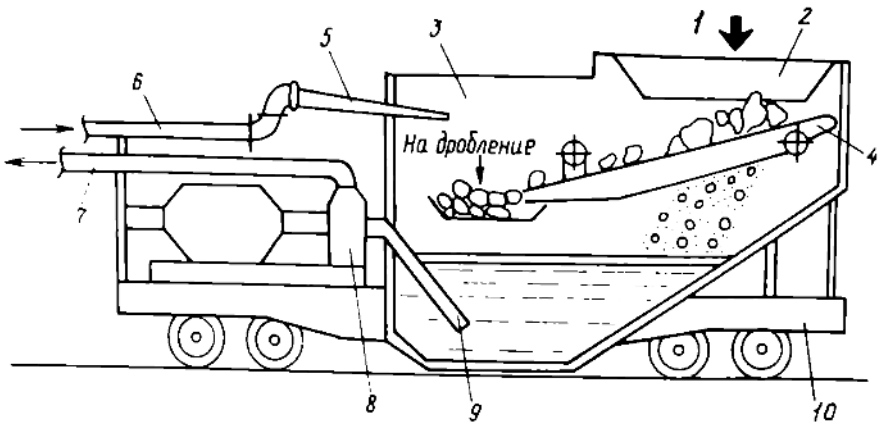


Рис. 2.55. Схема передвижной землесосной установки:
1 - подача; *2* - воронка; *3* - бункер; *4* - грохот; *5* - гидромонитор; *6* - водовод; *7* - пульповод; *8* - грунтовый насос; *9* - всас; *10* - платформа

Число рабочих гидромониторов определяется по формуле

$$n_г = W_г q/(Q_г T_г K_г), \qquad (2.184)$$

где $W_г$ - годовой объем работ на рабочем горизонте, м^3; q - удельный расход воды, м^3/м^3; $T_г$ - годовой фонд рабочего времени, ч; $Q_г$ - водопроизводительность гидромонитора, м^3/ч; $K_г$ - коэффициент использования гидромонитора во времени, равный 0,7-0,85.

На один рабочий гидромонитор принимается один резервный.

Техническая производительность гидромонитора (м^3/ч) определяется по формуле

$$Q_т = Q_г/q. \qquad (2.185)$$

2.9.2. РАЗРАБОТКА ПОРОД ЗЕМСНАРЯДАМИ

Добычу нерудных строительных материалов из русел судоходных рек, озер, водохранилищ, а также с прибрежных морских участков из-под воды производят с помощью земснарядов.

Классификацию снарядов осуществляют по способу отделения породы от дна водоема, ее транспортирования, рабочего перемещения, по производительности, месту работы, энергоснабжению и т.д.

В зависимости от способа отделения породы от дна водоема различают снаряды гидравлического и механического действия. К первым относятся землесосные снаряды (рис. 2.56), ко вторым - черпаковые (рис. 2.57).

Землесосные снаряды могут иметь различные грунтонасосные установки: с центробежным насосом, эжекторные, эрлифтные.

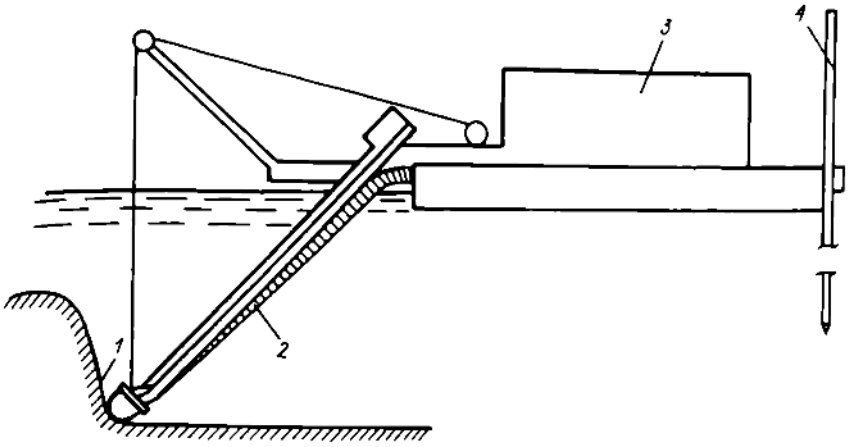


Рис. 2.56. Схема плавучего землесосного снаряда:
1 - добычной забой; *2* - рама со всасывающей трубой и фрезерным рыхлителем; *3* - судовые надстройки; *4* - свайный ход

Черпаковые снаряды подразделяют на многочерпаковые (драги) и одночерпаковые, а одночерпаковые, в свою очередь, - на штанговые и грейферные.

Применение земснарядов зависит от трудности разработки извлекаемой породы, гранулометрического состава, засоренности и др. По трудности разработки породы разделяют на семь категорий (классов): 1 - булыжник и галька, 2 - гравий, 3 - песок, 4 - супесь, 5 - суглинок, 6 - глина, 7 - скала.

На легких для разработки песчаных породах (3 и 4-й кате-

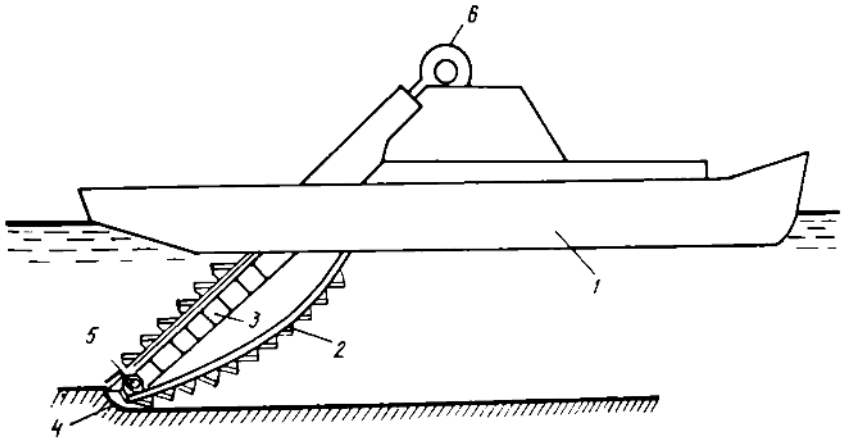


Рис. 2.57. Схема черпакового земснаряда:
1 - судно; *2* - черпаковая цепь; *3* - черпаковая рама; *4* - подводный забой; *5* - нижний барабан; *6* - верхний барабан

горий) используют преимущественно землесосные снаряды, на тяжелых глинистых и гравелистых породах (1, 2, 5, 6-й категорий) - многочерпаковые, на очень тяжелых скальных породах (7-й категории) - одночерпаковые штанговые снаряды.

Для повышения производительности и вовлечения в разработку плотных пород землесосные снаряды оборудуются устройствами с гидравлическими и механическими рыхлителями. Дезинтеграция (разрыхление) пород в подводном забое может быть послойной и объемной. В первом случае разрыхление осуществляется с поверхности забоя, во втором рабочие органы рыхлителей погружаются в разрыхляемый массив.

Гидравлические рыхлители с дистанционным управлением рекомендуется использовать на песчано-гравийных горных породах с содержанием каменистых негабаритных включений не более 0,1% и при отсутствии цементации. При наличии негабаритных включений перед всасывающим отверстием необходимо устанавливать съемную защитную решетку. Эжекторный наконечник с управляемым гидрорыхлителем бокового расположения применяется для разработки песчано-гравийных пород при отсутствии негабаритных включений и цементации. Для песчано-гравийных горных пород при отсутствии цементации и содержании каменистых негабаритных включений не более 0,1% рекомендуется также эжекторный наконечник, но уже центрального типа с лобовым гидрорыхлителем.

Для разработки трудноразрыхляемых пород: суглинков, глин, песчано-гравийных пород с прослойками глины и содержанием включений негабаритных пород не более 0,02% землесосный снаряд должен быть оснащен фрезерно-гидравлическим либо эжекторно-фрезерным рыхлителем, причем лучше использовать фрезы с отвальной формой ножей.

Довольно часто при разработке материковых обводненных карьеров встречаются песчано-гравийные грунты, содержащие до 1% негабаритных включений, с высокой плотностью при средней цементации. Для подготовки их к выемке рекомендуется использовать вибрационные рыхлители с насадками и для увеличения глубины эффективного грунтозабора применять дополнительно эжектирование.

Зачастую донные рыхлые отложения речных и особенно озерных месторождений прорастают водяными растениями. Разработка их обычными средствами затруднительна. Поэтому созданы специальные фрезерные рыхлители с корнерезным устройством. Рыхлители этого типа используются при разработке горных пород, в которых содержание растительных и слабокаменистых включений не регламентировано. Содержание твердых каменистых включений размером, превышающим 0,2 диаметра всасывающей трубы, не должно составлять более 0,02%. Фрезы должны быть с ножами отвальной формы.

Содержание каменистых негабаритных включений может быть различным. Если оно составляет до 3%, то на всасывающем

трубопроводе устанавливают дробилку (например, конструкции ВНИИнеруд).

ВНИПИИстромсырье разработаны и изготовлены опытно-промышленные образцы земснарядов 400-100П и 180-60П с погружным грунтовым насосом производительностью по пульпе соответственно 4000 и 2500 м³/ч. Использование погружного землесоса позволяет увеличить глубину отработки пород до 30 м, повысить производительность добычи на 30-80%, снизить удельный расход электроэнергии на 20-25%, уменьшить износ рабочих органов грунтовых насосов в 1,5-1,7 раза.

Технология отработки месторождений земснарядами включает следующие этапы:

подготовительные работы (монтаж магистрального пульповода, подготовка берегового подключения и организация электроснабжения, освещения и др.);

подготовка первоначального фронта;

разработка участков в соответствии с проектной очередностью.

Подготовка первоначального фронта работ заключается в проходке начального котлована, размеры которого задаются условиями размещения в нем землесосного снаряда с несколькими секциями плавучего пульповода; чаще всего эти размеры принимаются в пределах трехкратной ширины и двухкратной длины земснаряда с минимальным числом секций плавучего пульповода.

Фронт работ земснаряда в начальный период разработки может создаваться не только котлованом, но и проходкой специальных разрезных траншей непосредственно от водоисточника, обычно от реки (рис. 2.58).

Разработка участков должна осуществляться согласно их очередности. На рис. 2.59 приведены односторонняя и двусторонняя схемы разработки месторождений. Участки длиной C и шириной, равной ширине заходки a, отрабатываются в последовательности *I-1*, *I-2*,..., *I-8*, *II-1*,..., *II-8* (см. рис. 2.59, *а*) и *I-1*,..., *I-12*, *II-1*, *II-2* (см. рис. 2.59, *б*).

Длину плавучего пульповода необходимо принимать в зависимости от расстояния и высоты транспортирования пульпы, сокращая ее до 50-100 м при предельных расстояниях транспортирования и увеличивая до 300-400 м при небольшом расстоянии транспортирования. Расстояние между местами берегового подключения r принимается равным длине плавучего пульповода.

К параметрам разработки месторождений земснарядами относятся: размеры уступа в его надводной и подводной частях, размеры блока, продолжительность работ без переукладки пульповода и принятый порядок перемещения фронта работ.

При определении высоты уступа учитывают характеристику разрабатываемых пород, тип земснаряда, характер обрушения уступа и принятый порядок выемки. Уступы большой высоты во

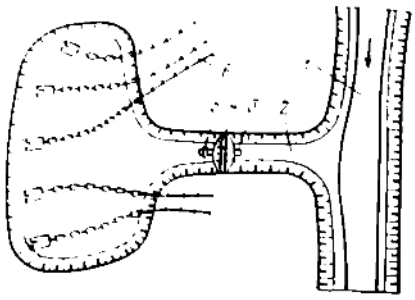
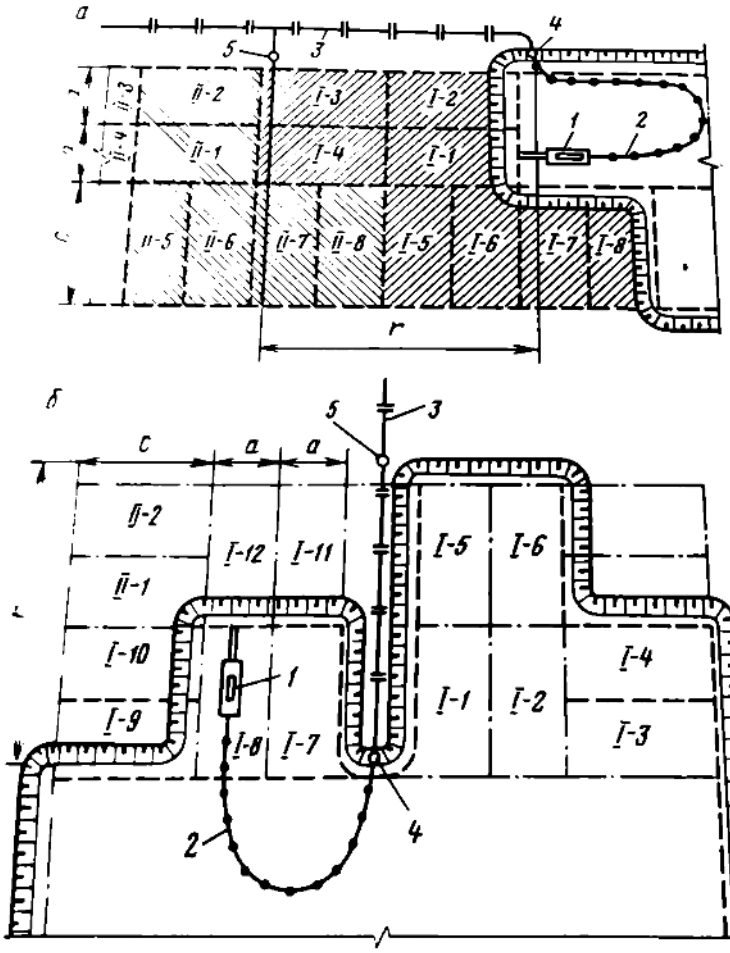


Рис. 2.58. Схема создания первоначального фронта работ земснаряда разрезной траншеей от реки: *1* - река; *2* - начальная траншея; *3* - труба для подачи воды; *4* - перемычка плавучего пульповода; *5* - задвижка; *6* - сухопутный пульповод

Рис. 2.59. Односторонняя (*а*) и двусторонняя (*б*) схемы разработки месторождения земснарядом: *1* - земснаряд; *2* - плавучий пульповод; *3* - береговой пульповод; *4* - первое береговое подключение плавучего пульповода; *5* - второе береговое подключение



многих случаях более целесообразны, так как они позволяют разработать большее количество породы с одного положения земснаряда. Высота подводной части уступа достигает 15 м и более.

Размеры участка (блока) определяются теми же факторами, что и высота уступа, и зависят также от принятой последовательности разработки и скорости годового подвигания.

Техническая производительность земснаряда по породе ($м^3/ч$) определяется по формуле

$$Q_т = Q_п \rho_о K_э / (q_в + 1 - m), \quad (2.186)$$

где $Q_п$ - производительность землесоса по пульпе, $м^3/ч$; $\rho_о$ - плотность воды, $т/м^3$; $K_э = 0,9$ - коэффициент, учитывающий уменьшение производительности земснаряда при большой высоте уступа; $q_в$ - расход воды на разработку и транспортирование 1 $м^3$ породы, $м^3$; m - пористость породы.

Годовая производительность земснаряда ($м^3$)

$$Q_г = Q_т T_з K_в a^{\mu}, \quad (2.187)$$

где $T_з$ - годовой фонд рабочего времени земснаряда, ч; $K_в$ - коэффициент использования земснаряда во времени; $a = 0,95$ - коэффициент, учитывающий наличие перекачных станций; μ - число перекачных станций.

Производительность земснаряда по пульпе ($м^3/ч$)

$$Q_п = Q_в / \rho_п, \quad (2.188)$$

где $Q_в$ - производительность земснаряда по воде, $м^3/ч$; $\rho_п$ - плотность пульпы, $т/м^3$;

$$\rho_п = [q_в \rho_о + \rho_{гп}(1 - m)] / (q_в + 1 - m); \quad (2.189)$$

$\rho_{гп}$ - плотность породы, $т/м^3$.

Часовая производительность многочерпакового земснаряда - драги ($м^3/ч$) при непрерывной работе и постоянной скорости движения черпаковой цепи определяется по формуле

$$Q_д = 60 n_ч E_ч K_н / K_р, \quad (2.190)$$

где $n_ч$ - число черпаний в минуту; $E_ч$ - вместимость черпака, $м^3$; $K_н$ - коэффициент, учитывающий наполнение черпаков (для песка $K_н = 0,6 \div 0,9$; для глины и глинистых пород $K_н = 0,4 \div 0,7$); $K_р$ - коэффициент разрыхления породы (в зависимости от гранулометрического состава и плотности породы для песка, супеси и гравия $K_р = 1,08 \div 1,17$; для глины $K_р = 1,3 \div 1,45$).

Суточная производительность драги определяется по формуле

$$Q_{дс} = 24 Q_д K_{нд}, \quad (2.191)$$

где $K_{нд}$ - коэффициент использования драги во времени;

$$K_{нд} = T_{чр} / 24, \quad (2.192)$$

где $T_{чр}$ - время чистой работы драги в течение суток, ч.

В зависимости от времени года и расположения месторождения $K_{кд}$ изменяется в широких пределах. На Среднем Урале для драг с вместимостью черпака $E_ч$ = 250 л коэффициент использования изменяется от 0,52 (декабрь) до 0,86 (май), для драг с $E_ч$ = 380 л - от 0,6 (октябрь) до 0,33 (ноябрь); в Восточной Сибири для этих же типов драг $K_{кд}$ изменяется соответственно от 0,61 (декабрь) до 0,79 (июль) и от 0,47 (декабрь) до 0,76 (июнь).

На гидромеханизированных открытых разработках наибольшее распространение получил напорный транспорт пульпы (существует также безнапорный транспорт пульпы по трубам, лоткам, канавам).

В эксплуатационных расчетах гидротранспорта определяют скорость гидротранспортирования, необходимый диаметр пульповода, потери напора, производительность землесосов по пульпе и необходимое их число на трассе. Методику этих расчетов, основанную на экспериментальных и теоретических исследованиях, разработал ВНИПИИстромсырье.

2.9.3. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ ПЛАВУЧИМИ ГРЕЙФЕРНЫМИ УСТАНОВКАМИ

Для отработки полностью, а в ряде случаев и частично обводненных месторождений гравийно-песчаных пород и песка при отсутствии возможности или экономической целесообразности их осушения используются плавучие грейферные установки. Применение плавучих установок позволяет отрабатывать обводненные запасы на большую глубину, что обеспечивает более полное использование природных ресурсов. Почти 60% гравийно-песчаных месторождений имеют полностью или частично обводненные запасы, которые во многих случаях остаются неотработанными. Это, как правило, происходит на тех месторождениях, которые имеют значительную мощность обводненной полезной толщи (30-100 м) и высокое содержание гравия в горной массе (40-80%). Работающие в нерудной промышленности земснаряды обычной конструкции не могут обеспечить выемку гравийно-песчаных пород с глубины более 15 м. При разработке пород с содержанием гравия более 20% производительность земснарядов снижается на 3%, а при содержании гравия более 40% или валунов крупнее 150 мм более 3% применение земснарядов такого типа становится нецелесообразным.

Применение многочерпаковых снарядов и драг возможно при выемке гравийно-валунных пород, но глубина черпания при этом ограничивается, как правило, 10 м.

Преимущество плавучих грейферных установок заключается: в их приспосабливаемости к разнообразным, зачастую сложным условиям залегания полезной толщи, особенно к неровной подошве

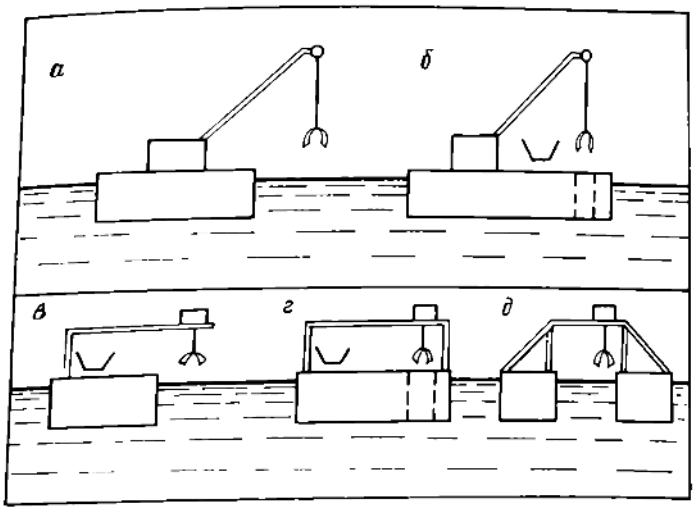


Рис. 2.60. Плавучие грейферные установки

залежи; в их прочной, достаточно простой и надежной конструкции и возможности автоматизации рабочих операций; большой глубине черпания (до 80 м); способности работать на породах с большим содержанием гравия и валунов.

Передвижение плавучих установок осуществляется при помощи папильонажных тросов.

При отработке взорванных скальных, в первую очередь, карбонатных пород, из-под воды также следует считать перспективным применение плавучих грейферных установок с большой вместимостью ковша (более 5 м^3). При этом особое внимание должно уделяться выбору конструкции ковша (они должны быть преимущественно многочелюстными) и обеспечению хорошего рыхления пород взрывными работами.

В настоящее время, в основном за рубежом, изготавливают грейферные установки стрелового и мостового типов (рис. 2.60). Установки первого типа в зависимости от длины и вылета стрелы могут применяться для разработки как донных отложений (полностью обводненных залежей), так и участков, залегающих выше уровня воды, т.е. частично обводненных залежей (см. рис. 2.60, *а*). Применяются также грейферные установки, стрела которых может перемещаться только в вертикальной плоскости (см. рис. 2.60, *б*). Ковш к забою опускается через прорезь в понтоне при стреле, опущенной в крайнее положение. Разгрузка ковша производится в бункер, расположенный между прорезью в понтоне и узлом крепления пяты стрелы. Плавучие грейферные установки мостового типа оборудуются грейферной тележкой и по конструкции основной

рамы могут быть выполнены с консолью или без нее. В первом случае (см. рис. 2.60, *в*) тележка, к которой крепится грейферный ковш, перемещается по консольным балкам и позволяет разрабатывать полезное ископаемое за габаритами понтона, в том числе и на участках выше его осадки. Во втором случае (см. рис. 2.60, *г*, *д*) могут разрабатываться участки месторождения, расположенные ниже осадки понтона. Плавучие грейферные установки мостового типа более совершенны по конструкции, чем стреловые, более устойчивы при сравнительно небольших размерах понтонов, что позволяет использовать на них ковши большой вместимости.

Применяются также плавучие грейферные установки с неподвижно закрепленными головными блоками ковша и подвижным бункером. Ковш перемещается только по вертикали. Приемный бункер передвигается по рельсам на специальной тележке. Бункер подходит под груженый ковш, который разгружает в него горную массу. Затем бункер отходит в сторону, освобождая путь для движения ковша в забой. Из бункера горная масса разгружается на конвейер.

По размещению оборудования на понтоне грейферные установки бывают смонтированы на одном понтоне (см. рис. 2. 60, *а, б, в, г*) и на двух раздельных понтонах (см. рис. 2.60, *д*).

Применяемые за рубежом грейферные плавучие установки часто снабжаются перерабатывающим оборудованием. Как правило, они имеют грохоты для разделения гравийно-песчаных пород на фракции, конвейеры, в отдельных случаях дробилки и силосы для складирования материала. Грохоты при этом выполняют функцию обезвоживающего оборудования. Предварительное частичное обезвоживание необходимо при транспортировании горной массы на значительное расстояние баржами и во всех случаях при использовании ленточных конвейеров. Отходы после промывки сбрасываются в выработанное пространство акватории. Часто бункера, в которые разгружаются грейферные ковши, перекрываются колосниковыми решетками, отделяющими валуны крупнее 150-200 мм, эти валуны также сбрасываются в выработанное пространство. В ряде случаев грейферные установки оборудуют двумя ковшами, во время подъема одного происходит опускание второго.

Опыт эксплуатации грейферных установок показывает, что при больших глубинах разработки (30-40 м) экономически целесообразно использование установок с ковшами вместимостью 3-4 м^3 и выше.

Производительность плавучих грейферных установок определяется по тем же расчетным формулам, что и одноковшовых экскаваторов.

2.9.4. ГИДРОМЕХАНИЗИРОВАННАЯ ДОБЫЧА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ШЕЛЬФЕ

Запасы строительных материалов на континентальном шельфе, по мнению ряда исследователей, практически не ограничены. В той или иной мере их добычу ведут все страны, имеющие морские границы. Интересен в этом отношении опыт зарубежных стран.

В США ежегодно добыча песка и гравия со дна морей составляет около 500 млн т, причем осуществляет ее более 30 фирм страны. В качестве сырья для цементной промышленности широко добываются с шельфа ракушечный песок и ракушка. Добычные работы осуществляются у побережья штатов Вашингтон и Луизиана, в заливе Сан-Франциско, на побережье Флориды. Добыча осуществляется как землесосным, так и грейферным снарядами.

Эжекторно-землесосным снарядом производится добыча песка у берегов Исландии, являющегося сырьем для портландцемента. Месторождение расположено в 16 км от берега на глубинах до 41 м при мощности пласта 0,9-3,9 м. Производительность используемого земснаряда составляет 6 тыс. $м^3$ пульпы при содержании в ней твердого 3-5%.

Разработка песка и гравия производится на шельфе Новой Зеландии, песка - на шельфе Австралии. Ежегодно на 6% увеличивается подводная добыча песка и гравия в Англии, причем добытое полезное ископаемое идет не только на собственные нужды, но и на экспорт в Бельгию, ФРГ, Францию и Нидерланды. Разрабатываемые месторождения песка находятся на глубинах от 16 до 30 м, мощность продуктивного пласта от 1 до 10 м, однако осваиваются месторождения, расположенные на глубине 60 м и более, в связи с увеличением спроса на гравий и песок.

Большой объем морских гидромеханизированных работ по добыче устроительных материалов приходится на долю Японии. Если в 1970 г. Япония добывала 580 млн т песка и гравия, то в настоящее время уже более 1 млрд т.

Разработка песка и гравия ведется землесосными и грейферными снарядами, а также подводными земснарядами, перемещающимися по дну, не зависящими от морских волнений, что весьма значительно увеличивает их коэффициент использования во времени.

Большие объемы подводных добычных работ выполняются на Балтике (Санкт-Петербург, Таллинн, Рига, Вентспилс и др.), на Черном и Азовском морях, на шельфе Дальневосточных морей.

Основные сведения о подводной добыче строительных материалов приведены в табл. 2.20.

Таблица 2.20

Добыча строительных материалов на шельфе б. СССР

Место расположения	Характеристика продукции	Технические средства для добычи
Терновский участок Днестровской банки (5-7 км от берега, глубина моря 9-11 м, мощность 1,5-2,5 м)	Средне- и мелкозернистые пески с ракушкой (12-15%)	Земснаряды ЗС-20, "Арабатский", "Азовский"
Донузлавское месторождение (в 32 км к северо-западу от Евпатории)	Ракушечный песок с примесью глинистых частиц до 5%	Земснаряды "Черное море", "Ясенский"
Любимовское месторождение (в 6 км к северу от Севастополя)	Средне- и крупнозернистые пески с глинистыми примесями (2%) и примесью ракушки до 50%	Рефулерный земснаряд
Ялтинская бухта (в 2 км от р. Водопадная)	Гравий (5 мм) 13-16%, глинистые частицы - 4-6%, ракушка - 20%, песок - 60%	Несамоходная рефулерная баржа
Чалкинское месторождение (в 3 км от берега, глубина моря 12-16 м)	Песок	То же
Керченское месторождение (в 10 км от Керчи, в проливе, мощность песков 4 м, сверху ил мощностью 2-3 м)	Ракушка - 30%, песок - 70%	Грейферный снаряд
Скадовское месторождение (Херсонская обл., порт Скадовск)	Песок	Рефу́лерная баржа
Село Гонио (11 км от Батуми, глубина 4 м)	–"–	1000-тонный несамоходный лихтер с двумя грейферными кранами
Кабардинка (глубина 5-8 м)	–"–	Рефулерная несамоходная баржа
Финский залив	–"–	Земснаряды ДЭ-725, ДЭ-25, транспорт – шаланды; земснаряды 500-6006, 300-40
Вентспилс	–"–	Земснаряд 350-50
Татарский пролив (около порта Ванино)	–"–	Земснаряд "Выборгский", рефулерная баржа
Залив Анива (о-в Сахалин)	–"–	Рефулерная баржа

2.10. СТРУКТУРЫ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ГОРНЫХ РАБОТ

2.10.1. КЛАССИФИКАЦИЯ СТРУКТУР КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

Под структурой комплексной механизации горных разработок понимают комплекс горного, транспортного, вспомогательного и дробильно-сортировочного оборудования, используемый в карьере и обеспечивающий планомерную выемку и перемещение пород. Основное требование, предъявляемое к принятой на карьере структуре комплексной механизации, состоит в том, что отдельные машины и механизмы, входящие в комплект оборудования, должны соответствовать друг другу по рабочим параметрам мощности и производительности. Структура комплексной механизации должна удовлетворять требованиям безопасности горных работ, полноты извлечения запасов полезного ископаемого и обеспечения нужного качества добываемого сырья.

Выбор структуры комплексной механизации зависит от природных, технологических, технических, организационных и экономических факторов.

Природные факторы: крепость (категория) вскрышных пород и полезного ископаемого, форма, размеры и элементы залегания полезного ископаемого, горно-геологические условия, вид, назначение и качество добываемого полезного ископаемого, климатические условия района месторождения и рельеф поверхности карьерного поля.

Технологические и технические факторы: мощность предприятия, наличие и возможность приобретения основных видов горного и транспортного оборудования, источники энергоснабжения.

Организационные факторы: годовой и суточный режимы работ, сроки строительства и строения проектной мощности, наличие и возможность привлечения квалифицированных кадров и др.

Экономические факторы: размер капитальных затрат, возможные величины себестоимости продукции, производительность труда, размер прибыли и др.

В первую очередь дается принципиальная оценка возможности применения структур комплексной механизации по техническим и природным факторам. Затем наиболее вероятные к применению комплексы по совокупности природных, технических, технологических, организационных факторов сопоставляются по экономическим показателям. Выбор наиболее эффективной комплексной механизации методом технико-экономического анализа состоит в установлении варианта, характеризущегося минимальными затратами, т.е.

$$C_э П_к + E_н C_к \rightarrow \min, \qquad (2.193)$$

где C_i - себестоимость продукции при использовании данной структуры комплексной механизации, руб/м^3; $П_к$ - производственная мощность карьера, м^3/год; $E_н$ - отраслевой нормативный коэффициент эффективности капиталовложений (для предприятий промышленности строительных материалов $E_н$ = 0,12÷0,17); $C_к$ - капитальные вложения по структуре, руб.

При выемочно-погрузочном оборудовании непрерывного действия комплексы оборудования, составляющие структуру комплексной механизации, называются выемочными, при выемочно-погрузочном оборудовании цикличного действия - экскаваторными. Комплексы для вскрышных работ включают средства механизации отвальных работ, а комплексы для добычных работ - средства механизации разгрузочных работ и в ряде случаев - дробильно-сортировочное оборудование, устанавливаемое в карьере.

По виду транспортного оборудования комплексы называются автомобильными, железнодорожными, конвейерными и специальными. По заключительному звену грузопотока комплексы называются отвальными (при производстве вскрышных работ) и разгрузочными (при добычных работах). К примеру комплекс, используемый на вскрышных работах и включающий одноковшовые экскаваторы и автотранспорт, является экскаваторно-автомобильно-отвальным.

Буровое, выемочно-погрузочное, транспортное, отвальное, вспомогательное и перерабатывающее оборудование, технологически и организационно объединяемое одним грузопотоком, составляет комплекс оборудования грузопотока. Грузопоток, включающий оборудование, используемое непосредственно в карьере, называется карьерным.

Структуры комплексной механизации (по В.В. Ржевскому) подразделяются на шесть классов.

Первый класс - выемочно-отвальные комплексы (ВО), включает многочерпаковые экскаваторы (роторные и цепные), консольные отвалообразователи, самоходные конвейеры-перегружатели и транспортно-отвальные мосты.

Второй класс - экскаваторно-отвальные комплексы (ЭО). Основными машинами этих комплексов для нерудных карьеров являются драглайны (в основном шагающие), используемые для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. К этому классу относятся скреперные комплексы и специфические для нерудных карьеров комплексы, включающие одноковшовые экскаваторы, самоходные бункера-питатели, консольные отвалообразователи и транспортно-отвальные мосты.

Для двух первых классов структур характерно отсутствие собственно транспортного оборудования.

Третий класс - выемочно-транспортно-отвальные комплексы (ВТО). Они включают экскавационные и транспортное оборудование непрерывного действия, используемое для механизации вскрышных работ.

Четвертый класс - экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы (ЭТО). Они включают экскавационные машины цикличного действия (одноковшовые экскаваторы, одноковшовые колесные погрузчики, бульдозеры и т.п.) и практически все известные виды карьерного транспорта.

Пятый класс - выемочно-транспортно-разгрузочные комплексы (ВТР). Они включают выемочно-погрузочное, транспортное и разгрузочное оборудование непрерывного действия.

Шестой класс - экскаваторно-транспортно-разгрузочные комплексы (ЭТР), которые включают экскавационное оборудование цикличного действия, карьерный транспорт различного вида и разгрузочное оборудование.

Первые четыре класса комплексов оборудования используются для механизации вскрышных работ, два последних - для механизации добычных работ.

Отличительной особенностью комплексов, используемых для механизации добычных работ, является наличие разгрузочно-приемных комплексов, располагаемых в определенных местах, как правило, на весь срок отработки месторождения. Эти комплексы зачастую включают в себя дробильно-сортировочные установки, размещаемые непосредственно в карьере. Основным требованием, предъявляемым к структурам комплексной механизации добычных работ, является обеспечение равномерной и бесперебойной подачи полезного ископаемого на переработку.

По виду оборудования, которое входит в структуры комплексной механизации, они подразделяются на структуры с оборудованием цикличного действия, с оборудованием циклично-непрерывного действия, с оборудованием непрерывного действия. В соответствии с этим подразделяются и технологии горных работ. Цикличная технология базируется на использовании комплексов оборудования цикличного действия, при которых все основные процессы осуществляются оборудованием цикличного действия. Циклично-поточная технология предусматривает применение комплексов с оборудованием цикличного и непрерывного действия. Поточная технология осуществляется с помощью комплексов, в которых в качестве основного транспортного оборудования используются машины непрерывного действия.

Многие рассматриваемые ниже технологические схемы горных работ и структуры комплексной механизации могут быть применены при производстве как добычных, так и вскрышных работ. Однако на карьерах нерудного сырья основной объем горных работ выполняется при добыче полезного ископаемого. Поэтому особое внимание уделено добычным работам.

В настоящее время цикличная технология является основной при производстве горных работ на карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых. С использованием этой технологии производится более 90% всего объема горных работ. Цикличная технология практически не имеет ограничений в применении по природным и горнотехническим факторам.

Преимущественному применению на карьерах по добыче минерального строительного сырья цикличной технологии горных работ способствуют достоинства автомобильного транспорта, который является основным видом транспорта при этой технологии. Высокая маневренность автотранспорта значительно облегчает производство горных работ, особенно в сложных горно-геологических условиях и при высоком темпе подвигания фронта работ. При использовании автотранспорта существенно сокращаются сроки выполнения горно-капитальных работ и тем самым сроки ввода предприятия в эксплуатацию.

Кроме одноковшовых экскаваторов при совместной работе с автотранспортом могут быть использованы и одноковшовые фронтальные погрузчики на гусеничном или пневмоколесном ходу.

Наиболее перспективно использование одноковшовых тракторных погрузчиков на пневмоколесном ходу при добычных работах на песчаных и песчано-гравийных месторождениях. При хорошо взорванной скальной породе применение погрузчиков может дать высокий эффект.

Одним из недостатков погрузчиков при выемке пород массива является ограниченная высота черпания. Этот недостаток может быть устранен искусственной заоткоской уступов.

Иногда для добычных работ на карьерах глин, песчаных и песчано-гравийных используют колесные скреперы. В этом случае применяются специальные бункера-питатели, куда полезное ископаемое поступает непосредственно из скрепера. Скрепер может разгружаться и в промежуточные склады.

Однако этой технологии присущи существенные недостатки. Основными из них являются: малая степень использования основного горнотранспортного оборудования во времени (как правило, не более 50%), низкая производительность труда и высокие затраты на горные работы. Это обусловлено, главным образом, цикличностью производства, значительным числом единиц функционирующего оборудования, трудностью автоматизации технологических процессов и т.д.

Имеющийся опыт ряда карьеров, результаты научно-исследовательских и проектных работ показывают, что значительного повышения производительности труда и снижения себестоимости горных работ можно достичь за счет применения циклично-поточной и поточной технологии.

Сущность циклично-поточной технологии состоит в применении для механизации выемочно-погрузочных работ оборудования цикличного действия и использовании для перемещения пород средств непрерывного транспорта. Основными средствами непрерывного транспорта на карьерах являются ленточные конвейеры и различного вида конвейерные установки (консольные отвалообразователи, конвейеры-перегружатели и т.д.). В определенных условиях при этой технологии целесообразно применение комбинированных видов транспорта - цикличного и непрерывного действия.

Применение циклично-поточной технологии обусловлено невозможностью или малой целесообразностью использования выемочно-погрузочных машин непрерывного действия для экскавации скальных пород, а также мягких вскрышных и песчано-гравийных пород с включениями крупнообломочного материала и валунов.

Основными достоинствами циклично-поточной технологии, обусловленными использованием в комплексах оборудования конвейерного транспорта, являются:

1) возможность значительного улучшения технико-экономических показателей горных работ при использовании уже существующего на карьерах парка одноковшовых экскаваторов; по данным проф. М.В. Васильева, при замене железнодорожного и автомобильного транспорта конвейерным производительность экскаватора возрастает соответственно на 35-40 и 20-25%;

2) улучшение технико-экономических показателей дробильно-сортировочных заводов на 20-30% за счет более ритмичной работы карьерного оборудования;

3) обеспечение более благоприятных, по сравнению с цикличной технологией, условий для комплексной механизации и автоматизации как горных работ, так и всего предприятия в целом.

Циклично-поточная технология в настоящее время является одним из основных направлений совершенствования горных работ на карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых.

В табл. 2.21 приведены комплексы оборудования при циклично-поточной технологии горных работ.

Группа комплексов оборудования с комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом может быть использована для разработки песчано-гравийно-валунных пород. При разработке скальных пород эта группа комплексов является основной для месторождений со сложными горно-геологическими условиями и при выемке разнопрочных карбонатных пород с большим содержанием слабых разностей (свыше 30%).

При разработке песчано-гравийных месторождений комплексы с автомобильно-конвейерным транспортом применяются: при необходимости селективной разработки полезной толщи и большом содержании в полезном ископаемом крупновалунного материала;

Таблица 2.21

Комплексы оборудования при циклично-поточной технологии горных работ

Группа комплекса оборудования грузопотока	Вид разрабатываемых пород	Оборудование			Комплекс (по классификации В.В. Ржевского)	Индекс комплекса
		выемочно-погрузочное	транспортное	связывающее оборудование циклического и непрерывного действия		
С комбинированным колесно-конвейерным транспортом	Песчано-гравийные (осадочные и изверженные)	Одноковшовые экскаваторы	Автосамосвалы и конвейер	Полустационарный бункер-питатель; полустационарная дробильно-сортировочная установка	Экскаваторно-транспортно-погрузочный	Э-А-ПсБП-К Э-А-ПсДУ-К
С передвижными конвейерами	Мягкие вскрышные	Одноковшовый экскаватор, одноковшовый погрузчик	Конвейеры	Самоходный или передвижной бункер-питатель	Экскаваторно-транспортно-отвальный	Э-СБП-К ОП-ПБП-К
	Песчано-гравийные	Одноковшовый экскаватор	–"–	Самоходный бункер-питатель, самоходный дробильный агрегат	Экскаваторно-транспортно-разгрузочный	Э-СБП-К Э-СДА-К
		Одноковшовый погрузчик	–"–	Передвижной бункер-питатель, передвижной дробильный агрегат	То же	ОП-ПБП-К ОП-ПДА-К
	Скальные (осадочные)	Одноковшовый экскаватор	–"–	Самоходный дробильный агрегат	–"–	*Э-СДА-К*
		Одноковшовый погрузчик	–"–	Передвижной дробильный агрегат	–"–	*ОП-ПДА-К*

С самоходными конвейерными установками	Мягкие вскрышные	Одноковшовые экскаваторы	Консольные отвалообразователи, конвейеры-перегружатели	Самоходный бункер-питатель, бункер-питатель, встроенный в отвалообразователь	Экскаваторно-отвальный	Э-СВП-КО Э-СБП-КП

Примечание. Э- экскаватор, А - автосамосвал, ПсБП - полустационарный бункер-питатель, К - конвейер, ПсДУ - полустационарная дробильная установка, СБП - самоходный бункер-питатель, ПБП - передвижной бункер-питатель, СДА - самоходный дробильный агрегат, ПДА - передвижной дробильный агрегат, ОП - одноковшовый погрузчик, КО - консольный отвалообразователь, КП - конвейер-перегружатель.

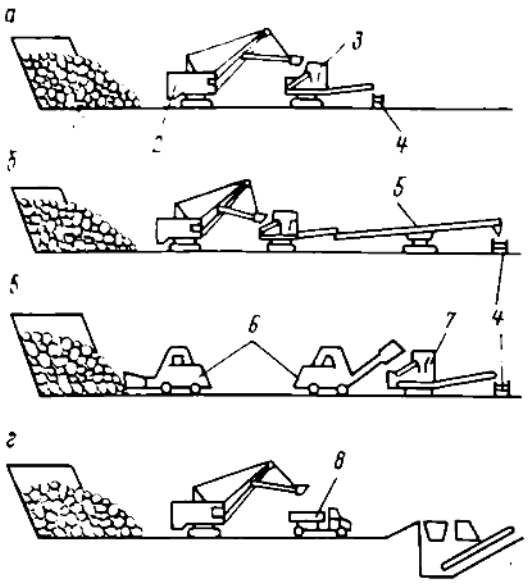


Рис. 2.61. Схемы разработки скальных пород при применении конвейерного транспорта:
1 - развал взорванной породы; *2* - экскаватор; *3* - самоходная дробильная установка; *4* - передвижной ленточный конвейер; *5* - самоходный конвейер-перегружатель; *6* - одноковшовые тракторные погрузчики; *7* - передвижная дробильная установка; *8* - автосамосвал

при целесообразности применения в карьере полустационарных установок первичного дробления и сортировочных установок; при малой длине и высоком темпе подвигания фронта работ.

В комплексах с передвижными конвейерами при разработке скальных (осадочных) пород используются самоходные дробильные агрегаты. Применение этих комплексов целесообразно при разработке месторождений карбонатных пород, однородных по прочности и разнопрочных с содержанием слабых разностей до 30%. Применение самоходных дробилок требует повышенной степени дробления пород взрывом. Комплекс с самоходным дробильным агрегатом (СДА-300) впервые был применен на Березовском карьере Тургоякского рудоуправления.

При разработке скальных пород в зависимости от типа применяемой дробильной установки и места ее расположения в карьере возможны три основные схемы организации горных работ.

1. С использованием самоходной дробилки, устанавливаемой в забое (рис. 2.61, *а*). Погрузка породы в дробилки осуществляется экскаватором через бункер-питатель, который является составной частью дробильной установки и смонтирован на одной с ней платформе. Из дробилок порода попадает на конвейеры, которые транспортируют ее непосредственно к дробилкам второй стадии дробления или к промежуточным складам.

Недостатками схемы являются частое перемещение забойных конвейеров и необходимость ограждения забойных конвейеров при взрывных работах.

Эти недостатки могут быть существенно уменьшены при ус-

тановке между самоходной дробилкой и забойным конвейером самоходного конвейера-перегружателя (рис. 2.61, *б*). Это позволяет размещать забойные конвейеры на большом расстоянии от забоя и реже их передвигать. Самоходные дробилки могут иметь гусеничный, рельсовый и шагающий ход. Наибольшее распространение получил гусеничный ход.

2. С использованием передвижных дробилок, устанавливаемых на рабочей площадке (рис. 2.61, *в*). Выемочно-погрузочные работы и доставка породы к дробилкам могут осуществляться в этих случаях с помощью одноковшовых колесных погрузчиков, а иногда и канатных скреперов. Дробилка и конвейер передвигаются значительно реже, чем при применении предыдущей схемы. Шаг передвижки дробилки определяется целесообразным расстоянием доставки породы из забоя одноковшовым погрузчиком (или канатным скрепером).

3. С использованием полустационарных дробилок, устанавливаемых непосредственно в карьере или на его нерабочем борту (рис. 2.61, *г*). Дробилки целесообразно располагать в местах сосредоточения грузопотоков материала, подвергаемого дроблению. При работе по этой схеме необходимо применять комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт, при котором в качестве забойного используются автосамосвалы.

При двух последних схемах может осуществляться селективная погрузка взорванных пород в забое.

Схема разработки полезной толщи месторождения одним уступом при использовании комплекса с самоходным дробильным агрегатом, при боковом расположении забойных и центральном примыкании соединительных конвейеров показана на рис. 2.62.

При применении комплекса с самоходным дробильным агрегатом наиболее целесообразна отработка уступов продольными параллельными заходками. При этом способе возможна отработка уступов узкими (на одну экскаваторную заходку) и широкими (до двух-трех заходок) полосами с одного положения забойного конвейера. Расстояние по подошве от взрываемого блока до конвейерного става должно быть не менее 50-60 м, и шаг передвижки равен ширине заходки по целику (ширине взрываемого блока породы).

При отработке блока частями одна или две экскаваторные заходки по развалу взорванной породы отрабатываются на прежнее (до передвижки) положение забойного конвейера.

На рис. 2.63 показана схема отработки уступа продольными заходками комплекса Э-СДА-К при боковом расположении забойного конвейера и использовании самоходного конвейера-перегружателя. В этом случае полоса отрабатывается двумя или несколькими экскаваторными заходками по всей длине фронта работ уступа.

Ширина одновременно вынимаемой полосы

$$B_{\text{п}} = R_{\text{чу}} + R_{\text{р}} + l_{\text{р.к}} + l_{\text{э.к-п}} - C_1, \qquad (2.194)$$

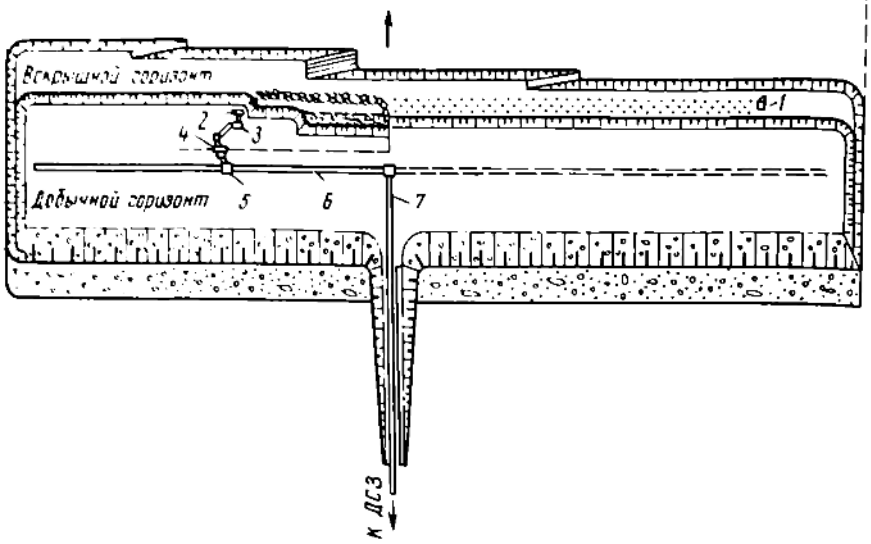


Рис. 2.62. Схема разработки месторождения одним уступом при использовании комплекса с самоходным дробильным агрегатом:
1 - буровой станок; *2* - экскаватор; *3* - самоходный дробильный агрегат; *4* - самоходный конвейер-перегружатель; *5* - бункер забойного конвейера; *6* - забойный конвейер; *7* - соединительный конвейер

где $R_{чу}$ - радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; $R_р$ - радиус разгрузки экскаватора, м; $l_{р.к}$ - вылет разгрузочного консольного конвейера СДА, м; $l_{э.\ к-п}$ - эффективная длина конвейера-перегружателя, м; C_1 - минимальное безопасное расстояние от бровки развала до конвейерной линии, м.

При использовании ленточных конвейеров для перемещения скальных пород, когда подготовка их к экскавации осуществляется буровзрывным способом с получением 90-95% кусков заданного размера, передача взорванной массы от одноковшового экскаватора на конвейер может производиться непосредственно через передвижной или самоходный бункер-питатель с виброгрохотом. К последнему горная масса доставляется автосамосвалами. Прошедшая через решетку грохота горная масса поступает на конвейер, более крупная фракция складируется на рабочей площадке уступа и может в дальнейшем вывозиться на отвал или фабрику. Возможна организация додрабливания крупной фракции непосредственно на рабочей площадке буровзрывным или механическим способом.

Применение комплексов с передвижными конвейерами при загрузке их через самоходные или передвижные бункера-питатели возможно при разработке всех песчано-гравийных месторождений. Однако при этом следует рассматривать це-

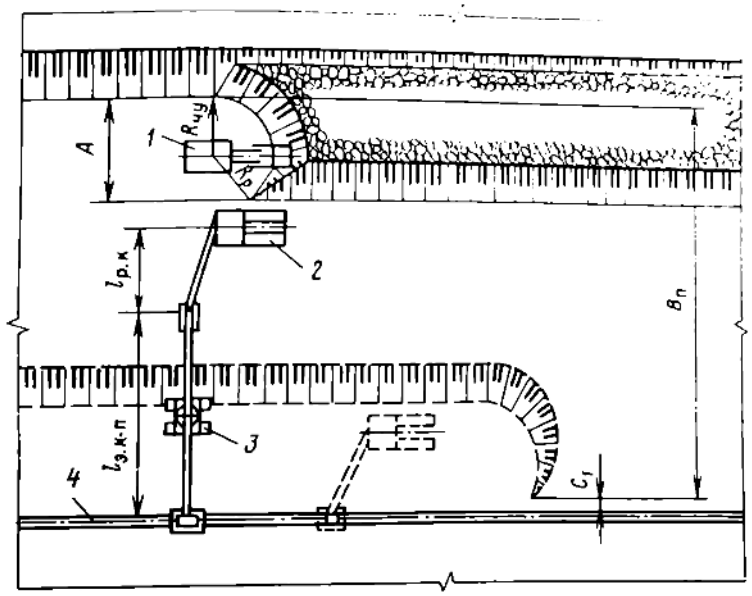


Рис. 2.63. Схема отработки уступа продольными заходками комплексом Э-СДА-К при боковом расположении забойного конвейера и наличии самоходного конвейера-перегружателя:
1 - одноковшовый экскаватор; *2* - самоходный дробильный агрегат; *3* - самоходный конвейер-перегружатель; *4* - забойный ленточный конвейер

лесообразность применения дробилок или сортировочных установок для отделения негабаритных для конвейера валунов. Высота уступов, отрабатываемых с использованием комплексов с передвижными конвейерами, должна составлять, как правило, не менее 5 м.

Комплексы с самоходными конвейерными установками используются для перемещения вскрышных пород в выработанное пространство. Условия их применения определяются условиями применения транспортно-отвальных систем разработки.

Применение поточной технологии целесообразно при разработке: мягких вскрышных пород, не содержащих значительных включений крупнообломочного материала, песчано-гравийных пород, в которых отсутствуют крупные и большие валуны, а содержание средних валунов не превышает 1%.

Окончательный выбор вида технологии, типа и состава комплекса оборудования осуществляется на основе технико-экономических расчетов.

Из экскавационных машин цикличного действия для загрузки забойных конвейерных установок в большинстве случаев используются одноковшовые экскаваторы. Подача породы на ленточные конвейеры осуществляется через передвижные или са-

моходные бункера-питатели. Наиболее распространены ленточные конвейеры с одноковшовыми экскаваторами (преимущественно мехлопатами) при разработке песчано-гравийных пород.

Технологический цикл работы экскаваторов в комплексе с конвейерным транспортом состоит из отработки заходки (паласы) и передвижки забойных конвейеров. В зависимости от типа и конструкции бункеров-питателей и способа выемки породы экскаватором забойные конвейеры передвигают после отработки каждой заходки или после отработки полосы породы, равной по ширине одной или нескольким заходкам.

На добычных работах совместно с ленточными конвейерами для выемки и погрузки пород могут использоваться также бульдозеры и одноковшовые погрузчики.

Бульдозеры применяются преимущественно при разработке песка и песчано-гравийных пород. В ряде случаев их использование оказывается более эффективным, чем одноковшовых экскаватров или одноковшовых погрузчиков. В отечественной практике бульдозеры применялись для добычи и погрузки песка на ленточные конвейеры в карьерах Октябрьского карьероуправления.

Различают челноковую и кольцевую схемы движения бульдозеров к месту разгрузки. При челноковой схеме бульдозер возвращается к месту набора породы задним ходом. Такая схема целесообразна для бульдозеров, у которых скорости заднего хода больше или равны скоростям переднего хода. При кольцевой схеме бульдозер в месте разгрузки разворачивается на 180° и возвращается в забой передним ходом, где снова делает разворот до начала зарезки. Применение этой схемы целесообразно при расстоянии транспортирования свыше 50 м для бульдозеров, имеющих пониженные скорости заднего хода.

Полезную толщу песка и песчано-гравийных пород целесообразно разрабатывать наклонными слоями с размещением специального передвижного бункера на дне карьера. Конструкция бункера-питателя обеспечивает подъезд бульдозера вплотную к верхнему краю приемной воронки. Ее параметры рассчитаны на поступление породы в объеме призмы волочения, перемещаемой бульдозером. Число бульдозеров, загружающих бункер, определяется производительностью конвейера и расстоянием перемещения пород.

При применении бульдозеров на разработке разрыхленных скальных пород для разгрузки ленточных конвейеров или других средств транспорта могут быть использованы бункера гравитационного типа (рис. 2.64).

Одноковшовые фронтальные погрузчики на пневмоколесном ходу наряду с выемочно-погрузочными работами могут выполнять и транспортные функции. Это позволяет использовать совместно с конвейерными передвижные бункера-питатели и передвижные дробильные агрегаты. Выбор типоразмера погрузчика, используемого при циклично-поточной технологии, зависит от объема

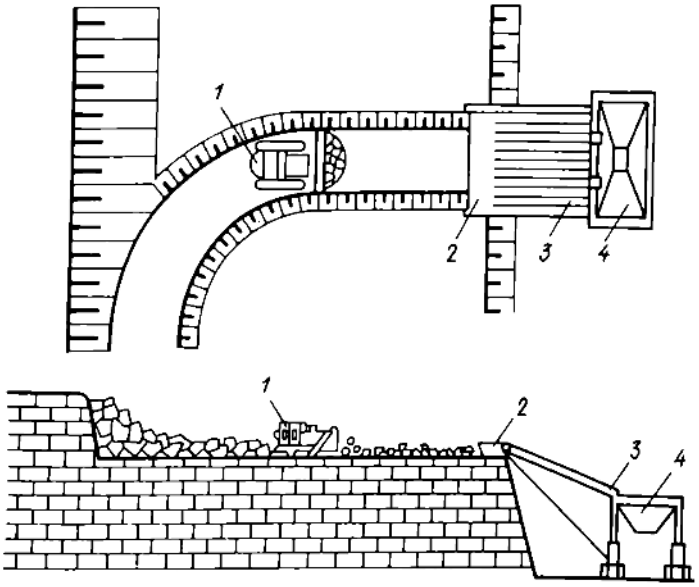


Рис. 2.64. Схема разработки разрыхленных скальных пород при использовании бульдозера и бункера гравитационного типа:
1 - бульдозер; *2* - въездной щит; *3* - перегрузочный щит; *4* - бункер

работ и расстояния транспортирования породы от забоя до места разгрузки. В настоящее время производительность дробильных агрегатов на зарубежных карьерах по добыче нерудных полезных ископаемых, где погрузчики широко применяются, составляет до 1000 т/ч. В этих условиях допустимым расстоянием транспортирования считают: для погрузчиков с ковшом вместимостью 5 м^3 - 150 м, 8 м^3 - 250 м, 9 м^3 - 300 м.

При поперечном перемещении породы в выработанное пространство уступ отрабатывают полосами-панелями с использованием консольных отвалообразователей.

2.10.3. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД

Процесс выемки карбонатных пород оказывает большое влияние на последующие процессы переработки сырья, зависящие от его качества. Разработка карбонатных пород может осуществляться валовой выемкой без сортировки, когда вся взорванная горная масса транспортируется на переработку, или селективно. Валовая выемка, обеспечивая высокую производительность экскавации и транспортирования, не является эффективной при разработке сложноструктурных карбонатных месторождений. Обусловлено это большими расходами на транспортирование и

переработку горной массы, до 30% которой после технологического цикла переработки направляется в отвалы. Поэтому в последнее время при разработке карбонатных пород стали применять схемы с селективной выемкой.

С учетом особенностей месторождений карбонатных пород и, в частности, неоднородности, И.Б. Шлаином предложена классификация схем разработки, в которой в качестве основного признака принят порядок выемки полезного ископаемого. Эта классификация включает девять схем разработки полезной толщи карбонатных пород.

1. Схема разработки месторождения с валовой выемкой пород. Она применяется на месторождениях, характеризущихся однородным прочностным составом пород или любой степенью неоднородности, при: образовании однородного (по размеру кусков) развала; слоях породы одинаковой мощности и дробимости их взрывом; сосредоточении слабых пород и загрязненностей в мелких фракциях взорванной горной массы и незначительной мощности пород. Высота уступа при валовой выемке составляет 6-12 м. В настоящее время стремятся переходить на уступы высотой 15-20 м. Минимальная длина фронта работ, приходящаяся на один экскаватор, обычно рассчитывается из условия обеспечения экскаватора горной массой не менее чем с недельным запасом и деления блока на три участка: в стадии отгрузки, в стадии обуривания и в стадии подготовки к взрыву.

2. Схема с поуступным валовым рыхлением и экскавацией в пределах слоя предусматривает разделение полезной толщи на слои, характеризуемые относительно одинаковыми свойствами. Каждый выделенный слой отрабатывается самостоятельным уступом или подуступом, и выемка в его пределах является валовой. Схема применяется для разработки пород любой степени неоднородности при характеристике пород слоя, отвечающей возможностям его валовой разработки. Высота уступа определяется мощностью пластов (слоев) пород, характеризуемых одинаковой прочностью или одинаковым вещественным составом. Практически высота уступов составляет 4,4-15 м.

3. Схема с поуступным валовым рыхлением и простой селективной выемкой в пределах блока заключается в отработке каждого выделенного слоя самостоятельным уступом и организацией экскаваторного блока в пределах отдельных участков. Подразделение на участки осуществляется в соответствии со свойствами пород. Схема является валовой в пределах отдельного блока. Она применяется для разработки пород любой степени неоднородности при наличии пород различной прочности в разных участках месторождения (по простиранию

или вкрест простирания). Высота уступов та же, что и в предыдущей схеме.

4. Схема с поуступным валовым рыхлением и сложной селективной экскавацией. Полезная толща разделяется на слои мощностью, обеспечивающей наилучшие условия для селективной выемки. Каждый выделенный слой отрабатывается самостоятельным уступом и рыхлится на всю высоту уступа, а экскавация развала производится с внутризабойной сортировкой. Схема выемки является селективной в пределах каждого блока. Горная масса сортируется экскаватором, главным образом, по размеру кусков материала. Данная схема применяется для разработки пород с любой степенью неоднородности при размещении слоев различной прочности по высоте уступа и при сосредоточении слабых пород и загрязненностей во фракциях размером 100-200 мм или более мелких. Высота уступа при данной схеме составляет 4-12 м, в основном 6-8 м.

5. Схема с раздельным рыхлением и сложной селективной экскавацией. Каждый выделенный в полезной толще слой отрабатывается самостоятельным уступом. Рыхление слоя взрывными работами рассчитывается на выделение в процессе образования развала участков (частей блоков) с различной прочностью. Участки отрабатываются с использованием сложной селективной экскавации. Схема не получила применения, однако она перспективна для разработки пород со значительной неоднородностью, но с достаточно закономерным расположением слоев различной прочности по высоте уступа в пределах блока.

6 и 7. Комбинированные схемы разработки: а) с поуступным рыхлением и различными схемами экскавации на отдельных участках месторождения и б) с поуступным и раздельным способами рыхления и различными схемами экскавации на отдельных участках месторождения. Эти схемы представляют собой сочетание и одновременное использование при разработке полезной толщи двух или более ранее описанных схем. Комбинированные схемы применяются при разработке месторождения со значительной неоднородностью пород на различных участках. Долевое участие каждой из систем определяется особенностью пространственного расположения отдельных слоев, их мощностью и прочностью слагающих пород.

8. Схемы разработки с перемещением горной массы бульдозером заключаются в разрыхлении взрывом слоев весьма малой мощности и перемещении взорванной массы бульдозером к передвижным перегрузочным устройствам или в перевалке породы с верхних горизонтов на нижний, где она отгружается экскаватором в средства транспорта. Схема применяется для разработки месторождения со значительной неоднородностью, отно-

сительно закономерным размещением в полезной толще слоев пород различной прочности, при небольших объемах производства и размерах рабочих площадок.

9. Схема разработки с безвзрывным рыхлением пород состоит в последовательном рыхлении площади массива полезной толщи пород с помощью тяжелых тракторных рыхлителей; машин-рыхлителей ударного типа; специальных машин, рассчитанных на получение мелких кусков породы (вплоть до щебня).

Наиболее полно условиям механизации раздельной разработки сложноструктурных месторождений карбонатных пород отвечают тракторные комплексы оборудования, которые предусматривают применение навесного оборудования на тракторных тягачах. Рыхление пород при этом осуществляется безвзрывным способом с использованием механического рыхления или комбинированным способом (взрыванием массива на встряхивание по расширенной сетке скважин с последующим механическим рыхлением). Возможно также использование тракторно-экскаваторных комплексов, при которых предусматривается совместное использование одноковшовых экскаваторов и тракторных тягачей с навесным оборудованием. Тракторные агрегаты, оборудованные рыхлителем, рыхлят породу, перемещают ее в пределах добычного блока и укладывают в штабель для последующей экскаваторной погрузки.

На условия применения различных схем влияют следущие основные факторы: уклон поверхности забоя, угол откоса рабочего уступа, расположение заходки относительно фронта работ, способ отработки заходки и расположение транспортного горизонта.

В зависимости от уклона поверхности забоя возможна отработка уступа горизонтальными (при угле наклона пластов до 20°) и наклонными (при угле наклона свыше 20°) слоями (см. рис. 2.10, 2.11).

Угол откоса рабочего уступа может быть нормальным и выположенным. В первом случае он принимается максимальным (до 70-85°), во втором случае выполаживается до 10-15°.

2.10.4. ОСОБЕННОСТИ ДОБЫЧИ ГЛИН В ЗИМНИХ УСЛОВИЯХ

Способы добычи глины на карьерах кирпичных и керамических заводов во многом определяются методами производства готовой продукции.

Для кирпичных заводов с производством кирпича пластическим способом важное значение имеет возможность усреднения сырья в забое. В карьерах, где разрабатываемая толща глин состоит из разнородных пластов, дающих при смешении сырье, вполне пригодное для производства кирпича или керамических блоков, возможность усреднения приобретает особую ценность и

является одним из средств дополнительной переработки сырья. Это достигается при применении цепного многочерпакового экскаватора, который отрабатывает уступ параллельными стружками.

На карьерах заводов сухого или полусухого прессования технология добычи должна обеспечить получение глин, однородных по влажности, гранулометрическому составу и керамическим свойствам. Следовательно, если пропластки глин, слагающие полезную толщу, различаются по своим свойствам, то их надо разрабатывать селективно. На карьерах заводов сухого прессования при заготовке глины для глинохранилищ (конусов) рекомендуется ее подсушка на откосах забоя. Для этого необходимы экскавация стружек небольшой толщины, соответствующая ориентация забоя относительно солнца, пологий угол откоса забоя и большая длина фронта работ.

Большинство карьеров кирпичных заводов работает сезонно. Для карьеров центральных районов Европейской части России сезон продолжается с мая по октябрь. Добытая летом глина складируется в глинохранилища или конусы, которые на зиму утепляют. Как правило, на зиму складируется не менее 60% всего количества сырья, добываемого на карьерах. Некоторые кирпичные и керамические заводы круглогодично используют сырье только из конусов и глинохранилищ. Выемка из них глины осуществляется обычно многочерпаковыми экскаваторами. Таким образом, глина экскавируется дважды, что при разработке разнородных сортов дает хорошее усреднение ее качества и в ряде случаев является необходимым. Однако это значительно удорожает себестоимость добычи.

Наиболее распространенным способом разработки глин при круглогодовом режиме работ на карьерах кирпичных и керамических заводов является утепление массива полезного ископаемого, предназначенного для отработки в зимний период.

В зависимости от видов укрытий и утепления поверхности карьера способы разработки в зимних условиях можно подразделить: на упрощенные (пахота, боронование, снегозадержание); с образованием ледяной корки и воздушной прослойки между поверхностью разрабатываемого массива и слоем льда; с укрытием утепляющими материалами (опилки, торфяная мелочь, шлак и т.д.); с использованием тепляков и полужестких укрытий.

Наибольшее распространение получили способы предохранения поверхности разрабатываемого уступа глины от промерзания путем укрытия утепляющими материалами. При этом утепляемая поверхность уступа и его откос покрываются различными материалами, камышовыми или соломенными матами, брезентовыми укрытиями, строительным войлоком, древесными стружками или минеральным утеплителем, пенопластовыми плитами, опилками, торфом и т.п. Наиболее часто в качестве утепляющего материала применяются опилки.

Максимальная глубина промерзания грунта (см), незащищенного снегом, определяется по формуле

$$h_п = 60(4P - P^2), \quad (2.195)$$

где $P = T_0 L_0/1000$; T_0 - среднемесячная отрицательная температура, °С; L_0 - число дней с отрицательной температурой в данный период.

Требуемая толщина слоя утеплителя (см)

$$H_{ут} = h_п/K \text{ или } H_{ут} = (h_п - H_{ум})/K, \quad (2.196)$$

где $H_{ум}$ - величина уменьшения глубины промерзания глины под влиянием снежного покрова, см ($H_{ум} = 2{,}8H_{сн}$); $H_{сн}$ - толщина снежного покрова, см; K - коэффициент, зависящий от теплоизоляционных свойств утеплителя.

Значения коэффицента K для различных видов утепляющего материала приведены ниже.

Глина	1	Торф фрезерный	2,4
Растительный грунт	1,1	Опилки	2,4
Камышит	1,9	Хвоя	2,6
Солома	2,1	Снег	2,8

Наиболее дешевыми и в то же время имеющими достаточно высокие теплоизоляционные свойства утеплителями являются опилки и фрезерный торф.

При отработке утепленного массива в зависимости от расположения применяемого оборудования возможны две схемы ведения работ:

1. С размещением экскаваторного и транспортного оборудования на верхней площадке отрабатываемого уступа. При использовании многочерпаковых цепных экскаваторов разработка ведется по всему фронту отрабатываемого участка фронтальным забоем. На определенное время (сутки, смену), от утеплителя освобождается по фронту работ некоторая часть уступа, которая может обеспечить производительность карьера на это время. При использовании одноковшовых экскаваторов (обратных мехлопат и драглайнов) разработка уступа ведется торцевым забоем.

В этом случае утеплитель удаляется по ширине экскаваторной заходки на величину планируемого подвигания добычного экскаватора.

2. С размещением экскаваторного и транспортного оборудования на подошве отрабатываемого уступа. Размещение горнотранспортного оборудования на подошве отрабатываемого уступа более благоприятно для утепления массива. Однако в ряде случаев это требует дополнительных горно-капитальных работ, а также систематического осушения подошвы карьера.

При добыче глины с использованием тепляков в зимний период над забоем монтируют специальные закрытые отапливаемые

Эффективность наносоулавливания оценивается коэффициентом аккумуляции $K_{ак}$:

$$K_{ак} = V_{ак} / V_{пер}, \quad (2.198)$$

где $V_{ак}$ - . объем аккумулированных наносов, м^3; $V_{пер}$ - первоначальный объем выработки, м^3.

2.11. ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ ШТУЧНОГО КАМНЯ

Под штучным камнем понимается отделенный от массива природный камень, который используется в строительстве либо непосредственно (стеновой камень, стеновые блоки, брусчатый и бортовой камень), либо после последующей разрезки и, при необходимости, механической обработки (блоки-заготовки для производства облицовочных материалов, стенового камня и блоков, брусчатого и бортового камня; блоки-заготовки для архитектурно-строительных и монументальных сооружений).

Можно выделить три типа карьеров по добыче штучного камня:

карьеры по добыче блоков из твердых пород (гранит, диорит, лабрадорит, габбро, базальт, диабаз, кварцит и др.);

карьеры по добыче блоков из пород средней твердости (мрамор, мраморизованный известняк, песчаник) и мягких (травертины, органогенные известняки);

карьеры по добыче стенового камня и стеновых блоков (известняки, вулканический туф и т.п.).

В СНГ разрабатывается свыше 150 месторождений облицовочного камня. Основные районы добычи блоков - Украина, Урал, Карелия, Казахстан, Узбекистан, Грузия, Армения. На долю гранита и других прочных пород приходится 57 месторождений, мрамора и мраморизованных известняков - 63. На остальных добываются блоки из пород малой прочности.

Разработке карьеров штучного камня сопутствуют те же по названию технологические процессы: подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование, отвалообразование. Однако, если при выполнении вскрышных работ они полностью или частично совпадают с уже вышерассмотренными для обычных карьеров, то содержание этих процессов на добыче штучного камня существенно отлично.

Рассмотрим основные процессы на добыче блоков и стенового камня.

2.11.1. ДОБЫЧА БЛОКОВ ИЗ ТВЕРДЫХ ПОРОД

Основная продукция карьеров блочного камня из любых пород - блоки, используемые для производства облицовочного материала. Однако следуст отметить, что на большинстве раз-

рабатываемых месторождений (> 60%) выход товарной продукции (блоков) не превышает 40% всей перерабатываемой карьером продуктивной горной массы. Остальная горная масса представляет собой отходы: некондиционные по размерам блоки, окол (порода, отделяемая в процессе придания блоку стандартных размеров), переизмельченная порода.

Причинами столь низкого выхода товарной продукции являются структура массива, прочность пород, техника и технология отделения блоков от массива и др. Но самой главной из них следует считать трещиноватость массива, следствием которой является блочность, т.е. деление на отдельности, что в конечном итоге предопределяет выход блоков требуемых размеров при эксплуатации месторождения. Поэтому в подготовке к выемке блоков любых пород решающую роль играет учет системы трещин в массиве, наличие которых вполне закономерно и связано со структурой, строением и процессом образования месторождений. Так, для месторождений гранитов и гранитоидов, являющихся основными объектами разработки для получения блоков из твердых пород, характерны четыре главные системы трещин: поперечные (перпендикулярные к линиям течения при образовании месторождения), продольные (параллельные линиям течения), пластовые (пологопадающие или горизонтальные), диагональные (располагаются косо по направлению структур течения).

В табл. 2.22 месторождения разделены по выходу блоков из массива (пять групп) и по прочности (четыре группы).

Существенное значение для обеспечения наибольшего выхода товарных блоков в карьере имеет также выбор оптимальной технологии отделения блоков, определяемой физико-механическими характеристиками. Для крепких пород такими характеристиками в первую очередь являются предел прочности на сжатие, зерность пород и содержание биотита и роговой обманки (последний показатель регламентирует применение термических средств для вырезки блоков из массива). По этим признакам гранитные массивы разделяют на две группы - Т и М. Для группы Т предпочтительнее использование термического, а для группы М - механического способа разрушения. К группе Т отнесены граниты с содержанием темноцветных минералов (биотит, роговая обманка) до 9%, зерен минералов размером более 5 мм - до 25% и пределом прочности при сжатии - более 150 МПа. В группу М входят граниты с содержанием биотита и роговой обманки более 9%, зерен минералов размером более 5 мм - свыше 25% и пределом прочности при сжатии менее 150 МПа. Граниты, которым присущи признаки обеих групп, но с тяготением к одной из них, обозначаются ТМ либо МТ. Например, граниты карьеров Украины распределяются по группам следующим образом: Т - 54%, ТМ - 30,7%, МТ - 7,8%, М - 6,8%.

Таблица 2.22

Классификация месторождений по выходу блоков

Выход блоков из массива, %	Количество месторождений	Средний размер блоков, м	Количество месторождений	Месторождения прочных силикатных горных пород (σ>200 МПа)	Количество месторождений	Месторождения прочных карбонатных облицовочных пород (σ>100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения облицовочных горных пород средней прочности (σ=20÷100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения мягких (низкопрочных) облицовочных горных пород (σ<20 МПа)	Количество месторождений
> 40	53	> 4	4	Трикратненское, Старобабанское, Новоданиловское, "Ровное II"	4	-	-	-	-	-	-
		1-4	9	Емельяновское, Софиевское, Ореховское, Ак-Уленское, Клесовское	5			Дашкесанское, Жетыбайское, Горовское, Сарачлинское	4		
		До 1	40	Сибирское, Курдайское	2			"Каарма", месторождения базальтов Армении	13	Ковачское, Гординештское III, Дуванинское, Гюльбахское, месторождения туфов Армении, Добрыводское	25

Продолжение табл. 2.22

Выход блоков из массива, %	Количество месторождений	Средний размер блоков, м	Количество месторождений	Месторождения прочных силикатных горных пород (σ>200 МПа)	Количество месторождений	Месторождения прочных карбонатных облицовочных пород (σ>100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения облицовочных горных пород средней прочности (σ=20÷100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения мягких (низкопрочных) облицовочных горных пород (σ<<20 МПа)	Количество месторождений
30-40	19	> 4	I	"Вальсе-Явр"	1	-	-	-	-	-	-
		1-4	11	Янцевское, "Кашина гора", Одъявр-ское, "Возрождение" (участок 8), Михайловское, Судилковское	6	Газганское, Аманкутанское	2	Коелгинское, Заринбахское, Цатер-Качаганское	3	-	-
		До 1	7	Акбастауское, Каратачское, Ийское, Клементовичское, Кайрактинское	5	Поповхуторское, Новотаубинское	2				
20-30	37	> 4	4	Корнинское, Танское, "Черная салма", "Пиени-Келиваара"	4	-					
		1-4	20	Каменогорское, Любимовское, Токовское, Крошнянское, Кудашевское,	15	Новоивановское, Кибик-Кордонское, Уфалейское	3	Мраморское, Шахтахтинское	2		

				Чаркасарское, Лермонтовское, "Уккомяки", "Перкон-Лампи", Орленок, Врангелевское, Эльджуртинское, "Донифарский массив", Богуславское, "Импиниени"					
		До 1	13	"Синий камень", Головинское, Городитское, Аятское, Шавазсайское, "Мончетундра", Умбинское	7	"Пиртти-Ярва",	3	Десское, Фоминское, Черновское	3
10-20	23	> 4	-	-	-	-	-	-	-
		1-4	11	"Уксунлахти", Жежелевское, Памбакское, "Возрождение" (участок 6), Коростышевское, Слипчицкое	6	"Рускеала-1", Ковадъярвинское, Агурское, Пуштулимское	4	Баландинское	1
		До 1	12	"Репомяки", "Айкуайвентчор", Шокшинское, Орто-Токойское	4	Старошрошинское, Чолурское, Садахлинское, Чуберское, Севастопольское, Биюк-Янкойское	6	Иждеванское, "Буровщина"	2

Продолжение табл. 2.22

Выход блоков из массива, %	Количество месторождений	Средний размер блоков, м	Количество месторождений	Месторождения прочных силикатных горных пород (σ>200 МПа)	Количество месторождений	Месторождения прочных карбонатных облицовочных пород (σ>100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения облицовочных горных пород средней прочности (σ=20÷100 МПа)	Количество месторождений	Месторождения мягких (низкопрочных) облицовочных горных пород (σ<20 МПа)	Количество месторождений
До 10	12	> 4	2	"Сюскюянсаари", Ропручейское	2	-	-	-	-	-	-
		1-4	1	-	-	Ороктойское	1	-	-		
		До 1	9	Ак-Тюбинское, Акчинское	2	"Белая гора", Кваркенское, Корейское, Молитское, Хомульское	5	Каркадинское, Сиоминское	2		
Всего:		144	144		63		26		30		25

Таким образом, при выборе техники и технологии отработки месторождений облицовочного камня целесообразно учитывать приведенные выше классификации.

С учетом физико-механических свойств пород, трещиноватости массива и масштаба производства возможны два варианта ведения добычных работ: одностадийный и двухстадийный.

В одностадийном варианте от массива отделяется каждый блок в отдельности. При прочих равных условиях он в основном применяется при малых объемах производства.

В двухстадийном варианте процесс добычи блоков разделяется на две операции: отделение от массива монолита, содержащего в своем объеме несколько блоков, и разрезка его на блоки нужных размеров. Этот вариант получил наибольшее распространение, как менее трудоемкий.

Подготовка монолитов и блоков твердых пород к выемке заключается в отделении их от массива с помощью отбойки, направленного раскола или щелеобразования и осуществляется статическим, динамическим и термическим способами воздействия на массив.

К статическому следует отнести разновидности буроклинового способа, а также использование невзрывчатых разрушающих средств (НРС), к динамическому - буровзрывной способ, к термическому - использование огнеструйных инструментов.

Указанные способы могут применяться самостоятельно и в комбинации.

Все приемы статического или динамического отделения монолитов и блоков связаны с бурением шпуров диаметром 15-50 мм, скважин диаметром 100-110 мм или выполнением мелких овальных отверстий под клинья. Наибольшее распространение из буровых машин получили ударные машины, использующие электрическую энергию или энергию сжатого воздуха: электрические и пневматические перфораторы, отбойные и рубильные молотки. Проходят испытания гидравлические бурильные машины, обладающие рядом преимуществ перед электрическими и пневматическими (большая энергия удара, низкая энергоемкость процесса разрушения, высокая скорость бурения, низкий уровень шума).

Краткая характеристика пневматических перфораторов

Марка перфоратора	*Диаметр шпура,* мм	*Максимальная глубина шпура,* м	*Коэффициент крепости горных пород по М.М. Протодьяконову*	*Масса перфоратора,* кг
ПП36В.	32-40	2	12	24
ПП54В,ПП54ВБ. . . .	32-46	4	14	31,5
ППВ63В, ПП63ВБ, ПП63С.	36-46	5	20	33

Буквенные обозначения в марках перфораторов: ПП - перфоратор переносной; В - пылеподавление водой; Б - подача воды боковая; С - наличие устройства усиленной продувки.

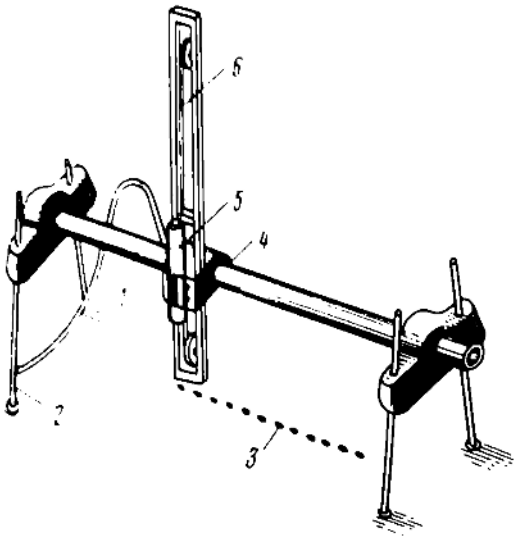


Рис. 2.65. Конструктивная схема станка строчечного бурения

С целью обеспечения строгого ориентирования шпуров в плоскости намеченного раскола созданы установки, оснащенные одним-четырьмя устройствами ручного бурения, так называемые станки строчечного бурения. Из этих установок можно отметить конструкции ВНИПИИстромсырье (ССВ-2М), института автоматики АН Кыргызстана (КБА-2), НИИСМИ, ВНИИнеруд.

Кроме строгого ориентирования шпуров, в несколько раз повышается производительность труда по сравнению с ручным бурением, исключается вредное влияние вибрации и шума на организм оператора, появляется возможность автоматизировать процесс бурения и дистанционно им управлять.

На рис. 2.65 приведена конструктивная схема станка строчечного бурения. По несущей балке *1*, опирающейся на стойки или винтовые домкраты *2*, перемещается от шпура к шпуру *3* суппорт *4* с закрепленным на нем перфоратором *5*. Вертикальное перемещение перфоратора в процессе бурения осуществляется по направляющим *6* (например, с помощью канатно-блоковой системы). Сейчас имеется большое число различных по конструкции и рабочим параметрам типов станков.

Техническая характеристика некоторых отечественных станков строчечного бурения

Станок	ССБ-2М	КБА-2Р	НИИСМИ
Число бурильных машин	1	2	3
Тип бурильной машины	ПР-25 (или другой - по желанию заказчика)	ПР-25	ПР-25
Глубина шпура без замены бура, м	2,5	1,6	1
Угол наклона при бурении, градус	0-90	0-90	90

Максимальная длина строчки шпуров, пробуренная с одной установки, м	4,5	2	2,25
Габариты станка, м:			
длина	5,24	5,2	2,45
высота	3,63	2,2	2,3
Масса, кг	600	1200	400

Кроме того, в СНГ созданы тяжелые установки строчечного бурения гидравлического и пневматического типов на пневмоколесном ходу: "Аскатеш" на шасси КрАЗ-256Б и "Тактеш" на шасси МАЗ-503.

Следует отметить также австрийские станки ТВ-41 (вертикальное бурение, четыре перфоратора), ТВ-42 (горизонтальное бурение, два перфоратора), станки итальянских фирм "Бенетти" (ТВ-600, два перфоратора массой 23-25 кг, вертикальные и горизонтальные шпуры; ТВ-610 - бурение под любым углом), "Пелегрини" (ТВД-25, QB-25, два перфоратора массой 20-25 кг).

Для бурения скважин диаметром 105-110 мм используются станки ударно-вращательного бурения П-31М, БМК-4М, 1СБУ-125, СБМК-5 и др.

Таковы сведения об оборудовании, используемом для бурения шпуров и скважин в массивах крепких пород с целью отделения от них монолитов и блоков статическим и динамическим способами.

Рассмотрим реализацию этих способов. Старейший из статических способов (буроклиновой) находит широкое применение и в настоящее время. При этом способе наиболее полно обеспечивается сохранность отделяемого монолита, а следовательно, и более высокое качество стандартных блоков, так как при работе клиньев разрушительные напряжения ограничиваются плоскостью раскола и в глубь монолита (массива) не распространяются.

Еще недавно буроклиновые работы в карьерах выполнялись вручную. В пробуренный шпур вставляли клин с боковыми металлическими щечками, а затем с помощью ударов кувалдой по клину доводили растягивающие усилия до полного отделения блока.

В настоящее время благодаря внедрению станков строчечного бурения и гидроклиновых установок позиции бурогидроклинового способа еще более упрочились и добыча блоков естественного камня этим способом достигает 27% от общего объема добычи.

Действие гидроклиньев основано на том, что масло, подаваемое в их цилиндр, сообщает поступательное движение поршню с клиновидным штоком. Последний перемещается между щечками, вставленными в шпур, раздвигает их, тем самым наращивая растягивающие усилия. Отделение монолита происходит при синхронном нагнетании масла в цилиндры всех установленных в шпурах закладных гидроклиньев.

На карьерах страны применяются зарубежные и отечественные гидроклиновые установки. Высокой эффективностью отличаются установки "Дарда" немецкой фирмы "Порсфельд", послужившие прототипом для многих зарубежных и отечественных установок.

Техническая характеристика гидроклиньев

Гидроклин	НКБ-1	ГКБ-2	ГКБ-2М	КТ-664	КМ-26	"Дарда" SPG-IV
Диаметр шпура, мм	52	52	52	32-52	32-52	39-43
Усилие на щечках клина, МН	0,6	0,5	0,36	1,78	2,3	5
Поперечное перемещение щечек, мм	6	6	8,7	8	12,5	12
Масса гидроклина, кг	43,5	46,1	26		27	27

Для успешного применения буроклинового способа при отделении монолитов от массива решающее значение имеют: расположение линии намечаемого раскола параллельно господствующей трещиноватости при трех обнаженных плоскостях; обеспечение целесообразной глубины шпуров и расстояний между ними, отвечающих качественным поверхностям раскола; расположение строчки шпуров строго в плоскости предполагаемого раскола; правильное определение высоты монолита (по расстоянию между горизонтальными скважинами); соотношение высоты и ширины монолита (должно быть в пределах от 1:1 до 2:1, а в благоприятных условиях до 4:1); соотношение параметров шпуров и гидроклиньев (диаметр шпуров не должен более чем на 2-3 мм превосходить диаметр гидроклина, а глубина шпуров должна быть не менее длины гидроклина плюс длина хода поршня). Среднерасчетные параметры шпуров при отделении монолитов от массива буроклиновым способом приведены в табл. 2.23.

Таблица 2.23

Среднерасчетные параметры шпуров при отделении монолитов буроклиновым способом

Показатели	Механизированный при высоте монолита		Ручной при высоте монолита	
	< 1000 мм	> 1000 мм	< 1000 мм	> 1000 мм
Глубина шпура, мм	100	Равна высоте монолита	70-90	Равна высоте монолита
Диаметр шпура, мм	26-50	26-50	20-32	25-45
Расстояние между шпурами, мм	250-300	300-350	150-200	150-200

Таблица 2.24

Параметры шпуров при разделке монолитов

Показатели	Высота монолита	
	< 1000 мм	> 1000 мм
Глубина шпура, мм	800	Равна высоте монолита
Диаметр шпура, мм	26-50	26-50
Расстояние между шпурами, мм	200-250	250-350

Параметры шпуров при разделке монолитов гидроклиновыми установками приведены в табл. 2.24.

В зависимости от прочности, структурных и текстурных характеристик пород гидроклинья можно вставлять в каждый шпур, через шпур или через два шпура. Холостые шпуры при этом служат концентраторами разрывных напряжений и обеспечивают получение ровной линии откола.

Различными научными и производственными организациями бурогидроклиновой способ в техническом отношении постоянно совершенствуется. В КазПТИ разработан гидроклин с вибрационным устройством для уменьшения трения со щечками, что позволяет создавать высокие распорные усилия в шпуре при сравнительно низких давлениях в гидромагистрали.

В Алтайском государственном педагогическом институте разработана и прошла испытания гидрораскалывающая установка ГРУ, силовые элементы которой располагаются в шпурах диаметром 42-52 мм и обеспечивают распорные усилия в 21 МН. Сложность работы с ними заключается в эксплуатации гидросистем с давлением, равным 250 МПа.

Другим перспективным способом статического воздействия на массив для отделения монолитов и блоков горных пород является использование невзрывчатых разрушающих средств (НРС), широко испытываемых и внедряемых в России и за рубежом.

НРС представляют собой комбинацию веществ, химическая реакция которых при смешивании с водой сопровождается расширением продукта реакции и возникновением механических растягивающих напряжений во вмещающей среде (шпуре) до 40 МПа.

ВНИИстром им. П.П. Будникова создано средство НРС-1, представляющее собой порошок, состоящий на 60-90% из оксида кальция и отходов целлюлозно-бумажного производства. Порядок его применения следующий: обуривается массив согласно принятым решениям по расположению шпуров и их параметрам; в смесителе готовится рабочая смесь - 28-30% воды (от массы НРС) плюс НРС-1, добавляемое мелкими порциями с тщательным перемешиванием (продолжительность перемешивания не более 8-10 мин); продувка шпуров сжатым воздухом; заливка в шпуры

рабочей смеси через воронку до их устья; процесс твердения рабочей смеси и воздействия на массив (10-30 ч); развитие трещины откола монолита (раскрытие ее, как правило, не превышает 2-10 мм).

ВНИПИИстромсырье произведена опытная проверка действия НРС-1 в различных горно-геологических условиях гранитных карьеров Ладожский, Шальский, Глушковичи, Капустинский, Каинда.

В ПО "Житомирнерудпром" НРС-1 испытывалось на гранитных месторождениях Головинское, Корпинское, Емельяновское. Результаты опытных работ показали, что НРС можно использовать как при одностадийной, так и при двухстадийной добыче блоков. Шпуры целесообразно бурить на всю высоту отделяемого блока, т.е. до постельной трещины. Ширину отделяемого блока следует брать равной высоте. Расстояние между шпурами в зависимости от прочностных свойств изменяется от 15 до 60 см. Удельный расход НРС колеблется от 0,5 до 6 кг/м^3. Зона разрушения блоков не превышает диаметра шпуров. Объем бурения сокращается по сравнению с буроклиновым способом, повышается производительность труда, снижается себестоимость продукции.

Большим недостатком применения НРС является невозможность использования его при минусовой температуре.

Основным динамическим способом добычи облицовочного камня из крепких пород является буровзрывной. Его применяют при направленном отделении монолитов, при проходке щелей для создания дополнительной поверхности. Иногда щели проходят безвзрывным методом - сплошным обуриванием ("скважина в скважину") буровыми станками. Для разделки монолитов на блоки буровзрывной способ используется в редких случаях.

Взрывное отделение блоков может осуществляться шпуровым и реже скважинным способами. Для сохранности отбиваемых монолитов и разрабатываемого массива в соответствии с ГОСТ 9497 - 84 в качестве взрывчатых веществ на блочных карьерах можно применять только метательные ВВ (черный порох) и детонирующий шнур (не более двух ниток в шпуре).

Скважинный способ обеспечивает высокую интенсивность горных работ за счет отработки высоких уступов, производительного станочного бурения и т.д. Однако велико отрицательное воздействие скважинных зарядов на отрабатываемый массив, главным образом, за счет сейсмического эффекта. Многократное взрывание достаточно больших зарядов ведет к снижению прочностных характеристик пород, появлению трещин и существенному уменьшению выхода блоков и облицовочных плит из них. Так, на Шальском карьере за период применения скважинных зарядов выход блоков снизился с 50-60 до 15-20%; на месторождении "Сюскюянсаари" за 10 лет - с 12-17 до 4-5%; на карьере "Буровщина" - с 15 (при буроклиновом способе) до 3-5%.

Поэтому внедрение или переход на скважинные заряды должен обусловливаться важными факторами (монолитность массива, высота блоков более 5 м и т.п.). Например, на Капустинском гранитном карьере (Украина) увеличение расстояния между горизонтальными траншеями до 8-12 м обусловило необходимость перехода от шпурового способа к скважинному. Подготовка монолитов ведется бурением скважин диаметром 105 мм при расстоянии между ними 2,5-3 м и небольшом недобуре до подстилающей трещины. При взрывании пороховыми зарядами обеспечивается подвижка монолита, позволяющая производить его опрокидывание на защитный слой. Разделка монолитов на блоки производится шпуровым способом с использованием гидроклиновых установок.

Шпуровой способ взрывного отделения блоков из крепких пород находит более широкое применение, чем скважинный. В качестве взрывчатых веществ в шпурах используются дымный порох и детонирующий шнур.

При использовании дымного пороха установление рациональных параметров расположения скважин и шпуров, обеспечивающих максимальный выход блоков, необходимо выполнять с учетом следующих условий:

число обнаженных поверхностей отделяемого монолита должно быть не менее трех;

шпуры (скважины) располагать по линии наилучшего раскола породы или вдоль вертикальных трещин;

при применении одиночных зарядов их следует располагать в местах пересечения трещин;

глубина шпуров должна соответствовать высоте монолита (расстоянию между горизонтальными трещинами) за вычетом недобура 0,2-0,3 м.

Скважинные заряды следует применять при высоте уступов более 5 м без трещиноватости.

Расстояние между шпуровыми зарядами определяется с учетом конкретных горно-геологических условий методом подбора, начиная с величины 0,3-0,4 м. На гранитных карьерах обычно эта величина находится в пределах 0,5-1 м; для скважинных зарядов - 2,5-3 м. Диаметр шпуров, как правило, равен 30-42 мм, скважин - 95-106 мм.

При известном объеме отделяемого монолита масса заряда (кг) для его отбойки составит

$$Q = qV,$$

где V - объем монолита, м^3; q - удельный расход пороха, кг/м^3; q = 0,2÷0,35 кг/м^3 при отбойке гранитных блоков шпуровыми зарядами, q = 0,3÷0,4 кг/м^3 - скважинными.

Взрывание пороховых зарядов осуществляется с помощью детонирующего шнура, капсюлей-детонаторов или специальными электровоспламенителями.

При выполнении работ по направленному расколу должно

также соблюдаться условие, чтобы коэффициент сближения шпуров (скважин) в ряду m должен быть меньше 1, т.е.

$$m = a/W < 1,$$

где a - расстояние между шпурами (скважинами), м; W - расстояние от заряда до свободной поверхности (л.н.с.), м.

В противном случае отделяемые блоки будут разрушаться.

В последние годы большое распространение на карьерах получило применение в шпурах в качестве ВВ детонирующего шнура. В подготовленные шпуры вводятся отрезки ДШ, соединяются во взрывную сеть и взрываются с помощью детонатора. При этом параметры расположения шпуров и зарядов в них устанавливаются со следующими дополнительными условиями: наличие в основании монолита горизонтальной (постельной) трещины или искусственного вруба; шпуры не добуриваются до трещины в основании блока на величину 2-3 диаметров шпура; заряд шпура не более двух нитей ДШ; забойка шпуров не производится; все заряды присоединяются к одной магистрали и взрываются мгновенно.

По данным практики при использовании ДШ среднее расстояние между шпурами 0,2-0,35 м, удельный расход ДШ при одноплоскостной (вертикальной) отбойке - 3,0-4,2 м/м^3; при двухплоскостной (вертикальной и горизонтальной) отбойке - 5-7 м/м^3.

Научные и производственные организации ведут работы по совершенствованию методов направленного раскола с помощью ДШ. ВНИПИИстромсырье разработал технологию, согласно которой станками строчечного бурения оконтуривается монолит линиями вертикальных и горизонтальных шпуров. В шпурах располагаются заряды ДШ специальной конструкции с прокладками из дерева и металлическими стержнями, обеспечивающими ориентированное расположение нитей ДШ относительно направления раскола. Кроме того, схема взрывной сети монтируется таким образом, чтобы заряды, расположенные в вертикальных шпурах, взрывались раньше зарядов в горизонтальных шпурах. Это позволяет раскрыться вертикальной трещине, которая препятствует распространению трещины за пределы блока при взрыве горизонтальных шпуров.

Анализ результатов опытно-промышленных взрывов по этой методике показал, что на 50% снижается метраж бурения, в 1,5 раза возрастает выход блоков, повышается безопасность работ (отсутствие пороха).

Интересны разработки Карагандинского политехнического института по направленному отделению блоков групповыми шпурами. Монолит по линиям предполагаемого раскола оконтуривается групповыми (по три) шпурами. Расстояние между группами шпуров 30-50 см (должно корректироваться опытным путем), а между шпурами в группе - не более двух-трех диаметров шпура. Заряды ВВ располагаются в центральных шпурах, а боковые не

заряжают. Они являются направляющими и концентрируют напряжения по линии предполагаемого раскола. У устья центральных шпуров наносят насечки по обе стороны шпура по линии раскола. Это позволяет значительно увеличить расстояние между группами шпуров без увеличения ВВ на блок. Глубина направляющих шпуров должна быть равна высоте отделяемого блока, а заряжаемых - длине заряда.

Перспективными направлениями буровзрывного способа следует считать гидровзрывную отбойку (шпур, заряженный ДШ, заполняется водой и взрывается) и применение низкоплотных ВВ (бризантные промышленные ВВ и инертные заполнители).

Заслуживают внимания установки для направленного раскола блоков крепких пород электрогидравлическим способом (ПЭГУ), созданные КазПТИ совместно с предприятиями. При применении этих установок для обеспечения направленного распространения напряжений (в плоскости раскола или отбойки) от электрогидравлических взрывателей в шпурах специальным устройством выполняются борозды в диаметрально противоположных направлениях. Борозды снижают энергоемкость разрушения в 1,5 - 1,7 раза и повышают качество и точность раскола.

Подготовка к выемке монолитов и блоков термическим способом основывается на использовании термоинструментов, разработанных в КазПТИ (ТР-14/22-5М, ТУБР-1М, ТР-35, БВР-60, ТРВ-12, МТР-1 и др.), ХАИ (Т-3, Т-5, ТРВ-1) и ЛГИ (ЛТ-1, ЛТ-4, ЛТ-6), устанавливаемых на механизированных установках УГР-2 (ХАИ), ВВ-1 и ГПКМ-1 (КазПТИ). УГР-2 и ВВ-1 - вертикально-врубовые камнерезные машины, ГПКМ-1 - горизонтально-подрезная. Образование щелей основано на разрушающем действии внутренних напряжений в массиве под влиянием высоких температур от струи пламени, возникающей при сгорании керосина в среде кислорода или бензина в воздухе и движущейся со сверхзвуковой скоростью на массив камня.

Производительность термоинструментов при проходке щелей зависит от трещиноватости гранитного массива: максимальная производительность - в монолитных массивах, минимальная - в сильнотрещиноватых. Последнее определяется двумя причинами: наличием в трещинах цемента, трудно поддающегося термическому разрушению, и потерей газовой струи через трещины.

В ОПО "Житомирнерудпром" получена эмпирическая зависимость для производительности резания ($м^3/ч$):

$$П = 0{,}7 - 3{,}3И, \qquad (2.199)$$

где $И$ - удельная трещиноватость массива, $м/м^2$.

Установлено также, что ширина термощели $В$ увеличивается с возрастанием удельной трещиноватости и ориентировочно может быть установлена по зависимости

$$В = 8{,}7 + 32{,}6\ И. \qquad (2.200)$$

Промышленные испытания терморезаков ТР-35 и ТРВ-7 на

гранитах (карьеры Янцевский, Емельяновский, Сибирский и др.) показали, что производительность их колеблется от 0,5 до 1,5 м²/ч при ширине щели 10-12 см.

Приведенный обзор различных технических средств воздействия на массив при добыче блоков из крепких пород позволяет перейти к рассмотрению технологии их реализации в карьерных условиях.

Способы подготовки к выемке блоков из твердых пород классифицируются по числу создаваемых плоскостей обнажения и применяемым для этого рассмотренным выше техническим методам. Выделяют способы отбойки при трех, четырех и пяти свободных плоскостях (рис. 2.66) а также при пяти свободных плоскостях с горизонтальной подрезкой. При этом возможны комбинации следующих технических методов:

буровзрывной (буроклиновой, буровой с НРС) с термическим щелеобразованием;

буровзрывной (буроклиновой, буровой с НРС) с буровым способом щелеобразования.

Прежде чем рассмотреть эти способы, следует отметить, что оценкой правильности способа подготовки к выемке являются выход блочного камня и себестоимость его извлечения.

Мировая практика показывает, что наиболее целесообразным является блок-параллелепипед объемом 6 м³, сторонами размером 1,5×1,5×2,7 м. Уменьшение объема блоков ведет к повышению удельной поверхности отбойки (м²/м³) и себестоимости, а увеличение - незначительному снижению этих показателей при значительном росте рабочих параметров погрузочно-транспортного оборудования.

Отделение блоков при трех свободных плоскостях (см. рис. 2.66, *а*) производится на месторождениях с явно выраженными горизонтальными трещинами *3* с применением буровзрывных работ. При обнаженной кровле отрабатываемого уступа и поверхности со стороны разрезной траншеи (или выработанного пространства) проходят врубовую траншею *1*, открывающую

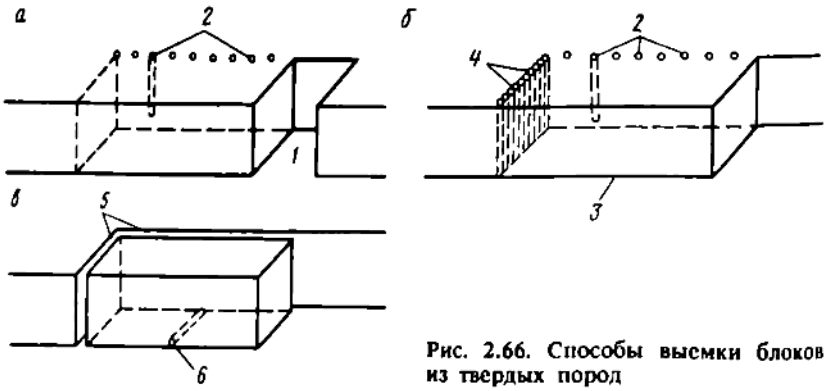


Рис. 2.66. Способы выемки блоков из твердых пород

третью свободную поверхность. Затем по линии отбойки бурят шпуры *2* диаметром 30-42 мм на глубину блока за вычетом 0,2-0,3 м до трещины в его основании. Расстояние между шпурами определяется конкретными горно-геологическими условиями и свойствами пород. Ширина отбиваемого блока, как правило, составляет 2,5-3 м. В качестве ВВ используется дымный порох или ДШ.

Величину заряда пороха (кг), необходимого для отбойки, можно установить по зависимости

$$Q = q_1 S + q_2 V, \qquad (2.201)$$

где q_1 - удельный расход пороха на преодоление сил сцепления при откалывании гранитного блока по площади раскола, кг/м^2; S - площадь раскола, м^2; q_2 - удельный расход пороха на перемещение блока от забоя, кг/м^3; V - объем блока, м^3.

По данным практики для гранитов можно принимать q_1 = = 0,2 кг/м^2, q_2 = 0,1 кг/м^3.

На месторождениях с неявно выраженными горизонтальными трещинами отбойку блоков ведут с четырьмя свободными плоскостями (см. рис. 2.66, *б*). Создание свободных поверхностей (врубовых щелей) может осуществляться буровым либо термическим способом. В первом случае шпуры или скважины *4* бурят вплотную либо на расстоянии диаметра шпура, по намеченной линии щели на всю высоту монолита, для чего лучше использовать станки строчечного бурения. При бурении вплотную, прежде чем бурить следующий шпур, в предыдущий вставляют трубу. Остающиеся между шпурами "перемычки" разбиваются теми же буровыми инструментами или с помощью детонирующего шнура. Во втором случае врубовые щели *5* от разрезной траншеи в глубь массива на ширину блока проходятся ручными огнеструйными инструментами (ТР-35 и др.) или механизированными установками (УГР-2, ВВ-1). Отделение монолита может осуществляться с помощью дымного пороха, ДШ или НРС, размещенных в шпурах *2*.

Отбойка блоков при пяти свободных плоскостях (см. рис. 2.66, *в*) осуществляется в монолитных гранитных месторождениях с большой мощностью пластов. Оконтуривание монолита врубовыми щелями осуществляется одним из приведенных выше способов, лучше термическим, а отделение его от массива производится одним "подъемным" шпуром *6*, при взрыве которого трещина распространяется по всей подошве блока в контурах щелей. Высота блоков определяется возможностями камнерезных машин (5-6 м), а целесообразная длина около 8 м. Выход блоков при этой схеме максимальный (60-65%) и определяется, главным образом, горно-геологическими условиями.

Наличие камнерезных термических установок вертикального и горизонтального щелеобразования, гидроклиновых установок позволяет наладить безвзрывную выемку блоков, что должно

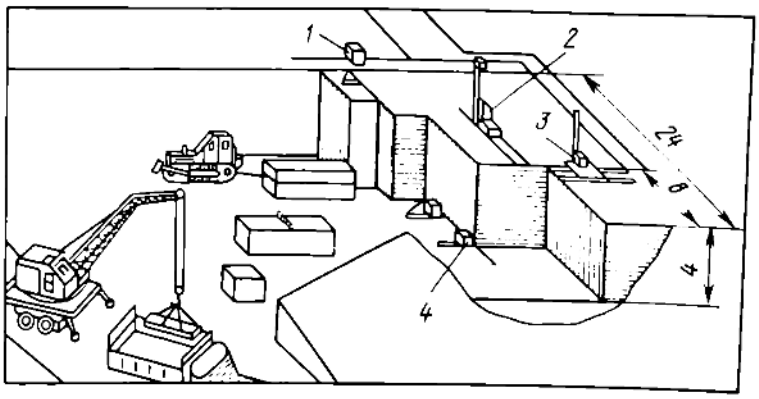


Рис. 2.67. Схема безвзрывной выемки блоков:
1 - гидроклиновая установка; *2* - станок строчечного бурения; *3* - вертикально-врубовая камнерезная машина; *4* - горизонтально-подрезная камнерезная машина

повысить выход блоков и создать более благоприятные условия для работы погрузочно-транспортного оборудования.

На рис. 2.67 приведена такая схема безвзрывной добычи блоков.

После отделения любым из способов монолитов от массива их перемещают от фронта на расстояние не менее чем 10 м (согласно ЕПБ) для последующего раскалывания на блоки и пассировки. Перемещение (оттяжка) осуществляется тракторными тягачами мощностью не менее 135 кВт.

Раскалывание монолитов на блоки на карьерах производится буровзрывным (взрыванием ДШ в шпурах) или механизированным буроклиновым способом.

Последней операцией процесса подготовки блочного камня к выемке является пассировка, заключающаяся в грубой обработке блоков для придания им заданной формы и размеров, соответствующих требованиям ГОСТа. Пассировка выполняется либо с помощью термоотбойников при обработке пород, поддающихся термическому разрушению, либо пневматическими молотками.

После полной подготовки блоков переходят к следующему основному технологическому процессу, суть которого заключается в осуществлении погрузочных и подъемно-транспортных работ. При этом в зависимости от подъемно-транспортного оборудования и схемы обеспечения грузотранспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью вскрытия добычных горизонтов) работы могут быть организованы с верхней или нижней погрузкой блоков.

Для верхней погрузки применяются кабельные краны и деррик-краны. Кабельные краны служат для подъема блоков и других грузов с рабочих горизонтов и перемещения их на борт карьера. Конструктивно они представляют собой башни, рас-

положенные на противоположных карьерных бортах, между которыми перемещаются грузовой крюк с крепежными цепями (стропами) или тележка для кускового материала. Все операции совершаются с помощью тяговой и подъемной лебедок. Положение кранов может быть фронтальным с перемещением грузов вдоль добычного фронта и фланговым с перемещением грузов перпендикулярно фронту.

В зависимости от горно-геологических условий и проектных решений расстояние между опорами кабельного крана может находиться в пределах 100-500 м; скорость передвижения тележки 120-200 м/мин; мощность двигателя тяговой лебедки 26-45 кВт и 40-65 кВт при подъемном усилии до 50 кН и 100 кН соответственно.

Производительность кабельного крана (т/смен или м^3/смен) может быть выражена зависимостью

$$Q_{кк} = \frac{60qTK_н}{2S/v_1+2h/v_2+t_1+t_2} \text{ или } Q_{кк} = Q_{кк}/\rho,$$

где q - масса полезного груза, т; T - продолжительность смены, ч; S - средняя длина пути, м; h - высота подъема, м; v_1 - средняя скорость движения тележки по несущему канату, м/мин; v_2 - средняя скорость подъема и опускания груза, м/мин; t_1 - время, затрачиваемое на подвеску груза, мин; t^2 - время, затрачиваемое на отцепку груза, мин; $K_к$ - коэффициент использования крана во времени; ρ - плотность камня, т/м^3.

Кабельные краны грузоподъемностью q = 5÷8 т в зависимости от условий работы могут достигать производительности $Q_{кк}$ = = 30÷100 т/ч.

Деррик-краны состоят из вертикальной мачты, наклонных крепежных стоек, стрелы, натяжных тросов и полиспастов. Угол поворота стрелы 270°. При большой грузоподъемности и возможности поднимать грузы с больших глубин деррик-краны ограничены в горизонтальном перемещении грузов и в маневренности по сравнению с кабельными кранами.

Вылет стрелы деррик-крана 15 м, длина мачты 10 м, сила тяги подъемного и стрелового барабанов 15-40 кН, поворотного 10-20 кН.

Эксплуатационная сменная производительность деррик-крана (т/смен)

$$Q_{дк} = 60qTK_к/t,$$

или (м^3/смен)

$$Q_{дк} = Q_{дк}/\rho,$$

где t - время цикла, мин.

Для деррик-кранов типа PB/E итальянской фирмы "Беретт"

$$t = 4{,}5 + 0{,}1H + 0{,}12R,$$

где H = 25 м - предельная глубина разработки; R - радиус действия крана, м.

$t \simeq 8 \div 11$ мин.

Нижняя погрузка блоков на карьерах осуществляется автокранами и стреловыми самоходными кранами на пневматическом или гусеничном ходу грузоподъемностью от 1,7 до 60 т.

Производительность кранов при нижней погрузке блоков в автотранспорт рассчитывается по формулам:

$$Q_{кр} = (T - T_{пз} - T_{по} - T_{пф}) q_{кр} K K_1 / t;$$

$$Q_{кр} = Q_{кр} / \rho,$$

где $T_{пз}$ = 30 мин - продолжительность подготовительно-заключительных операций; $T_{по}$=10 мин - время планируемого отдыха; $q_{кр}$ - грузоподъемность крана, т; K = 0,8÷1 - нормативный коэффициент использования грузоподъемности; K_1 = = 0,75÷0,9 - коэффициент использования крана во времени с учетом возможного совмещения операций; t - продолжительность цикла, мин;

$$t = \frac{1,25(2H_0 - H)}{v_0} + 2\left(\frac{b_1}{v_1} + t_п\right) + t_д;$$

H_0 - высота подъема груза, м; H - высота кузова автомобиля над полотном дороги, м; b_1 - вылет стрелы, м; v_0 - скорость подъема (опускания) груза, м/мин; v_1 - скорость движения стрелы, м/мин; $t_п$ - продолжительность поворота крана, мин; $t_д$ = 1÷2 мин - продолжительность дополнительных операций (строповка и отстроповка блоков, уточнение подходов и т.п.); $T_{пф}$ - суммарная продолжительность перемещений крана вдоль фронта работ, мин;

$$T_{пф} = \frac{B}{v_2} + K_2 t_{во} n_б;$$

B - суммарная протяженность фронта перемещения крана в течение смены, м; v_2 - скорость передвижения, крана, м/мин; K_2 = = 0,2÷1 - коэффициент, учитывающий возможность погрузки или перемещения нескольких блоков; $t_{во}$ - продолжительность установки и уборки выносных опор (при ручной установке опор $t_{во}$ = 3 мин, при автоматической $t_{во}$ = 0,3÷0,6 мин); $n_б$ - число блоков, отгружаемых в течение смены.

По данным практики продолжительность цикла стреловых кранов (автомобильных, гусеничных) равна 4-6 мин. В зависимости от типа крана производительность составляет от 30 до 60 м^3/смен.

В определенных условиях возможна комбинация верхней и нижней погрузок. Например, при верхней погрузке бутовый камень, окол, отходы могут грузиться в транспортные средства с помощью экскаваторов или погрузчиков; в начальный период при небольшой глубине и больших размерах рабочей зоны в

плане может применяться нижняя погрузка, а при значительной глубине разработки необходим переход на верхнюю погрузку.

Транспортирование блоков осуществляется автомобильным транспортом. При массе блоков до 10 т применяются автосамосвалы грузоподъемностью 5-12 т (КрАЗ-256, МАЗ-500 и др.). Крупные блоки транспортируются на полуприцепах ЧМЗАП-5523 (22т) и ЧМЗАП-5524 (25 т).

Вскрытие добычных горизонтов, т.е. обеспечение их грузотранспортной связи с поверхностью, тесно связано с горно-геологическими условиями месторождения и принятым подъемно-транспортным оборудованием.

При выходе залежи на поверхность, незначительной мощности вскрыши, небольших размерах карьера в плане и при глубине > > 30÷50 м применяются кабельные стационарные или с подвижными башнями краны и деррик-краны. В этом случае нет необходимости проходить вскрывающие выработки. Имеет место бестраншейное вскрытие.

При большой протяженности месторождения и незначительной глубине (< 20 м) целесообразно применение самоходных стреловых кранов с автомобильным транспортом. В соответствии с этим необходимо вскрытие наклонными траншеями и съездами.

При отработке глубоких месторождений применяется также комбинированное вскрытие.

Отвалообразование на карьерах блочного камня заключается в складировании рыхлых вскрышных пород, выветрелой части полезного ископаемого, а также отходов блочного производства (бутовый камень, окол, мелкие отходы) при временном отсутствии потребителя. Техническая оснащенность и технология отвалообразования аналогичны ранее изложенным.

Технология и техника процессов добычи блоков тесно связаны с параметрами элементов системы разработки: высотой уступов (подуступов), шириной рабочих площадок. Высота уступов определяется высотой отбиваемых блоков, а также условиями безопасности ведения работ (при вертикальном откосе иногда уступ приходится делить на подуступы).

Ширина рабочей площадки определяется размерами блоков, шириной полосы подъемно-транспортных операций и уборки отходов, а также готовыми к выемке запасами для нижележащего рабочего горизонта (рис. 2.68). При отбойке блоков с помощью БВР, буроклиновым способом или с применением НРС ширина рабочей площадки (М) может быть определена по формуле

$$Ш = А + П_1 + П_р + П_п + П_в + П_2, \qquad (2.202)$$

где $А$ - ширина отделяемого монолита (заходка), м; $П_1$ = = 10 м - ширина полосы безопасности между нижней бровкой уступа и площадкой для раскалывания монолитов; $П_р$ = 10 м - ширина площадки для раскалывания монолитов на блоки и окалывания блоков; $П_п$ - ширина просжей части с учетом числа полос движения и обочин (для БелАЗ = 540) $П_п$ = 10÷13 м, для

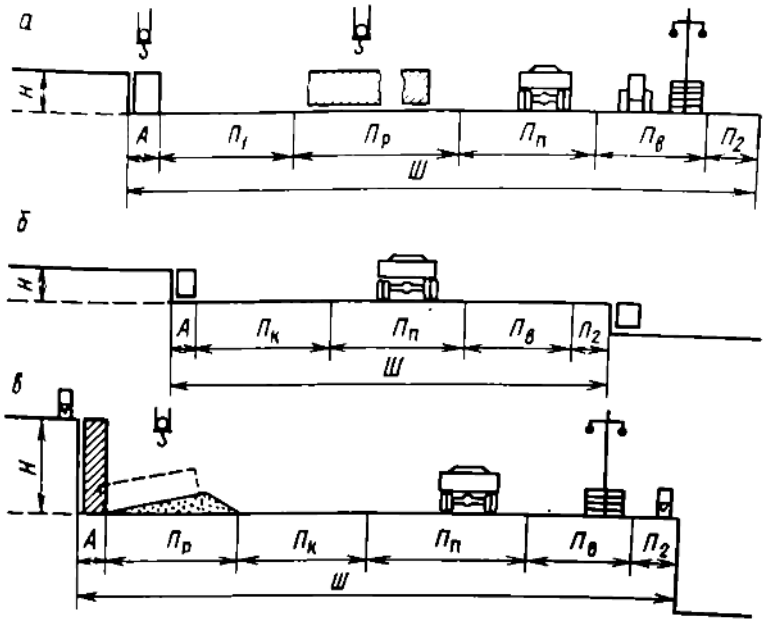


Рис. 2.68. Схемы рабочих площадок при добыче блоков:
а - при использовании БВР, бурогидроклиновых установок и НРС; *б* - при применении камнерезных огнеструйных машин; *в* - при канатном пилении

автосамосвалов КрАЗ - 257Б и МАЗ - 503 $П_п$ = 8÷11 м); $П_в$ = 6 м - ширина полосы для размещения вспомогательного оборудования (ЛЭП, воздухопроводы, компрессоры и др.); $П_2$ = 3 м - ширина полосы безопасности.

При применении камнерезных огнеструйных машин минимальная ширина рабочей площадки (м) определяется по формуле

$$Ш = A + П_к + П_п + П_в + П_2, \qquad (2.203)$$

где $П_к$ = 6÷12м - ширина полосы для размещения грузоподъемных кранов.

Системы разработки блочного камня вписываются в классификацию В.В. Ржевского, приведенную в разд. 4. Действительно, они могут быть углубочными и без углубки; добыча камня может осуществляться поперечными и продольными заходками; фронт работ может подвигаться от флангов к центру и от центра к флангам и т.д.

Производительность карьера по блочному камню при отделении блоков с помощью БВР, НРС или буроклиновым способом определяется общей длиной добычного фронта, минимальной длиной фронта на одну бригаду при бригадной организации труда и производительностью бригады.

Общая длина добычного фронта карьера (м)

$$L_к = \sum_{i=1}^{n} L_i, \qquad (2.204)$$

где L_i - длина добычного фронта i-го уступа, м; n - число добычных уступов.

Минимальная длина фронта для одной бригады (м)

$$L_б = L_1 + L_2 + L_3 + L_4, \qquad (2.205)$$

где L_1 - длина участка подготовки монолита (блока) к выемке, м (L_1 = 10 м); L_2 - длина участка перемещения монолита от забоя до разделки, м; L_3 - длина участка погрузки блока и уборки окола, м; L_4 - длина резервного участка, принимается равной 10-30% от длины рабочего фронта бригады, м.

Число добычных бригад

$$N_б = \sum_{i=1}^{n} L_i / L_б. \qquad (2.206)$$

Производительность карьера по блочному камню ($м^3$/год)

$$Q_к = N_б Q_б, \qquad (2.207)$$

где $Q_б = Q_{пи}\varepsilon/100$ - производительность бригады по блочному камню, $м^3$/год; $Q_{пи}$ - производительность бригады по полезному ископаемому (продуктивной массе), $м^3$/год; ε - выход кондиционных блоков из добытого полезного ископаемого $Q_{пи}$, %.

В случае использования огнеструйных камнерезных машин минимальная длина фронта на одну установку (м) складывается из следующих величин:

$$L_б = L_м + L_1 + L_2, \qquad (2.208)$$

где $L_м$=50÷100 м - длина фронта на одну машину; L_1 - длина участка для раскалывания монолита на стандартные (требуемые) блоки, м; L_2 - длина участка погрузки блоков и уборки околов, м.

Число рабочих камнерезных машин $N_м$ находим из выражения (2.206).

Производительность карьера по блокам ($м^3$/год)

$$Q_к = N_м Q_м, \qquad (2.209)$$

где $Q_м$ - производительность камнерезной машины с учетом выхода кондиционных блоков, $м^3$/год.

2.11.2. ДОБЫЧА БЛОКОВ ИЗ ПОРОД СРЕДНЕЙ И МАЛОЙ КРЕПОСТИ

К облицовочным породам средней крепости относятся мраморы и мраморизованные известняки, классификация месторождений

которых по пределу прочности при сжатии, блочности и углу наклона залежи приведена в табл. 2.22, 2.25 и 2.26.

Типизация месторождений по указанным признакам позволяет выбрать схемы разработки и механизации, предусмотреть возможность безотходного производства, что значительно повысит эффективность эксплуатации месторождения с экологической точки зрения.

Подготовка к выемке блоков из пород средней крепости может осуществляться скалыванием и резанием. Наибольшее распространение имеет резание с помощью камнерезных машин. Скалывание буроклиновым способом применяют в тех случаях, когда содержание в массиве включений твердых пород (кварца, диорита и др.) более 5%. Реализация буроклинового способа рассмотрена выше.

Выделяются два типа камнерезных машин, отличающихся видом рабочего органа: у машин первого типа он представляет собой дисковую пилу, кольцевую фрезу или режущую цепь, армированные твердыми сплавами; у машин второго типа - стальной канат с зерновым абразивом.

Из камнерезных машин первого типа на современных блочных карьерах наиболее распространены машины с кольцевыми фрезами и баровые машины с режущей цепью.

Дисковые пилы не нашли широкого применения на вырезке блочного камня из массива из-за малой высоты уступа, но используются на разделке блоков. В зарубежной практике в карьерных условиях используются дисковые машины "Акула" фирмы "Валлем" (Германия) с дисками большого диаметра, армированными алмазными сегментами, позволяющими вырезать блоки высотой 1-1,25 м, шириной 1,1 м.

Парк эксплуатируемых и серийно выпускаемых машин с кольцевыми фрезами составляют СМР-028 (СМ-177а), СМР-029 (СМ-428), и СМР-027 (СМ-580). В скобках указаны машины, снятые с производства, но пока используемые в карьерах.

Универсальная камнерезная машина СМР-028 полностью подготавливает блоки к выемке, а в комбинации с буроклиновым способом успешно применяется на проходке разрезных и фланговых (заходных и выходных) траншей. Степень механизации операций при ее применении составляет 60-70%. Параметры получаемых блоков в сечении составляют 1×1 м.

Машина СМР-029 выполняет вертикальные, горизонтальные и продольные пропилы, передвигаясь по рельсовому пути, укладываемому на кровле или почве отрабатываемого уступа на одном уровне. СМР-029 может быть использована в зонах повышенной трещиноватости массива для выполнения горизонтального пропила, предохраняющего продуктивную толщу от разрушения, при удалении скальных трещиноватых пород с помощью буровзрывных работ.

Машина СМР-027 предназначена для работы в блочных породах

Таблица 2.25

Классификация месторождений мрамора и мраморизованных известняков по пределу прочности пород при сжатии

Предел прочности пород при сжатии, МПа	Класс месторождений	Индекс класса месторождений	Истираемость пород, г/см^2	Степень истираемости пород	Индекс группы месторождений	Примеры месторождений
< 40	Слабые и пониженной прочности	I	-	Не выделяется	О	-
40-60	Ниже средней прочности	II	-	То же	О	Заринбахское, Енокаванское
60-80	Средней прочности	III	0-0,5	Низкая	А	"Буровщина"
			0,5-1	Средняя	Б	Иджеванское, Садахлинское
			1-1,5	Высокая	В	Мраморское, Коелгинское, Кибик-Кордонское
			1,5-2	Весьма высокая	Г	Актауское
80-100	Прочные	IV	0-0,5	Низкая	А	Экпендинское, Шараксайское
			0,5-1	Средняя	Б	Рускеальское, Уфалейское
			1-1,5	Высокая	В	Газганское, Арымское
			1,5-2	Весьма высокая	Г	Новотаубинское, Каркадинское
100-120	Повышенной прочности	V	0,5-1	Средняя	Б	Севазское
			1-1,5	Высокая	В	Баландинское, Прохоровское
			1,5-2	Весьма высокая	Г	Кричевское
			> 2	Очень высокая	Д	Кварженское, Шрошенское
> 120	Высокопрочные	VI	-	Не выделяется	О	Хорирабское, Схвиторское, Таскольское, Першинское, "Верхний Дальян"

Таблица 2.26

Классификация месторождений мрамора и мраморизованных известняков по углу наклона залежи

Средний угол наклона залежи, градус	Класс месторождений	Индекс класса месторождений	Примеры месторождений
< 5	Горизонтальные	Г	-
5-40	Наклонные	Н	Уфалейское, Газганское
40-75	Крутые	К	"Буровщина", Рускеальское, Кибик-Кордонское, Коелгинское
> 75	Вертикальные	В	Мраморское, Зарбандское

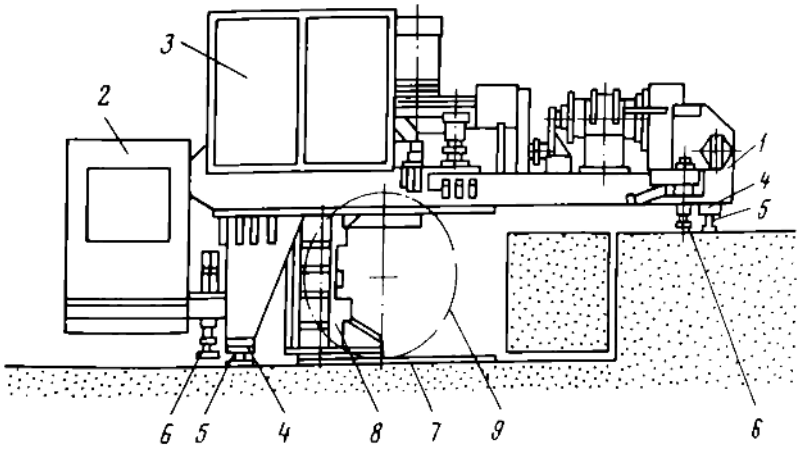


Рис. 2.69. Схема камнерезной машины СМР-028

малой крепости, а также для выпиливания из массивов стеновых блоков.

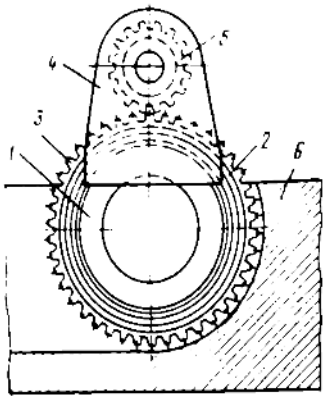
На рис. 2.69 приведена конструктивная схема камнерезной машины СМР-028. На самоходной раме *1*, перемещающейся на колесах по *4* по рельсовому пути, расположенному в двух уровнях (один рельс *5* - на почве отрабатываемого уступа, второй - на его кровле), установлено рабочее оборудование: пильная тележка с вертикальной фрезой *9*, консолью *8* с горизонтальной фрезой *7* и их приводами, ходовая часть машины с тросовыми барабанами для рабочих перемещений машины и тележки, а также электрооборудование *3*, гидронасосная установка, привод хода, пульты управления, домкраты *6*, кабина *2*.

Техническая характеристика камнерезных машин

Камнерезная машина	СМР-028	СМР-029	СМР-027
Производительность, $м^2/ч$	0,4-4	0,4-4	5,2-19,5
Максимальный предел прочности разрабатываемой породы, МПа	180	180	40
Диаметр фрез, мм	1380	1380	1380
Число фрез	2	1	2
Ход пильной тележки, мм	1870	-	2460
Ширина колеи рельсового пути, мм	4152	6200	18500
Масса общая, кг	14240	6200	18500

Рабочий орган машины - кольцевая фреза (рис. 2.70) представляет собой неподвижно закрепленный диск *1*, по которому вращается зубчатое кольцо *2*. Зубки кольца выполняют двоякую функцию: во-первых, входят в зацепление с ведущей шестерней *5* и таким образом обеспечивают рабочее движение кольца, во-вторых, несут три типа съемных, армированных твердым сплавом резцов *3*. Резцы отличаются по форме заточки

Рис. 2.70. Кольцевая фреза



и положению на зубках (левые, правые, средние). Ширина фрезы по крайним зубкам 30-34 мм, что обеспечивает пропил шириной 36-40 мм. Диаметр фрезы 1380 мм. Как видно из рис. 2.70, крепление диска к раме с помощью щечек *4* позволяет внедрять-ся фрезе в массив *6* на глубину до 0,7-0,75 ее диаметра, т.е. на 1,04 м, что обеспечивает размер блоков в сечении 1×1 м. Длина блоков определяется горно-геологическими условиями (расстояние между трещинами, наличие кварцевых жил).

Поперечные пропилы перпендикулярно фронту уступа и рельсовому пути осуществляются вертикальной фрезой, установленной на пильной тележке, которая обеспечивает подачу инструмента на забой, перемещаясь по направляющим неподвижной рамы. Машина в этом случае заторможена и поддомкрачена. После завершения пропилов машина снимается с домкратов, перемещается к месту нового пропила, закрепляется и т.д.

Продольные горизонтальный и вертикальный тыльный пропилы осуществляются горизонтальной фрезой *2* на консоли *8* (см. рис. 2.69) и переставленной после проходки поперечных пропилов на 90° вертикальной фрезой. При этом пильная тележка неподвижна, а подача рабочих инструментов на забой осуществляется передвижением машины по рельсам с помощью зачаленных и наматываемых на барабаны машины тросов.

Зачаливание осуществляется за стержень диаметром 30-32 мм, расположенный в шпуре диаметром 35 мм и глубиной 0,5 м, на расстояние 8-10 м по ходу впереди машины.

Рассмотрим организацию и технологию работ по выпиливанию (подготовке к выемке) блоков на уступах, для чего обратимся к рис. 2.71, на котором схематически представлен в плане участок рабочей зоны блочного карьера. С гор. 3 уступ с фронтом работ L_3 отрабатывает камнерезная машина *№ 1*, с гор. 4 уступ с фронтом работ L_4 - машина *№ 2*. На флангах отрабатываемых уступов расположены вспомогательные траншеи *I* (заходные) и *II* (выходные).

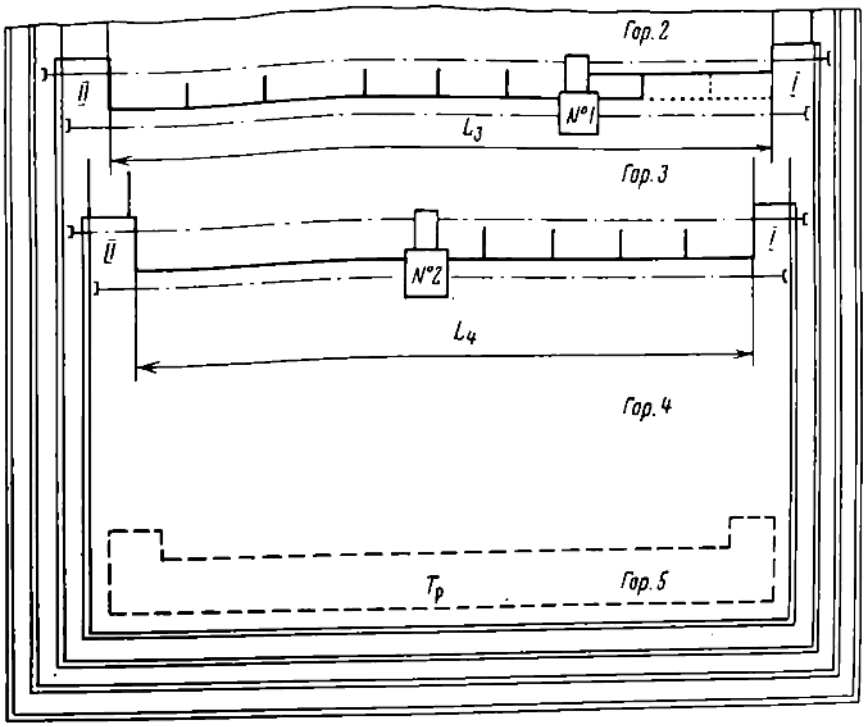


Рис. 2.71. Схема организации работ по выпиливанию блоков на уступах

Отделение блоков осуществляется за два прохода машины **вдоль фронта уступа.** При первом проходе машина делает по**перечные пропилы,** для чего ее устанавливают у заходной **траншеи таким** образом, чтобы расстояния от внутренней **фланговой линии** траншеи до вертикальной поперечной фрезы **было равно** длине вырезаемого блока. Затем закрепляется машина, включаются привод фрезы и подача пильной тележки. **Ширина** пропила (блока) определяется возможностями фрезы (1,04 м). Длины блоков определяются стандартом, расстоянием между поперечными трещинами, а также прожилками прочных пород (кварца). При мощности последних более 0,2 м они извлекаются до производства пропилов буроклиновым или буровзрывным способом (с помощью ДШ).

По окончании работ в первом положении машина растормаживается и перемещается по рельсам к следующему намеченному пропилу и т.д. до конца фронта уступа (до выходной траншеи). На рис. 2.71 поперечные пропилы совершает машина *№ 2*. Следует отметить, что первый проход можно производить и в направлении от выходной траншеи к заходной.

Для совершения горизонтального и вертикального тыльного пропилов машина возвращается в исходное положение - в заходную траншею. Вертикальная фреза монтируется для про-

дольного пропила, горизонтальная фреза подводится к внутренней стороне заходной траншеи, зачаливаются тяговые тросы, включаются приводы фрез и их подача на забой. Одновременно совершаются оба пропила, горизонтальный и вертикальный. Конструктивно вертикальная фреза располагается на 1 м сзади горизонтальной, и на такое же расстояние отстает вертикальный пропил.

По мере продвижения машины во избежание преждевременного откола блока, зажима фрезы, а также для обеспечения завода подъемных тросов при погрузочно-транспортных операциях в горизонтальный пропил вставляют деревянные клинья. На рис. 2.71 продольные пропилы совершает машина *№ 1*. За ней пунктиром обозначено местоположение отгруженных блоков.

При достижении выходной траншеи машина ожидает окончания уборки блоков, а затем начинает новую заходку (новый цикл) по подготовке блоков к выемке, совершая поперечные пропилы в направлении от выходной траншеи к заходной.

Иногда на подготовке блоков к выемке используется спаренная работа двух машин. Примером тому может быть Коелгинский карьер мрамора, где основной объем добычи блоков обеспечивается работой спаренных машин. Одна из них выполняет поперечные пропилы, вторая - продольные горизонтальный и вертикальный затыловочный.

На выемке и погрузке блоков используются стреловые самоходные краны. Перемещаются блоки автотранспортом. Для удаления окола и штыба целесообразно применять погрузчики и бульдозеры.

Применяемое горнотранспортное оборудование и условия его работы формируют параметры основных элементов системы разработки: ширину рабочих площадок и высоту уступов.

При подготовке блоков к выемке с помощью камнерезных машин погрузочно-транспортное оборудование в зависимости от параметров рабочих органов может обслуживать с одного горизонта один, два и более подуступов. В связи с этим на карьерах могут иметь место рабочие площадки двух типов: площадки транспортных горизонтов $Ш_{рпт}$, служащие для размещения камнерезных машин, подъемных кранов, автотранспорта; площадки промежуточных между транспортными горизонтов $Ш_{рп}$, служащие для размещения только камнерезных машин (площадки подуступов) (рис. 2.72).

При указанном комплекте оборудования ширина рабочих площадок может быть установлена по зависимостям:

$$Ш_{рпт} = b_1 + b_2 + (l_б + b_{во}) + R_{хч} + l_б + \\ + l_{тр} + l_б + b_к + b_э + A; \quad (2.210)$$

$$Ш_{рп} = b_1 + b_2 + l_б + b_к + b_э + A. \quad (2.211)$$

Значения составляющих ширины рабочих площадок для камнерезных машин приведены ниже.

Значения составляющих ширины рабочих площадок, м

Камнерезная машина	СМР-028	КМХ-2
Ширина заходки A	1	1,35
Расстояние безопасного приближения движущихся механизмов $l_б$	1	1
Ширина транспортной полосы $l_{тр}$	3	4
Половина расстояния между выносными опорами крана (для авто- и пневмоколесных кранов) или половина ширины гусеничного хода $b_{во}$	1,65-3,5	2,2-3,5
Радиус вращения хвостовой части кузова крана $R_{хч}$	1,4-8,2	3,8-8,2
Вынос габаритов машины за пределы направляющего пути b_1	0,3	0,15
Расстояние от верхней бровки уступа до оси верхнего рельса b_2	0,9	-
Расстояние от вынимаемого блока:		
до направляющего пути b_3	-	1
до оси нижнего рельса b_3	2,4	-
Расстояние, на котором могут быть размещены вспомогательное оборудование и коммуникации $l_{всп}$	-	1,5
Вынос кабины от оси нижнего рельса $b_к$	1,5	
Недоиспользованная длина бара $L_б$-A	-	0,15
Длина направляющего звена $l_р$	-	3
Ширина направляющего звена $b_р$	-	1

По данным практики среднее значение ширины рабочих площадок на подуступах 7-7,5 м, на транспортных горизонтах - 16-23 м.

Применение погрузчиков для погрузки и транспортирования мелкого окола и штыба на подуступах значительно снижает себестоимость крановых выемочно-погрузочных работ, но при этом вдвое увеличивается ширина площадки на подуступе.

Высота уступов при использовании машины СМР-028 определяется величиной возможного вертикального пропила, который составляет, как уже говорилось ранее, 1,04 м.

Машина СМР-029, устанавливаемая на рельсовом ходу в одном уровне, может использоваться в комбинированных способах добычи блоков для горизонтальной подрезки уступов. Окончательное отделение блоков осуществляется буроклиновым или буровзрывным способом. В этом случае высота уступов не ограничивается камнерезной машиной, и размеры блоков существенно увеличиваются.

Важным показателем системы разработки является минимальная длина фронта работ, приходящаяся на одну камнерезную машину $L_б$, зависящая от крепости пород.

Минимальная длина фронта работ камнерезной машины

Предел прочности пород на сжатие, МПа	30-50	50-80	>80

Минимальная длина фронта работ $L_б$, м	150-200	100-150	60-100

Рабочая зона карьера, отрабатывающего пласт блочных пород, имеет, как правило, несколько добычных уступов. При этом добычной фронт карьера

$$L_к = \sum_{i=1}^{n} L_i, \qquad (2.212)$$

где L_i - добычной фронт работ на i-том уступе, м.

Зная $L_к$, $L_б$ и производительность камнерезной машины $Q_{км}$, можно определить производительность блочного карьера (м^3):

$$Q_к = L_к Q_{км} / L_б. \qquad (2.213)$$

$Q_{км}$ может быть установлена в каждом конкретном проекте разработки месторождения, исходя из производительности в м^2 пропила, параметров требуемых блоков и удельной площади

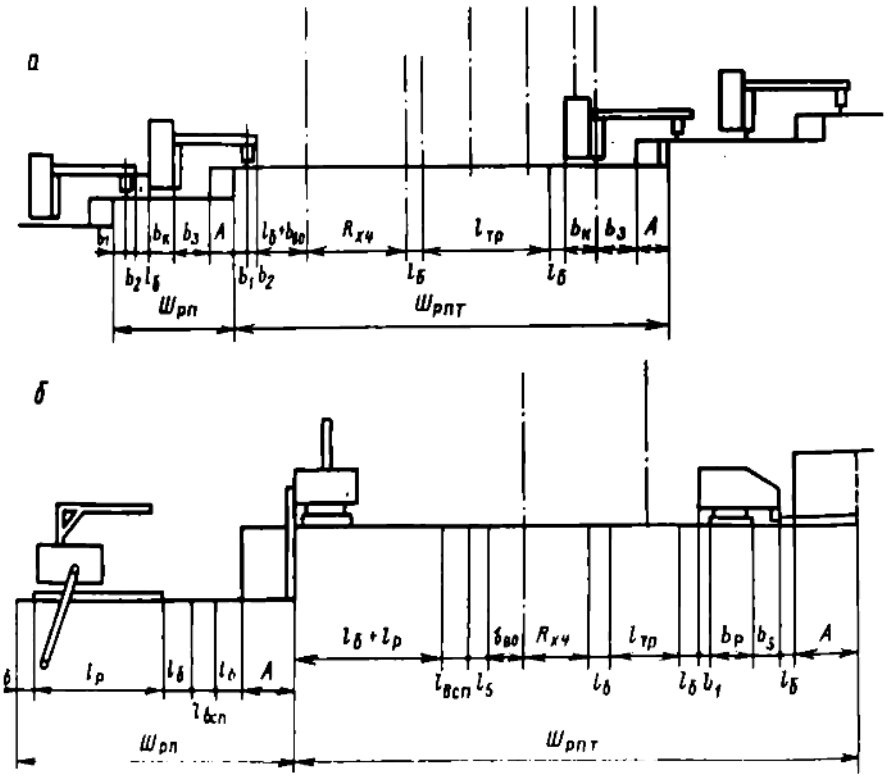


Рис. 2.72. Схемы рабочих площадок при использовании камнерезных машин с кольцевой фрезой (*а*) и баровой машины (*б*).

пропила ($м^2/м^3$), т.е. площади пропила, приходящейся на 1 $м^3$ подготовленного блока.

Производительность камнерезных машин, $м^2$ пропила в смену

Предел прочности пород на сжатие, МПа	*СМР-028**	*СМР-029*
40-60	26	15
61-80	22	13
81-100	21	12
101-120	17	10

*При одновременной работе двумя фрезами.

$Q_к$ следует считать реальной при соответствующей производительности погрузочно-транспортного оборудования.

В процессе эксплуатации карьера рабочие уступы, достигшие конечных контуров, выбывают из разработки, что может привести к сокращению добычного фронта и производительности карьера. Для покрытия возникающего дефицита добычного фронта необходимо подготавливать к работе новые уступы, для чего требуется осуществить проходку разрезной траншеи и вспомогательных фланговых траншей. На рис. 2.71 штрихами показана подготовка гор. *5* (проходка разрезной траншеи $T_р$ и фланговых траншей *I* и *II*). На рис. 2.73 крупным планом рассмотрена технология работ при подготовке заходной и разрезной траншей на гор. *5* с использованием машины СМР-028. Размеры подготовительных траншей приведены в табл. 2.27.

Проходка подготовительных выработок может осуществляться с помощью буровзрывных работ или буровзрывным способом.

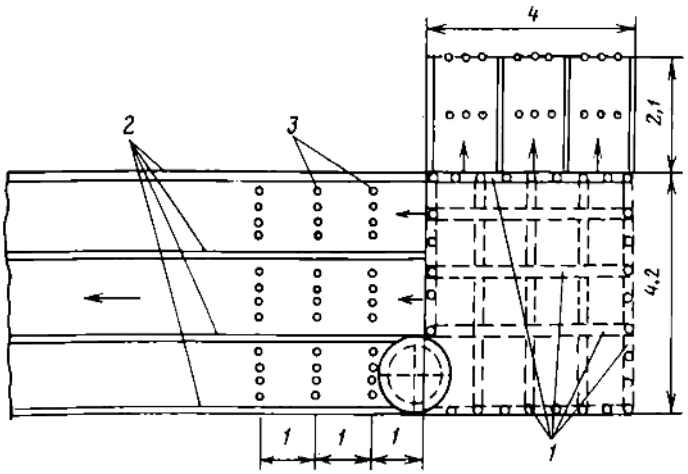


Рис. 2.73. Технологическая схема подготовки заходной и разрезной траншей

Таблица 2.27

Размеры подготовительных траншей при проходке их камнерезными машинами

Машина	Разрезная		Фланговая	
	ширина	длина	ширина	длина
СМР-028	4,2	Определяется длиной фронта работ	4	2,1
СМР-029	2,4	То же	4	2,1

В первом случае повышается интенсивность работ, но не гарантируется сохранность массива. Во втором случае камнерезные машины работают в комбинации с буроклиновым способом, а также с помощью буровых станков для образования щелей.

На первом этапе в работу вовлекаются буровые станки с диаметром скважин 105-110 мм, которые методом сплошного бурения образуют щель *1* глубиной 1,2 м по контуру квадратного колодца в торце разрезной траншеи со стороной, равной ширине траншеи. Затем внутри колодца создается сеть сплошных щелей *1*, перегородки между которыми взламываются отбойными молотками.

После проходки колодца по оси траншеи укладывают рельсы и устанавливают камнерезную машину с вертикальной фрезой для продольных пропилов. Двигаясь к выходной траншее, машина последовательно выполняет четыре вертикальных пропила *2* с расстоянием между ними 1,2-1,3 м. Ширина полосы между крайними пропилами соответствует ширине разрезной траншеи 4,2 м.

Затем машину устанавливают над заходной траншеей, заменяют вертикальную фрезу на горизонтальную и делают три торцевых вруба по подошве траншеи на глубину 1,04 м. На рис. 2.73 приведено одно из крайних положений горизонтальной фрезы.

После выполнения горизонтальных врубов машину отгоняют и начинают проходку разрезной траншеи буроклиновым способом. Для этого на удалении 1 м от забоя бурят шпуры *3* с расстоянием между ними 0,3 м и недобуром до горизонтального вруба на 0,1-0,2 м. Отбойку блоков осуществляют клиньями либо гидроклиньями.

После выемки блоков с помощью стреловых автокранов на всей ширине траншеи опять заводят камнерезную машину для пропиливания следующих трех врубов. И так циклы работ повторяются до достижения выходной траншеи.

Проходка фланговых траншей осуществляется таким же образом. Только при этом положения камнерезной машины соответствуют направлению фланговых траншей.

Область применения баровых машин ограничивается месторождениями бескварцевых мраморов, мраморовидных и мраморизованных известняков или пород с небольшим (3-5%) содержанием кварца. Массивы должны обладать монолитностью, угол падения залежи не должен превышать 30°. Баровые машины не требуют большой длины фронта работ, повышают интенсивность разработки по сравнению с канатными пилами и камнерезными машинами с кольцевой фрезой, но их эксплуатация требует более высокого технологического уровня производства.

В СНГ баровые машины не производятся, а поставляются в основном немецкой фирмой "Корфман" (Т-30 Н) и Болгарией (КМХ-2, выпускается по лицензии фирмы "Корфман").

Техническая характеристика баровых машин

Баровая машина	КМХ-2	Т-280	Т-30 Н	Т-320
Скорость движения режущей цепи, м/с	0,6-1,25	0,6-1,25	0,3-1,4	0,6-1,25
Скорость рабочей подачи, см/мин	0,65-25	0,65-12,8	2-15	0,65-25
Ширина прорези, мм	40	40	40	40
Глубина резания, м:				
вертикальная	1,5-2,5	2,5	2,5	3,2
горизонтальная	1,37-1,58	-	1,5	-
Установленная мощность, кВт	42,2	39,2	25,2	39,2
Скорость холостого хода, м/мин	3	3	0,65	3
Расход воды, л/мин	10	15	15	15
Габариты, мм:				
длина	2090	2000	1600	2000
высота	1775	1525	1150	1525
ширина	1950	1460; 2000	1380; 2100	1460
Предел прочности камня, МПа	150	150	200	

В комплект баровой машины входят: рама ходовая, установленный на ней бар, консольный кран, баки с маслом, электрооборудование и три звена рельсового пути.

Рабочий орган - бар, представляет собой удлиненную конструкцию (отношение ширины к длине 1:6), изготовленную из высококачественной листовой стали, оснащенную цепью и резцами, армированными твердым сплавом. На машине КМХ-2 (самой распространенной на наших карьерах) возможна установка баров различной длины: 1,5, 2 и 2,5 м. При работе машины в пропил необходимо подавать воду для охлаждения бара и выноса продуктов разрушения породы.

Баровая машина позволяет производить пропилы в массиве в трех взаимно перпендикулярных плоскостях, что позволяет полностью отделить блок от массива.

Технология подготовки принципиально сходна с таковой при использовании камнерезных машин с кольцевыми фрезами: вы-

полняются по фронту отрабатываемого уступа поперечные пропилы, затем горизонтальные и продольные вертикальные.

Разметка блоков по длине определяется их заданными размерами, наличием поперечных трещин, а также зонами включения твердых пород, которые при мощности более 0,2 м должны удаляться указанными выше способами до совершения поперечных пропилов.

Ширине вырезаемых блоков соответствует расстояние между двумя продольными вертикальными пропилами, определяемое возможной глубиной горизонтального реза 1,37-1,58 м.

Высота блоков, а значит, и высота уступов предопределяются глубиной вертикального реза 1,5-2,5 м.

Вырезка блоков из массива баровыми машинами может производиться продольными заходками по фронту (Коелгинский мраморный карьер), а также продольными или поперечными заходками в пределах панели размером 30×50 м (зарубежные карьеры).

Для выполнения первого поперечного пропила машина устанавливается на рельсовое звено, расположенное перпендикулярно фронту уступа на подготовленной площадке. Второе звено пристыковывается к первому в направлении рабочего хода баровой машины, третье - ко второму. Крепление звеньев между собой осуществляется с помощью винтовых устройств, а с основанием - четырьмя штырями диаметром 35-38 мм, забиваемыми в пробуренные для этого шпуры глубиной 20-30 см. Рельсовый путь обязательно нивелируется.

После установки машина приступает к выполнению поперечного пропила. Ввод бара в массив и вывод из него осуществляются принудительным вращательным движением с помощью гидроцилиндров, что исключает необходимость устройства траншей для ввода и вывода инструмента. В этом преимущество баровых машин перед машинами с кольцевыми фрезами.

По мере продвижения по рельсовому пути при выполнении пропилов освобождающиеся звенья переносятся вперед по ходу движения машины с соблюдением всех операций по креплению и нивелированию. На время перестыковки машина останавливается.

По окончании первого поперечного пропила баровая машина переносится по фронту уступа на направление второго пропила, затем третьего и т.д. до конца рабочего фронта.

Следует отметить, что по сравнению с кольцевыми фрезами работа по выполнению поперечных пропилов баровыми машинами более трудоемка за счет их частых переносов на новое направление пропила. Поэтому с целью сокращения времени, затрачиваемого на поперечные пропилы, следует увеличить их длину на ширину всей рабочей площадки, что позволит обеспечить поперечными пропилами несколько продольных заходок по подготовке блоков к выемке.

Совершение горизонтального продольного пропила, а затем вертикального продольного (тыльного) сопровождается пере-

стыковкой рельсовых звеньев, а также подклиниванием блоков при горизонтальном пропиле. На этом заканчивается подготовка блоков к выемке в заходке по фронту.

Процесс выемочно-погрузочных работ начинается спустя некоторое время после начала вертикального продольного пропила с тем, чтобы обеспечить безопасную работу механизмов.

Блоки, получаемые при работе баровых машин, имеют большой объем (6-8 м^3) и значительную массу (16-22 т), поэтому в комплект оборудования следует включать краны грузоподъемностью 40-60 т и специальные платформы с мощными тягачами для транспортирования блоков. Использование большегрузных автосамосвалов БелАЗ-540 малоэффективно, так как в кузов помещается всего один блок.

В комплект оборудования для баровых машин, кроме стреловых кранов и автотранспорта, должны быть включены компрессорная станция и перфораторы, а также специальный заточный станок, который поставляется вместе с баровой машиной.

При использовании баровых машин выделяются рабочие площадки также двух типов - на транспортном $Ш_{ртг}$ и промежуточном $Ш_{рп}$ горизонтах (см. рис. 2.72, *б*). Ширина их (м) определяется зависимостями:

$$Ш_{ртг} = 4l_б + l_р + l_{всп} + b_{во} + R_{хч} + l_{тр} + \\ + b_1 + b_р + b_э + (L_б - A) + A; \quad (2.214)$$

$$Ш_{рп} = l_б + l_р + l_б + l_{всп} + l_б + A = \\ = 3l_б + l_р + l_{всп} + A. \quad (2.215)$$

Значения составляющих ширины рабочей площадки для машины КМХ-2 приведены выше.

Среднее значение ширины рабочей площадки, по данным практики, составляет на подуступе 5-7 м, на транспортном горизонте 24-25 м.

Длина фронта работ на одну баровую машину составляет 30-50 м.

Грузотранспортная связь транспортных рабочих площадок с пунктами приема блоков на поверхности осуществляется, как правило, системой съездов.

Возможная по горнотехническим факторам производительность блочного карьера при работе баровых машин может быть установлена по зависимости (2.213). Сменную производительность самой баровой машины можно установить по графику, приведенному на рис. 2.74.

К камнерезным машинам второго типа относятся канатные пилы, широко распространенные в Италии, Франции, Португалии, Испании, США, Алжире, Болгарии и получающие все большее распространение в СНГ (мраморные карьеры

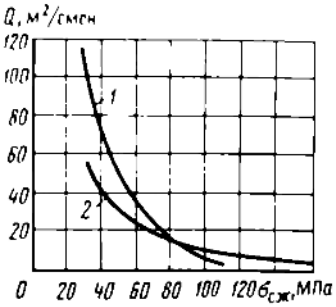


Рис. 2.74. Зависимость сменной производительности Q от предела прочности пород на сжатие $\sigma_{сж}$:
1 - баровой машины КМХ-2; *2* - машины с кольцевой фрезой СМР-028

Кибик-Кордонский, Рускеальский, Садахлинский, Хустнерудпрома и др.).

Популярность канатных пил обусловлена относительно высокой скоростью резания, возможностью получения пропилов значительной длины, небольшой шириной пропила, низкой энергоемкостью, возможностью получения блоков больших размеров. К недостаткам канатных пил следует отнести сезонность работ (исключение Кибик-Кордонский и Рускеальский карьеры), резкое снижение технико-экономических показателей при наличии твердых включений и повышенной трещиноватости массива, большой объем горноподготовительных работ.

В России на мраморных карьерах в основном используются канатные пилы итальянской фирмы "Пеллегрини" (отечественные канатные пилы не производятся).

Техническая характеристика канатных пил

Общая длина рабочего каната, м	800-1000
Диаметр каната, мм	3,5-6
Усилие натяжения каната, кН	2,5-3
Скорость движения каната, м/с:	
нормальная	6,5-8
повышенная	12-14
Диаметр приводных шкивов, мм	700-800
Установленная мощность, кВт	16-20
Расход абразива (кварцевого песка), кг/ч	80-100
Производительность, м²/ч	0,9-1,5

Канатная пила состоит из следующих основных узлов: пильного каната, приводной станции, натяжного устройства, направляющих шкивов, пильных стоек, питателя абразивом.

Пильный канат представляет собой двух- или трехжильный стальной трос длиной 800-1000 м, свитый в бесконечную петлю и приводимый в движение приводной станцией. Канаты итальянского производства имеют двустороннюю свивку, направление которой меняется через каждые 20-25 м, что позволяет совершать высокие пропилы без смещения каната с заданного направления.

Приводная станция служит для сообщения канату движения с помощью электродвигателей и системы шкивов.

Направляющие шкивы предназначены для передачи каната в забой. Они могут располагаться в любой плоскости, так как крепление вилок, несущих шкивы, имеет шарнирное сочленение, позволяющее жестко фиксировать шкивы в любом заданном положении.

Натяжное устройство обеспечивает натяжение каната и состоит из тележки с набором грузов (240-270 кг), перемещающейся по наклонным (30°) рельсам. При опускании каната в пропил тележка поднимается вверх, при подъеме каната и ослаблении тележка опускается вниз, обеспечивая натяжение. Как правило, стрела прогиба не должна превышать 80 мм на 1 м расстояния между центрами шкивов.

Пильные стойки - сварные коробчатые конструкции, несущие по два шкива. Верхний шкив является направляющим канат, нижний-подающим, свободно перемещающимся сверху вниз при помощи канатика, наматываемого на барабан. По мере пропиливания массива пильный канат с помощью нижнего шкива поджимается к забою.

Питатель абразивом предназначен для подачи водно-песочной пульпы в пропил и состоит из двух емкостей: одна для воды, вторая - смеситель для получения пульпы необходимой консистенции.

Процесс пиления заключается в разрушении забоя движущимся по нему кварцевым песком, увлекаемым канатом. Эффективность этого процесса обусловливается многими факторами: режущими свойствами кварцевого песка, организацией подачи абразивной пульпы в пропил, скоростью движения и степенью износа каната, давлением каната на забой пропила, длиной пропила и прочностью разрабатываемых пород.

Для обеспечения высокопроизводительной работы канатной пилы используемый песок должен содержать не менее 90% песчинок кварца и не менее чем на 60% их размером 0,2÷0,3 мм. Песчинки этого размера наилучшим образом размещаются в желобах между нитями каната, увлекаются им и активно воздействуют на забой пропила. Ширина пропила составляет 7-6 мм.

Немаловажную роль в процессе пиления играет состав и организация подачи абразивной пульпы. Работа смесителя должна быть отлажена таким образом, чтобы соотношение песка и воды в пульпе было 1:3. Расход песка должен составлять 80-100 кг/ч. Увеличение подачи песка в единицу времени нецелесообразно, так как происходит переполнение песком канатных желобов. Для повышения режущей способности рекомендуется добавлять к нему карбидокремниевый абразив.

Наиболее рациональная скорость движения каната - 6-8 м/с. Значительное увеличение скорости практически не приводит к повышению производительности пиления, так как посту-

пающий песок выносится из пропила, не успевая оказывать на него воздействия.

В процессе пиления канат изнашивается и подлежит замене. В противном случае резко снижается производительность пиления и возможен обрыв каната. Изношенный канат заменяют канатом меньшего диаметра с учетом износа предшествующего.

Предельной длиной пропила считается 14-25 м. На этой длине песок теряет свои абразивные свойства и, кроме того, снижается давление каната на забой пропила.

В трудных горно-геологических условиях (включения крепких пород, сильная трещиноватость) резко снижается производительность за счет утечки воды, заклинивания каната и сильного его износа. В этих случаях целесообразно переходить на пропилы меньшей длины.

На Кибик-Кордонском и Рускельском карьерах налажена круглогодичная работа канатных пил в условиях сурового климата, главным образом, за счет добавления соли в воду и ее подогрева. Практика показывает, что хорошие результаты обеспечиваются четкой организацией работ и обоснованными с учетом климата мероприятиями по подготовке воды.

Охарактеризовав техническую оснащенность канатного пиления и сущность его физического воздействия на массив, перейдем к рассмотрению технологии подготовки монолитов к выемке (рис. 2.75).

Процесс подготовки включает подготовительные работы, выпиливание монолита из массива, опрокидывание монолита.

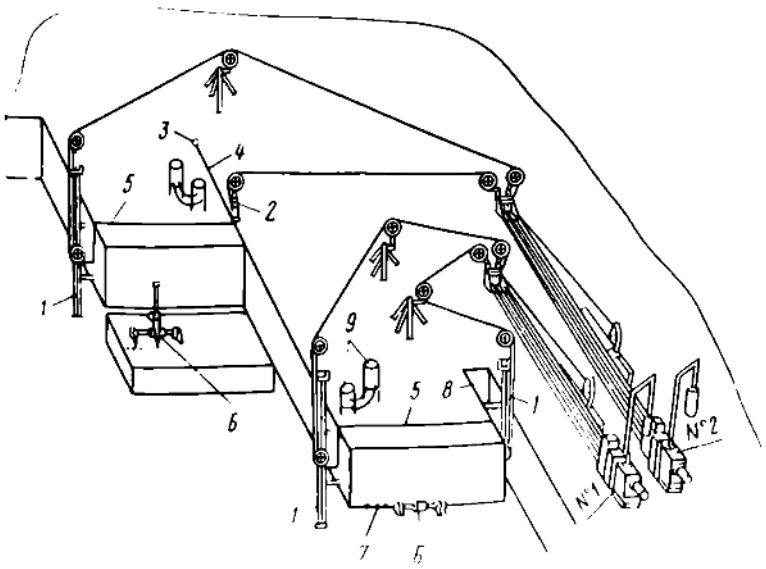


Рис. 2.75. Схема добычи блоков канатными пилами

Подготовительные работы предусматривают либо проведение опережающих торцевых пропилов *4* и скважин *3*, либо проходку опережающей (заводной) траншеи *8*. В первом случае в необходимой точке *3* на линии намечаемого пропила буровым станком бурят скважину диаметром не менее 220 мм на глубину, превышающую высоту монолита на величину, равную стреле прогиба каната. Затем у обнаженной поверхности откоса уступа располагают рабочую стойку, в скважине размещают стойку с проникающим роликом *2* диаметром 200 мм и осуществляют пропил, аналогичный пропилу *4*.

В случае проходки заводной траншеи проходят два пропила на расстоянии друг от друга, равном ширине траншеи. Траншейный блок удаляют буровзрывным способом с применением ДШ.

Отделение монолита от массива осуществляется выполнением вертикального пропила, аналогичного *5*, в котором участвуют рабочая стойка у откоса уступа *1* и стойка с погружным роликом *2*. При наличии забойной траншеи пропил выполняется с помощью двух рабочих стоек *1*, одна из которых заведена в траншею *8*.

Для отделения монолита от подошвы используют буровзрывной способ. Бурение шпуров *7* производят станками строчечного бурения *6* по всему основанию на расстоянии 12-15 см друг от друга. Заряжание шпуров осуществляют двумя нитками ДШ и взрывают одновременно.

Объем монолитов, отделяемых при канатном пилении, достигает 100-150 м^3 при длине 14-16 м, высоте 4-6 м и ширине 1,4-1,5 м.

После отделения монолита от подошвы его опрокидывают на подсыпку из щебня. Для этого используют два гидродомкрата "Титан" фирмы "Пеллегрини" или отечественные конструкции ВНИИнеруд в начальный момент устанавливаемые в специальных нишах. По мере опрокидывания они попеременно перемещаются вниз по освобождаемой поверхности массива. Кроме того, для фиксации монолита в наклонном состоянии при перестановке домкратов бросают камни между массивом и монолитом до момента опрокидывания монолита.

На карьерах ФРГ для опрокидывания монолитов используют специальные пневмоподушки из твердой резины с рифленой поверхностью, покрытые оболочкой из ткани. Заполненная компрессором подушка развивает давление до 0,6 МПа. Порядок такой же, как и с гидродомкратами.

Процессы разделки монолитов на блоки, их пассировки и отгрузки аналогичны таковым для блочных карьеров, разрабатывающих прочные породы. Кроме того, следует отметить положительный опыт применения для пассировки камнерезных машин СМР-028 (Кибик-Кордонский карьер) и баровых (Коелгинский карьер).

За рубежом имеют широкое распространение алмазно-канатные

установки, выпускаемые многими фирмами Италии ("Бенетти", "Пеллегрини", "Бюселли", "Командулли" и др.), Великобритании, США, ФРГ и др. Основной особенностью алмазно-канатных пил является оснащение их канатов алмазными режущими элементами, получаемыми методом порошковой металлургии (на металлокерамических связках), с алмазными зернами, размещаемыми по всей глубине рабочего слоя. Канаты счаливаются в контуры с рабочей длиной в основном от 20 до 60 м (бывают до 200 м) и обладают высокой износоустойчивостью.

При вырезке монолитов алмазным контуром обязательным условием является наличие не менее двух обнаженных поверхностей массива, например, одна горизонтальная и одна вертикальная. С этих поверхностей забуривают пересекающиеся скважины *12* (рис. 2.76), вводят в них алмазный канат *3*, пропускают его через через приводной шкив установки *4*, счаливают концы и выполняют нужный пропил. При необходимости встречные скважины пробуривают в вертикальной, горизонтальной и наклонной плоскостях. Можно осуществлять вырезку монолитов при расположении установки на почве (см. рис. 2.76, *а*) или кровле (см. рис. 2.76, *б*) отрабатываемого уступа, выполнять горизонтальную подрезку уступов.

По данным итальянской фирмы "Тракоса" при производительности в два раза выше обычных канатных пил установки с алмазным канатом обеспечивают снижение эксплуатационных затрат в три раза.

В России созданием установок алмазно-канатного бурения занимается ВНИПИИстромсырье. Им разработан и прошел испытания станок ПАК-306 для пассировки блоков.

Уступы в карьере могут отрабатываться прямолинейным фронтом (система разработки продольными заходками) или ступенчатым фронтом - панелями (разновидность системы разработки поперечными заходками).

При обеих системах разработки подготовка фронта работ на уступе осуществляется проходкой разрезной траншеи. На рис. 2.77 эта траншея $T_р$ пройдена у конечного борта карьера (*б* - верхняя бровка вышележащего уступа в конечном положении, *5* - верхняя бровка разрезной траншеи). В связи с этим подвигание фронта добычных работ будет в направлении противоположного борта *MN*. В обеих системах началом добычных работ является подготовка к выемке первого монолита *1*. Для этого проходятся заводная траншея $T_з$ и поперечный пропил *7*.

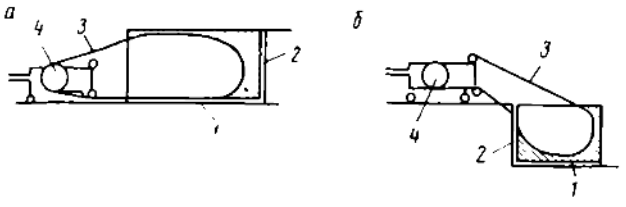


Рис. 2.76. Схемы отработки уступов алмазно-канатными установками

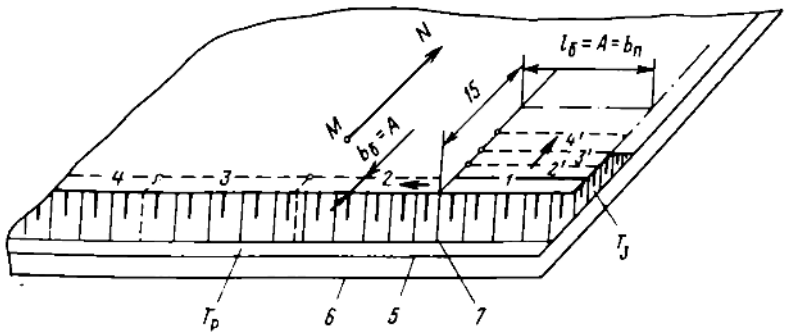


Рис. 2.77. Схема организации работ по подготовке нового рабочего горизонта при канатном пилении

Технология выполнения этих работ с помощью рабочих стоек и стоек с погружным роликом, а также БВР или буроклиновых работ приведена выше. Затем производят полное отделение блока, его разделку, пассировку и отгрузку.

Далее в соответствии с принципиальными отличиями систем работы будут развиваться различно. При системе продольными заходками последующими блоками будут *2, 3, 4* и т.д. Ширина заходки *A* будет равна ширине монолита $b_б$. По достижении конца фронта уступа канатная пила возвращается в начало разрезной траншеи и начинает вторую заходку, первым монолитом которой будет *2′* и т.д. по фронту. Возможен вариант работы, когда вторая заходка начинается на месте окончания первой (в конце разрезной траншеи), т.е. без холостого перехода пилы. Но в этом случае увеличивается объем горноподготовительных работ - необходима проходка второй заводной траншеи.

При системе разработки поперечными заходками (панелями) последующими подлежащими к выемке монолитами будут *2′*, *3′*, *4′* и т.д. Ширина заходки *A* будет равна длине монолита $l_б$ или, что то же самое, ширине панели $b_п$, т.е. $A = l_б = b_п$. Когда забой первой панели продвинется на 15 м, в разработку вводится вторая панель, начальным монолитом которой будет монолит *2*. При продвижении забоя второй панели на 15 м, а первой на 30 м начнется разработка монолита *3* в третьей панели и т.д. Фрагмент этой системы приведен на рис. 2.75.

Система разработки панелями предпочтительнее при использовании канатных пил в силу большой насыщенности рабочей зоны оборудованием и, значит, большей производительности карьера.

Увеличение канатных пил на фронте уступа при продольных заходках требует такого же увеличения числа заводных траншей, т.е. увеличения горноподготовительных работ.

Независимо от принятой системы разработки высота ее уступа при канатном пилении L = 4÷6 м, а ширина рабочей

площадки (рис. 2.68, *b*) может быть установлена по зависимости

$$Ш = А + П_р + П_к + П_п + П_в + П_2, \quad (2.216)$$

где $А$ - ширина отделяемого монолита, м.

Минимальная длина фронта работ на одну пилу $L_б$ = 20÷÷30 м.

Производительность карьера (м²/год) может быть установлена по формуле

$$Q = L_к Q_{кп} R/(L_б q_п), \quad (2.217)$$

где $L_к$ - длина добычного фронта работ в карьере, м; $Q_{кп}$ - производительность канатной пилы, м²/смен; $q_п$ - удельный расход пиления, м²/м³; R - число рабочих смен на карьере в год.

По данным Кибик-Кордонского карьера, удельный расход пиления $q_п$ = 1 м²/м³, производительность канатной пилы 3,67 м²/смен при использовании в качестве абразива кварцевого песка; 6,64 м²/смен - при использовании смеси песка с карбидом кремния (1:1); 7,13 м²/смен - при использовании порошка белого корунда и 9,14 м²/смен - при использовании карбида кремния.

Грузотранспортная связь рабочих горизонтов с поверхностью осуществляется в основном через систему наклонных траншей.

Вскрышные работы, как правило, выполняются с привлечением бульдозеров, скреперов, небольших экскаваторов и автомобильного транспорта.

В зарубежной практике (США, Испания, Франция, Канада) при подготовке к выемке блоков из монолитных массивов мрамора с пределом на сжатие прочности до 140 МПа широко применяют ударно-врубовые машины (ченнелеры). Рабочим органом этих машин является комплект долот, которым сообщается возвратно-поступательное движение большой частоты для нанесения ударов по горной породе и образования в ней врубовой щели.

Ченнелеры перемещаются по рельсам, положенным вдоль направления вырубаемой щели, и могут производит вертикальные, наклонные и горизонтальные врубы. Наиболее распространена технология, предусматривающая прохождение врубов во взаимно перпендикулярных вертикальных или наклонных плоскостях. Отбойку блоков в горизонтальной плоскости при этом осуществляют гидроклиновым (реже буроклиновым) способом.

Ширина щелей, образуемых ченнелерами, 50-60 см, глубина до 6 м, производительность 5-8 м²/смену.

К недостаткам ченнелеров следует отнести довольно широкую щель и нарушение монолитности породы из-за большой энергии единичного удара, что обусловливает более высокие качественные и количественные потери по сравнению, например, с канатным пилением.

В Чехии, США, Франции и других странах испытываются и со-

вершенствуются установки для резания камня с помощью струй воды при высоком давлении.

Вода из установки тонкими струями под давлением в одних случаях 100-125 МПа, в других - 250 МПа подается на массив. Во всех случаях водной струе придается вращение с очень большой скоростью, которое приводит к расщеплению кристаллической структуры гранита.

Однако применение этого способа связано со сложностью создания и эксплуатации насосов высокого давления, большими расходами энергии и воды.

2.11.3. ОБРАБОТКА БЛОЧНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Блоки камня, получаемые на карьере, поступают на камнеобрабатывающие предприятия, основным видом изделий которых являются облицовочные плиты и архитектурно-строительные изделия: парапеты прямоугольные, плиты накрывочные, подоконные, цокольные, проступи, ступени, цельные.

Процесс переработки блоков включает ряд последовательно выполняемых операций, в результате которых камню придают требуемую форму, размер и фактуру лицевой поверхности. В зависимости от используемого инструмента различают два основных вида обработки: р е з а н и е м и с к а л ы в а н и е м. Каждый из этих видов обработки предполагает: подготовку из блоков плит-заготовок заданной толщины с припуском на последующую фактурную обработку; раскрой плит-заготовок на плиты в соответствии с заказом на готовые изделия; обработку лицевой поверхности плит с целью доведения ее до необходимой фактуры: абразивной (пиленой, шлифованной, лощеной, полированной), обработанной ультразвуком, колотой или термообработанной.

При обработке блоков резанием разделка их на плиты-заготовки осуществляется камнераспиловочными станками, которые по использованию рабочего органа разделяются на три вида: ш т р и п с о в ы е, д и с к о в ы е и с э л а с т и ч н ы м р а б о ч и м о р г а н о м.

Рабочий орган штрипсовых станков представляет собой сварную или литую раму, в просвете которой натянуты плоские пилы (штрипсы), и называется пильной рамой, а станки - рамными.

Рамные станки подразделяются по траектории движения рамы на станки с п р я м о л и н е й н ы м и к р и в о л и н е й н ы м д в и ж е н и е м р а м ы. На первых эффективно используются износостойкие алмазосодержащие инструменты на породах средней и низкой прочности. При этом рамы на станках могут располагаться горизонтально либо вертикально. Кроме того, станки с горизонтальной рамой по взаимному перемещению инструмента и камня в вертикальной плоскости подразделяются на два типа: с опусканием пильной рамы (ка-

мень неподвижен), с подъемом камня, т.е. стола, на котором он расположен (инструмент неподвижен).

К числу наиболее распространенных штрипсовых станков с прямолинейным движением пильной рамы относятся СМР-032 (Выксунский завод ДРО), СМР-069, СМР-077 (Армения), ДМС (фирма "Бра", Италия), СВГ-IV, "Диага-40 ЖСК (фирма "Карл Майер", ФРГ), "Диабретон-IXC" (фирма "Бретон", Италия).

Станки с криволинейным движением пильной рамы в основном приспособлены для распиловки твердых кварцсодержащих горных пород с использованием гладких пил и свободного абразива. Выделяются два вида таких станков: с маятниковым движением пильной рамы и со сложной траекторией движения. Последние дали возможность применять алмазосодержащий инструмент и более эффективно использовать свободный абразив. Наиболее распространены станки СМР-043 (Выксунский завод ДРО, завод "Строймашина", Лиаповский мехзавод), ""Супер", Супер-Макс" (фирма "Бра", Италия), "Империал-А-2км" (фирма "Грегори", Италия).

Дисковые камнераспиловочные станки менее распространены, чем штрипсовые, но перспективны в связи с распространением алмазного инструмента. Их достоинство - в высокой скорости резания (20-40 м/с), недостаток - невысокий коэффициент использования диаметра дисковой пилы (около 0,35 диаметра диска). По количеству устанавливаемых дисковых пил станки бывают однодисковые и многодисковые.

Многодисковые станки бывают ортогональными, одновальными и многовальными.

Ортогональные станки имеют два взаимно перпендикулярных вала. На горизонтальном валу имеется один или несколько вертикальных дисков, на вертикальном - один горизонтальный диск для подрезки плит, нарезанных вертикальными пилами. Область их применения - породы средней прочности.

Одновальные многодисковые станки имеют до 20 пильных дисков и широко используются на породах малой прочности. Конструктивные особенности этих станков позволяют подразделить их на портальные и консольные, позиционные и конвейерные.

Многодисковые многовальные станки не получили широкого распространения из-за сложности их эксплуатации.

Во всех типах дисковых станков возможна подача инструмента на распиливаемый блок или наоборот. У однодисковых станков часто делают поворотными рабочие стволы для обеспечения возможности обработки взаимно перпендикулярных граней.

Станки с эластичными рабочими органами - ленточными, канатными и баровыми пилами - в основном используются для распиловки крупных блоков на блоки меньших размеров, а также при пассировке блоков.

Плиты-заготовки, полученные после распиловки блоков одним

из камнераспиловочных станков, поступают на фрезерно-окантовочные станки, где подлежат раскрою и разрезке по форме и размерам изготавливаемых изделий.

На последнем этапе в зависимости от предусматриваемой фактуры лицевой стороны изделий они проходят обработку на шлифовально-полировальных станках, ультразвуком или терморезаками.

При обработке блоков скалыванием разделка блоков на плиты-заготовки осуществляется ударным способом в основном ручным полумеханизированным инструментом: клиньями или колочными станками. Раскрой плит-заготовок и дальнейшая фактурная обработка осуществляются пневмо- и электромолотками.

При всех способах обработки блоков готовая продукция проходит контроль качества и при соответствии ее ГОСТу поступает на склад готовой продукции для последующей отправки потребителю.

2.11.4. ДОБЫЧА ПИЛЬНОГО СТЕНОВОГО КАМНЯ

Добыча стенового пильного камня и стеновых блоков осуществляется при отработке месторождений известняков, травертинов, вулканических туфов. На пильный камень приходится около 6% стеновых материалов, производимых в стране. В южных же районах Украины, Молдовы, Азербайджана, Армении из пильного камня строится до 50-60% зданий и сооружений. Надо, однако, сказать, что производство стеновых блоков ограничено из-за высокой трещиноватости продуктивных пластов отрабатываемых месторождений. Поэтому основной объем производства приходится на стеновой камень.

Техника и технология добычи стеновых блоков аналогичны таковым при производстве блочного облицовочного камня из пород средней и малой прочности.

Добыча пильного стенового камня включает следующие процессы:

пиление массива;

съем, складирование, отгрузку и транспортирование готовой продукции;

уборку, погрузку и транспортирование отходов камнепиления.

Наиболее полно учитывает особенности добычи пильного стенового камня классификация систем добычных работ Б.М. Родина (табл. 2.28), в основу которой положены число одновременно разрабатываемых уступов, их высота, организация работ по вырезке камня и стадийность получения готовой продукции. По числу одновременно разрабатываемых уступов системы разработки подразделяются на одноуступные и многоуступные. При о д н о у с т у п н ы х системах по всей

Таблица 2.28

Классификация систем добычных работ при разработке месторождений пильного камня

Класс	Группа	Система	Обозначение системы	Высота уступа, м	Описание системы	Условия применения
Многоуступная	Низкоуступная	Захватная	НЗ	0,41	Длина поперечных пропилов определяется габаритами машины. Горизонтальные и затыловочные пропилы осуществляются параллельно фронту работ	1. Небольшая мощность вскрыши 2. Мощность полезного ископаемого 1-1,5 м 3. Селективная добыча по высоте
Одноуступная		Столбовая	НСт		Поперечные пропилы производятся на любую заданную длину	1. Мощность вскрыши 1-1,5 м 2. Горизонтальный или слабонаклонный пласт 3. Форма карьерного поля приближается к квадрату 4. Коэффициент выхода готовой продукции 0,75-0,6
	Высокоуступная	Столбовая	ВСт	До 1,2	То же, но при добыче крупных блоков	
Многоуступная и одноуступная		Захватная сплошная	ВЗС	До 3	Горизонтальные и затыловочные пропилы производятся сразу по всей высоте уступа	1. Мощность полезного ископаемого более 2 м 2. Производительность карьера не менее 80-100 тыс. $м^3$ в год 3. Длина фронта работ 600-700 м 4. Средняя трещиноватость пласта

			0,86-2	То же, но при добыче крупных блоков	1. Мощность полезного ископаемого более 2 м 2. Производительность карьера не менее 35-50 тыс. $м^3$ в год 3. Длина фронта работ 200-600 м 4. Малая трещиноватость пласта
Захватная с горизонтальными заходками		ВЗГ	До 3	Горизонтальные и затыловочные пропилы производятся последовательными заходками по высоте уступа, равной высоте камня	1. Карьеры малой и средней производительности (10-50 тыс. $м^3$ в год) 2. На доработках уступов, разрабатываемых ранее другими машинами
Захватная с вертикальными заходками		ВЗВ	До 3	Продольные пропилы осуществляются последовательно по высоте, затыловочные - заходками по вертикали	В основном на проходке фланговых траншей или на доработке уступов
Двухстадийная	Фронтальная	ВДФ	До 3	То же, как ВЗС, но добываются монолиты-заготовки, подлежащие вторичной переработке	При необходимости получения продукции с минимальными допусками или при производстве архитектурно-строительных изделий, а также при явно выраженной горизонтальной трещиноватости
	Диагональная	ВДД*	До 3	То же, как ВЗС, но режущий орган располагается под углом 45° к фронту работ, исключаются фланговые траншеи	

* Система малоэффективна и в настоящее время не применяется.

площади месторождения производится последовательная отработка уступов.

При многоуступных системах пласт целиком или частично отрабатывается одновременно несколькими уступами. При большой производительности карьеров применяются многоуступные системы разработки, обеспечивающие снижение затрат на вскрышу в первый период эксплуатации и возможность организации внутренних отвалов.

По высоте уступов h_y системы разработки подразделяют на низкоуступные, где высота уступа не более двойной высоты стандартного камня ($h_y > 2Z_c$) и высокоуступные ($h_y > 2Z_c$). Минимальное число камней, выпиливаемых по высоте уступа, при применении низкоуступной системы равно двум, а высота стандартного штучного камня с учетом толщины пропила равна 0,205-0,210 м. Высокоуступные системы более эффективны. Низкоуступные системы применяются при добыче мелкоштучного камня повышенной прочности.

Различают захватные столбовые системы разработки. Система разработки называется захватной, если длина поперечного захвата (пропила) ограничивается конструктивными параметрами камнерезной машины $m_з$ = const. При столбовой системе длина поперечного захвата не ограничивается конструктивными параметрами машины и зависит только от ширины карьерного поля или участка.

При низкоуступной захватной системе уступ *1* (рис. 2.78, *а*) поперечными пропилами *2* определенной длины $m_з$ разделяется на блоки *3*, ширина которых *b* равна длине камня, а затем горизонтальными и затыловочными пропилами блоки отделяются от забоя. При этой схеме применяются камнерезные машины СМ-89 АУ, СМР-025, СМР-026.

При низкоуступной столбовой схеме уступ поперечными пропилами *1* (рис. 2.78, *б*) разделяется на длинные столбы *2*, ширина *b* которых равна длине камня. Затем горизонтальными и затыловочными пропилами блоки *3* отделяются от массива по всей ширине участка $m_з$.

При высокоуступной столбовой системе уступ поперечными пропилами *1* (рис. 2.78, *в*) нарезается на столбы. Отделение камня производится затыловочными *2* и горизонтальными *3* пропилами. Другой вариант реализации этой схемы приведен на рис. 2.78, *г*. При высокоуступной захватной сплошной системе камнерезный агрегат за один проход вдоль уступа отделяет от массива полосу и разрезает ее на блоки (рис. 2.78, *д*). Эта система эффективна при добыче мелкого стенового камня и крупных блоков на карьерах большей производительности при разработке пологих и горизонтальных малотрещиноватых пластов мощностью не менее 2 м и большой протяженности по простиранию.

При высокоуступной системе с горизонтальными заходками камнерезный агрегат за один проход вдоль уступа отделяет от

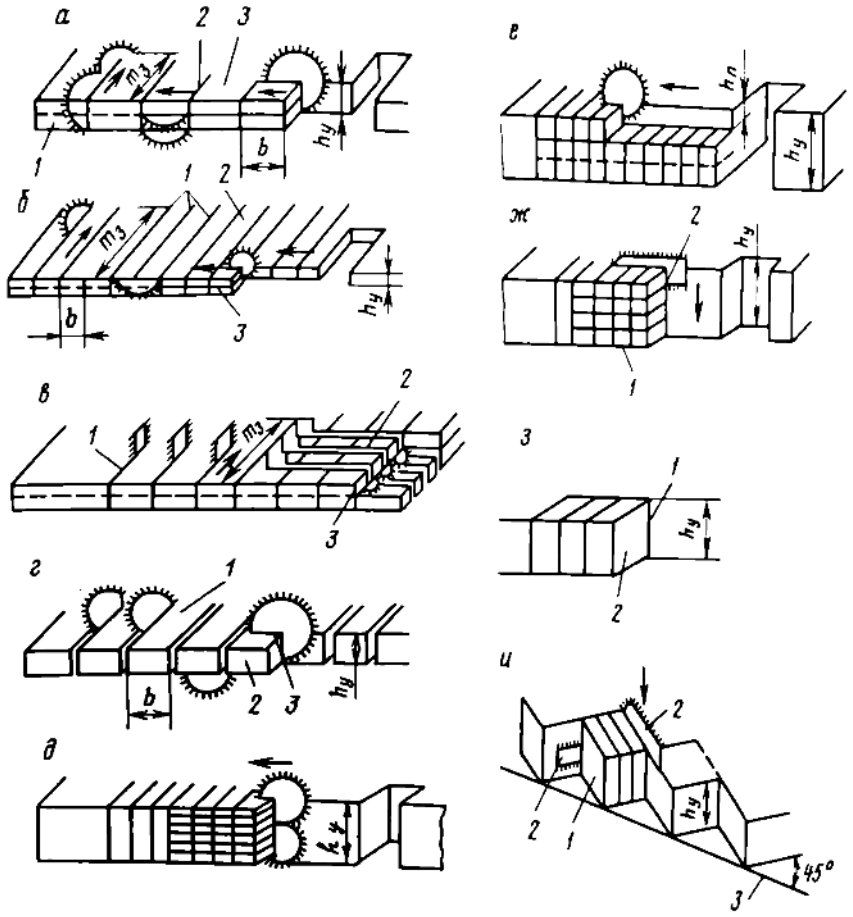


Рис. 2.78. Схемы добычных работ на месторождениях пильного стенового камня

массива полосу $h_п$ (рис. 2.78, *е*), высота которой равна толщине одного или нескольких блоков, длина - длине уступа, ширина - одному из измерений блока.

При высокоуступной системе с вертикальными заходками блоки *1* (рис. 2.78, *ж*), нарезанные поперечными и продольными пропилами, отделяются от массива последовательными затыловочными пропилами *2* на всю высоту уступа.

По признаку стадийности получения готовой продукции различают системы одностадийные и двухстадийные.

Одностадийные системы характеризуются получением готовой продукции непосредственно в забое (из-под камнерезных машин), двухстадийные - отделением от массива блоков-заготовок, которые в дальнейшем распиливаются на специальных станках на стандартные блоки.

При фронтальной двухстадийной системе плоскость затыловочных пропилов *1* (рис. 2.78, *з*) при отделении блоков *2* от массива остается параллельной фронту работ. Блоки от массива отделяются с использованием врубовых и камнерезных машин и путем откалывания. Врубовой машиной первоначально производятся горизонтальные, а затем затыловочные пропилы. При откалывании блоки-заготовки отделяются от массива по естественным трещинам или клиновым методом, а затем на специальных станках разрезаются на штучные камни.

При диагональной двухстадийной схеме блоки *1* (рис. 2.78, *и*) отделяются от массива вертикальными пропилами 2_a, расположенными под углом 45° к уступу *3* и под углом 90° по отношению друг к другу. Особенность этой системы - возможность вырезки блоков без фланговых траншей.

На практике возможно осуществлять переход от одних к другим системам разработки.

Для разработки низких уступов используются универсальные камнерезные машины СМ-89А, СМ-89АУ, СМ-518, СМ-89М, СМР-025, СМР-026 с горизонтальными и вертикальными пилами, а также машины только вертикального пиления НКМ-58, НКМ-2у, НКМ-4 и НКМ-4у.

Разработка высоких уступов при добыче стенового камня осуществляется универсальной машиной ВКМ-2 (прототипы КМ-3А, КМ-4, КМ-6, КМ-4М, ВКМ-1) и агрегатом СМ-824, состоящим из трех операционных камнерезных машин ПКБ-02 (вертикальные поперечные пропилы на всю высоту уступа), ПКБ-03 (горизонтальные пропилы), ПКБ-04 (вертикальные затыловочные пропилы) и машины ПКБ-05А, оборудованной отвальным приспособлением с конвейером для съема и уборки двух нижних рядов камня и штыбоуборщиком. Агрегат СМ-824 предназначен для добычи мелкого камня с пределом прочности до 5 МПа в мощных карьерах на длине фронта 500-1000 м и обеспечивает одновременный съем до 14 рядов камней по высоте уступа и отрезку трех полос с одной установки рельсового пути. По производительности агрегат СМ-824 эквивалентен кирпичному заводу средней мощности (400 м³ горной массы в смену).

При добыче пильного камня к наиболее трудоемким работам относятся съем и сортировка камня, укладка его в штабеля или пакеты, погрузочно-разгрузочные работы при транспортировании.

Съем камня в низкоуступных забоях наиболее успешно осуществляется с помощью различных захватов клещевого типа, а в высокоуступных забоях - с помощью дисковых съемников.

Снятые камни штабелируются, пакетируются для обеспечения механизированной отгрузки или сразу грузятся в транспортные сосуды.

Для транспортирования пильного камня широко применяется железнодорожный транспорт. Погрузка в вагоны осуществляется

козловыми консольными кранами и автомобильными стреловыми кранами.

Обеспечение грузотранспортной связи рабочих горизонтов с поверхностью осуществляется по вскрывающим выработкам, соответствующим виду технологического транспорта.

Вскрышные работы на карьерах пильного стенового камня по технологии и технической оснащенности аналогичны уже рассмотренным карьерам блочного камня.

2.12. РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ - ВЗАИМОСВЯЗЬ НАУКИ, ПРОЕКТИРОВАНИЯ И УЧЕБНОГО ПРОЦЕССА

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом, кроме рассмотренных общих вопросов и производственных процессов, включает в себя технологию горного производства, под которой следует понимать науку о закономерностях графического построения карьерного пространства на конец отработки месторождения, формах, интенсивности и планировании его развития, а также связи его с поверхностью. К главным разделам этой науки относятся:

вскрытие месторождений и рабочих горизонтов карьеров (методы и технические решения по обеспечению грузовой транспортной связи карьера с пунктами приема горной массы, а также рабочих горизонтов между собой);

системы разработки и направление развития работ (способы и технические решения о направлении и порядке формирования рабочей зоны карьера в пространстве и времени);

проектирование главных параметров карьеров (методы определения конечных размеров карьерного пространства и производственнной мощности карьеров, т.е. размеров карьера в плане и на глубину и производительности карьера по полезному ископаемому и пустым породам);

календарное планирование, организация горных работ, обеспечение качества добываемого полезного ископаемого;

охрана недр и окружающей среды, восстановление земель, нарушенных горными работами.

Указанные разделы технологии горного производства применительно к конкретному месторождению, как правило, не могут рассматриваться изолированно друг от друга и в отрыве от структуры комплексной механизации горных работ. Это объясняется тем, что в горном деле очень тесна взаимосвязь отдельных процессов, технических, технологических и горно-геологических элементов и их параметров. Поэтому задачи, относящиеся к различным разделам, часто необходимо решать параллельно или совместно. Так, устанавливая границы карьеров, надо иметь ориентировочные решения по параметрам

10 Зак. 1217

элементов системы разработки (высоте уступов, ширине рабочих площадок), определяющим углы откосов рабочих и конечных бортов карьера. Вскрытие оконтуренного карьера может изменить его границы (иногда значительно). Параметры элементов системы разработки должны тесно увязываться с рабочими параметрами горнотранспортного оборудования и т.д.

Однако порядок решения задач при проектировании разработки месторождений открытым способом, практикуемый проектными организациями, можно представить следующий:

1. Выбор способа разработки месторождения (подземный, открытый).
2. Оконтуривание карьера.
3. Подсчет запасов полезного ископаемого и объемов пустых пород в контуре карьера. Построение слоевых планов с выделением качественных блоков и категорий запасов по разведанности.
4. Выбор способа и схемы вскрытия карьерного поля. Построение схемы вскрытия на плане карьера на конец разработки.
5. Выбор системы разработки и параметров ее элементов.
6. Определение направления развития горных работ в карьерном пространстве.
7. Окончательный выбор (предварительный - в процессе решения предыдущих задач) горнотранспортного оборудования и расчет технологических процессов.
8. Определение производительности карьера по полезному ископаемому, пустым породам и горной массе.
9. Календарное планирование горных работ во времени и пространстве с рассмотрением мероприятий по обеспечению качества.
10. Рассмотрение вопросов по охране недр и окружающей среды, рекультивации нарушенных земель.

Следует обратить внимание на тот факт, что в учебном процессе последовательность рассмотрения вопросов разработки месторождений открытым способом отлична от обоснованно сложившейся в проектной практике. Это объясняется необходимостью освоения учащимися разработки месторождений с самых элементарных вопросов - работы горнотранспортных машин в технологических процессах с последующим переходом к рассмотрению вскрытия, систем разработки, производительности, границ карьера. Следовательно, можно сказать, что изучение курса осуществляется индуктивным способом - от частных вопросов к более общим, и опыт показывает, что хорошее усвоение материала позволяет учащимся успешно воспользоваться им при выполнении дипломного проекта.

Контрольные вопросы

1. Охарактеризуйте основные элементы карьера.
2. Назовите способы невзрывной подготовки горной массы к выемке.
3. Перечислите и охарактеризуйте основные виды бурения в современных карьерах.
4. Какова область применения одноковшовых, многоковшовых экскаваторов?
5. Принципиальное отличие карьерных погрузчиков от экскаваторов, область и перспективы их применения на карьерах нерудных строительных материалов.
6. Область применения на современных открытых разработках скреперов, бульдозеров.
7. Каковы особенности современного карьерного транспорта?
8. Каковы области применения железнодорожного, автомобильного, конвейерного транспорта и их комбинаций?
9. Назовите типы отвалов по механизации отвальных работ.
10. Назовите типы бульдозерного отвалообразования, их принципиальные отличия.
11. Каковы гидромеханизированные способы добычи строительных горных пород?
12. Перечислите способы отделения от массива монолитов блочного камня.
13. Перечислите системы добычных работ при разработке месторождений пильного камня.

3. ВСКРЫТИЕ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

3.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Под в с к р ы т и е м карьерного поля понимается обеспечение грузотранспортной связи оконтуренной части месторождения с пунктами приема полезного ископаемого (бункеры перерабатывающих заводов, склады) и пустых пород (отвалы), заключающееся в проведении вскрывающих горных выработок и расположении в них транспортных коммуникаций.

Решению вопроса вскрытия месторождения предшествуют (или решаются совместно) следующие задачи:

построение конечного контура карьера;

установление параметров элементов системы разработки;

установление отметок рабочих горизонтов;

выбор вида транспорта для перевозки горной массы;

выбор места расположения перерабатывающего завода (склада) и отвалов.

При наличии необходимых исходных данных намечаются возможные варианты вскрытия, причем места расположения вскрывающих выработок (схемы вскрытия) выбираются с учетом принятого направления развития горных работ, рельефа поверхности, а реализация вариантов вскрытия должна обеспечивать соблюдение следующих условий: минимальные объемы горно-капитальных работ и сроки строительства карьера, наименьшие расстояния транспортирования грузов до фабрики и отвалов, рациональное развитие горных работ, безопасность транспортирования горной массы. Окончательный вариант вскрытия принимается на основе тщательного технико-экономического сравнения.

Выделяют следующие способы вскрытия современных карьеров:

1. Вскрытие открытыми горными выработками (траншеями, полутраншеями, съездами) - наиболее распространенный способ вскрытия карьеров всех добывающих отраслей и, пожалуй, единственный при разработке месторождений строительных горных пород. При разработке пойменных песчано-гравийных месторождений возможно вскрытие каналами.

2. Вскрытие при помощи земляных сооружений (плотин, дамб, насыпей) (рис. 3.1) - применяется при разработке месторождений, когда полезное ископаемое добывается из-под воды в затопленном забое (драгами, плавучими земснарядами, грейферами, драглайнами). Подобное вскрытие возможно при отработке месторождений песчаных строительных пород в устьях рек.

3. Вскрытие подземными горными выработками (штольнями,

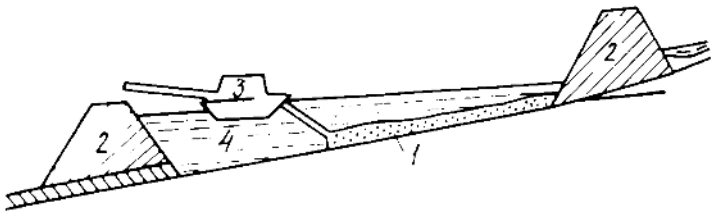


Рис. 3.1. Схема вскрытия месторождений плотинами при дражной разработке россыпей:
1 - полезное ископаемое; *2* - плотина; *3* - драга; *4* - дренажный полигон

рудоспусками, вертикальными и наклонными стволами, квершлагами) - применяется при разработке мощных глубинных, нагорных и нагорно-глубинных рудных месторождений.

4. Комбинированное вскрытие - комбинация вышеперечисленных способов.

Рассмотрим вскрытие открытыми горными выработками, являющееся основным при разработке месторождений нерудных строительных материалов.

3.2. ВСКРЫВАЮЩИЕ И ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ОТКРЫТЫЕ ВЫРАБОТКИ, СПОСОБЫ И СКОРОСТЬ ИХ ПРОВЕДЕНИЯ

К вскрывающим открытым выработкам относятся траншеи, полутраншеи и съезды.

В с к р ы в а ю щ а я т р а н ш е я - наклонная горная выработка переменного трапецеидального сечения, обеспечивающая въезд или выезд транспорта с одной отметки поверхности на другую (с одного горизонта на другой) (см. рис. 2.2, 3.2).

П о л у т р а н ш е я - наклонная горная выработка переменного треугольного сечения того же назначения, что и траншея. Вскрытие полутраншеями осуществляется на косогоре.

С ъ е з д - наклонная выработка переменного треугольного сечения (см. рис. 2.2), проходимая непосредственно по откосу уступа при отработке рыхлых пород либо по взорванной горной массе при отработке скальных пород. Довольно часто съезды образуются подработкой вскрывающей траншеи (рис. 3.3) при развитии горных работ на вскрытом ею горизонте.

Вскрывающая траншея характеризуется следующими элементами и параметрами (рис. 3.2): шириной по дну $в$, уклоном i, углами откосов бортов α, конечной глубиной, равной высоте уступа h, длиной $L_т$ и ее проекцией на горизонтальную плоскость $L_{тс}$.

Вскрывающая (въездная) траншея заканчивается по достижении вскрываемого горизонта, а далее ее продолжением служит

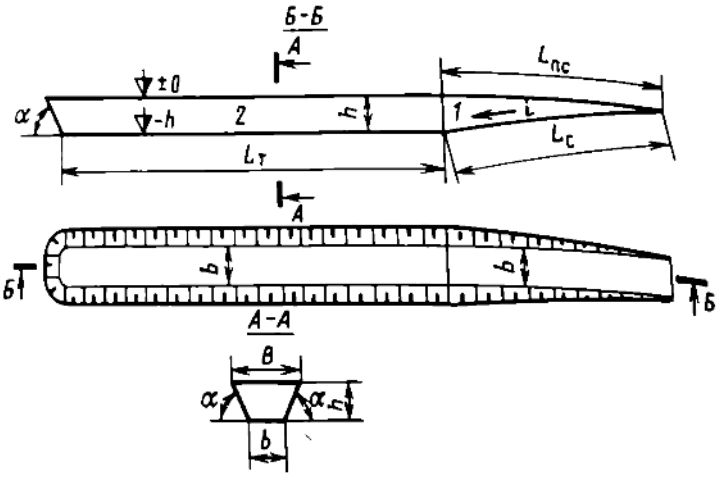


Рис. 3.2. Элементы вскрывающих *1* и разрезных *2* траншей

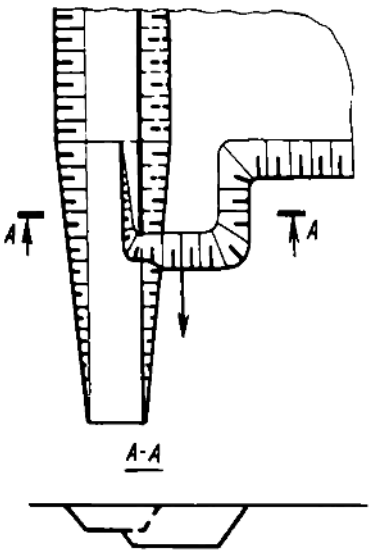


Рис. 3.3. Схема образования съезда из въездной траншеи

подготовительная выработка - горизонтальная р а з р е з н а я траншея (либо котлован), которая создает фронт работ на вновь вскрытом горизонте (см. рис. 2.2, 3.2). Таким образом, вскрывающая и разрезная траншеи имеют общие элементы и параметры, при их проведении используются одно и то же оборудование и одинаковые способы. Поэтому, несмотря на принадлежность разрезных траншей к системам разработки, рассмотрим их совместно со вскрывающими.

Другой тип подготовительных выработок - котлован - значительно отличается по форме от разрезных траншей, и проходка его ближе к эксплуатационным работам, нежели к подготовительным.

Основными элементами и параметрами разрезных траншей

являются (см. рис. 3.2): ширина по дну b, углы откосов бортов α и длина траншей $L_т$.

Вскрывающая и разрезная траншеи имеют конечную глубину, равную высоте уступа h.

Углы откосов бортов траншей α независимо от их назначения определяются физико-механическими свойствами горных пород.

Уклон i разрезных траншей, как правило, равен нулю, в то время как уклон въездных (вскрывающих) траншей определяется принятым видом транспорта.

Длина вскрывающих траншей $L_в$ определяется их уклоном и высотой уступа h. Длина разрезных траншей $L_т$ определяется длиной подготавливаемого фронта и принятым видом транспорта.

Ширина траншей по дну b определяется в основном горнотранспортным оборудованием, применяемым на их проходке.

Вскрытие и подготовка новых горизонтов в карьере обеспечивает поддержание или наращивание длины фронта работ, а значит, и производительности по полезному ископаемому.

Чем выше интенсивность проведения траншей, тем быстрее расширяется фронт работ. Поэтому на карьерах должно уделяться серьезное внимание скорости проходки вскрывающих и подготовительных выработок, так как они во многом определяют главный показатель карьеров - производительность.

Все существующие способы проведения траншей можно разделить на две группы:

проходка траншей сразу на всю глубину или сплошным забоем;

послойная проходка с разбивкой сечения траншеи по глубине на несколько слоев.

По наличию или отсутствию транспортных средств различают:

транспортные способы проходки;

бестранспортные способы проходки;

комбинированные способы.

Ниже приводятся некоторые характерные примеры проведения траншей.

Проходка траншей с применением железнодорожного транспорта на всю высоту уступа. Прежде чем приступать к проходке траншей, необходимо установить их ширину по дну, определяемую тремя основными условиями организации работ и применения горнотранспортного оборудования.

В первом случае ширина дна траншеи (м) определяется из условия размещения транспортной полосы и навала взорванной горной массы от первого взрыва по ее расширению (рис. 3.4, *а*):

$$b = X + a - W, \qquad (3.1)$$

где X - ширина развала, м; a - ширина транспортной полосы, которая включает один или два пути и кювет, м; W - ширина буровой заходки, м.

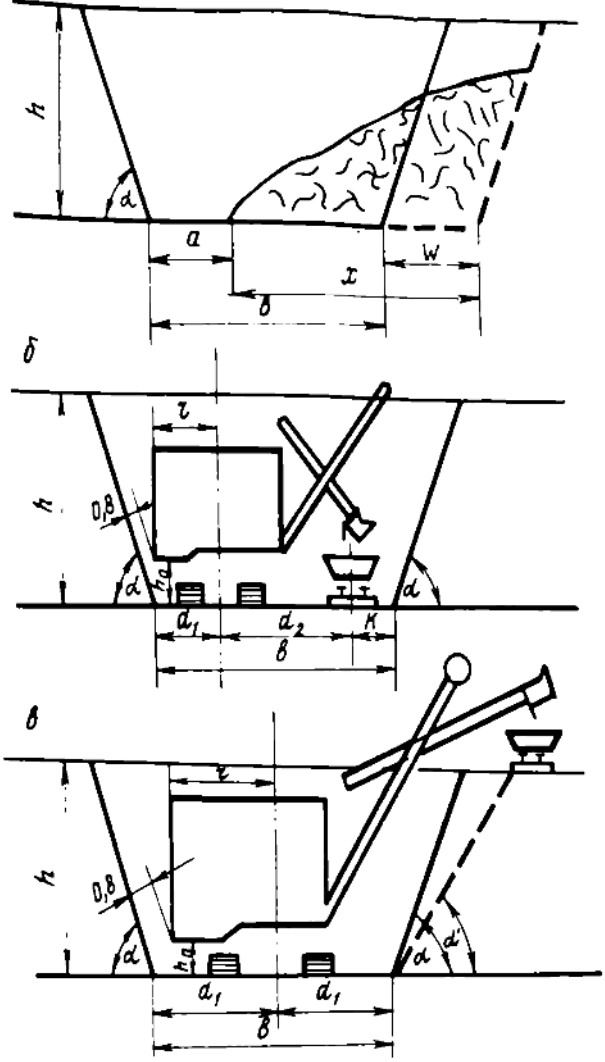


Рис. 3.4. Схемы к определению ширины траншеи по дну при применении железнодорожного транспорта

Во втором случае дно траншеи определяется из условия размещения погрузочного оборудования и транспортной полосы (рис. 3.4, *б*):

$$b = d_1 + d_2 + k; \tag{3.2}$$

$$d_1 = r + \frac{0,8}{\sin \alpha} - h_п \operatorname{ctg} \alpha, \tag{3.3}$$

где d_1 - расстояние от оси экскаватора до борта траншеи, м; d_2 - расстояние от оси экскаватора до оси железнодорожного пути при максимально втянутой рукояти, м; $k \simeq 5$ м - расстояние от оси железнодорожного пути до борта траншеи (при наличии кювета); r - радиус разворота хвостовой части экскаватора, м; 0,8 - минимальный зазор между хвостовой частью экскаватора и бортом траншеи, м; $h_п$ - просвет под поворотной платформой, м.

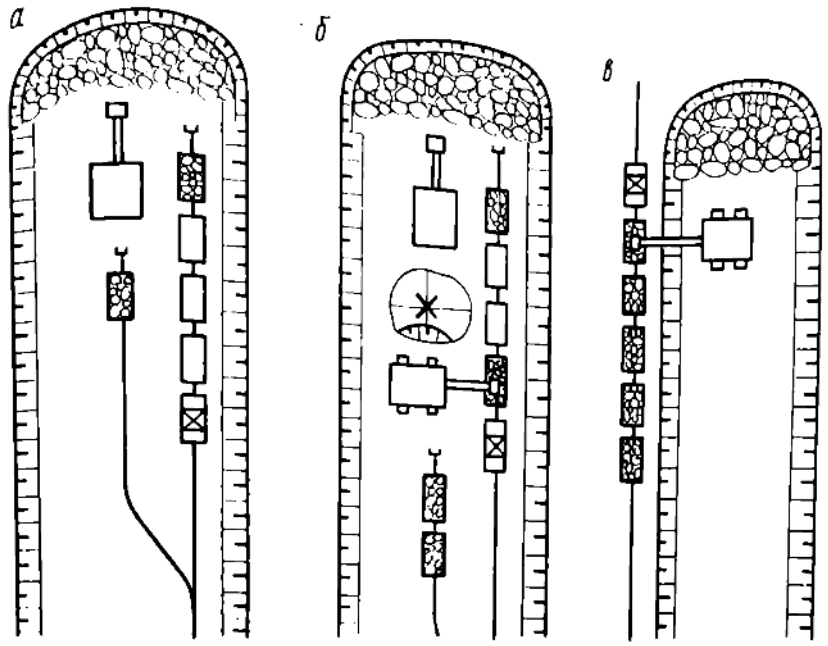


Рис. 3.5. Способы проходки траншей на всю глубину с использованием железнодорожного транспорта

В третьем случае траншея проходится с верхней погрузкой и ширина ее по дну определяется из условия свободного разворота хвостовой части экскаватора (рис. 3.4, *в*):

$$b = 2d_1. \tag{3.4}$$

Установленная ширина траншеи по дну позволяет перейти к организации работ по ее проходке.

На рис. 3.5, *а* механическая лопата проходит траншею тупиковым (лобовым) забоем на всю высоту уступа. Экскаватор грузит последний думпкар, который затем выставляется в тупик. Состав снова подается в забой, загружается следующий думпкар, выставляется в тупик и т.д. Ширина дна траншеи принимается по зависимости (3.1) или (3.2). Скорость проходки траншеи незначительная, но способ находит широкое применение при железнодорожном транспорте.

Возможность привлечения дополнительного погрузочного оборудования позволяет интенсифицировать работы. На рис. 3.5, *б* погрузка осуществляется спаренными экскаваторами. Забойный экскаватор осуществляет погрузку последнего думпкара и перелопачивает горную массу для второго экскаватора в период постановки нагруженных думпкаров в выставочный тупик. В этом случае двумя экскаваторами одновременно грузятся два-три думпкара, уменьшается время на загрузку составов и повышается скорость проходки траншеи, ширина дна которой также определяется условиями (3.1) или (3.2).

Значительно уменьшить сечение траншеи, а значит, увеличить скорость ее проходки позволяет использование экскаватора с верхней погрузкой (рис. 3.5, *b*), но при этом могут возникнуть трудности (засыпка траншеи) при первом взрыве по расширению траншеи.

Проходка траншей с автомобильным транспортом на всю высоту уступа. При использовании автомобильного транспорта (самого распространенного на карьерах, разрабатывающих месторождения строительных горных пород) наиболее часто применяются схемы проходки с тупиковым и кольцевым разворотом автосамосвалов у экскаваторов.

Тупиковая подача автосамосвалов представлена на рис. 2.43, *а*. Ширина траншеи по дну (м) может быть определена по формуле

$$b = 2p + R + l_c + 0{,}5x, \qquad (3.5)$$

где p - расстояние от борта автосамосвала до борта траншеи, м; R - рабочий радиус разворота автосамосвалов, м; l_c - длина автосамосвала, м; x - ширина автосамосвала, м.

В зависимости от марки автосамосвала $b = 23 \div 29$ м.

На рис. 2.43, *б* показана схема проходки траншеи на всю глубину с кольцевым разворотом самосвалов у экскаватора. Ширина дна траншеи (м) в этом случае определяется из выражения

$$b = 2(R + p) + x. \qquad (3.6)$$

Послойная транспортная проходка траншей применяется для увеличения скорости их проведения за счет использования дополнительного количества оборудования или при проведении траншей большого сечения экскаваторами с малыми рабочими параметрами.

Бестранспортная проходка траншей применяется при вскрытии и подготовке верхних вскрышных уступов, представленных мягкими четвертичными отложениями (пески, супеси, суглинки, глины, мягкие мергели, трепелы и т.п.). На производстве работ чащего всего используются экскаваторы-драглайны (значительно реже вскрышные мехлопаты и экскаваторы с удлиненным оборудованием).

Схемы бестранспортной проходки траншей подразделяются по типу забоя, положению экскаватора относительно оси проходимой траншеи и размещению извлекаемых пород.

Схема 1 (рис. 3.6, *а*). Экскаватор располагается и перемещается по продольной оси траншеи *4* (рис. 3.7), работая в торцевом забое. Извлекаемые породы размещаются на обоих бортах траншеи *5*. Схема используется при проходке внешних, расположенных вне контура карьера *3*, вскрывающих траншей *1*.

Схема 2 (рис. 3.6, *б*). Экскаватор располагают по оси траншеи или смещают к ее борту с целью обеспечения разме-

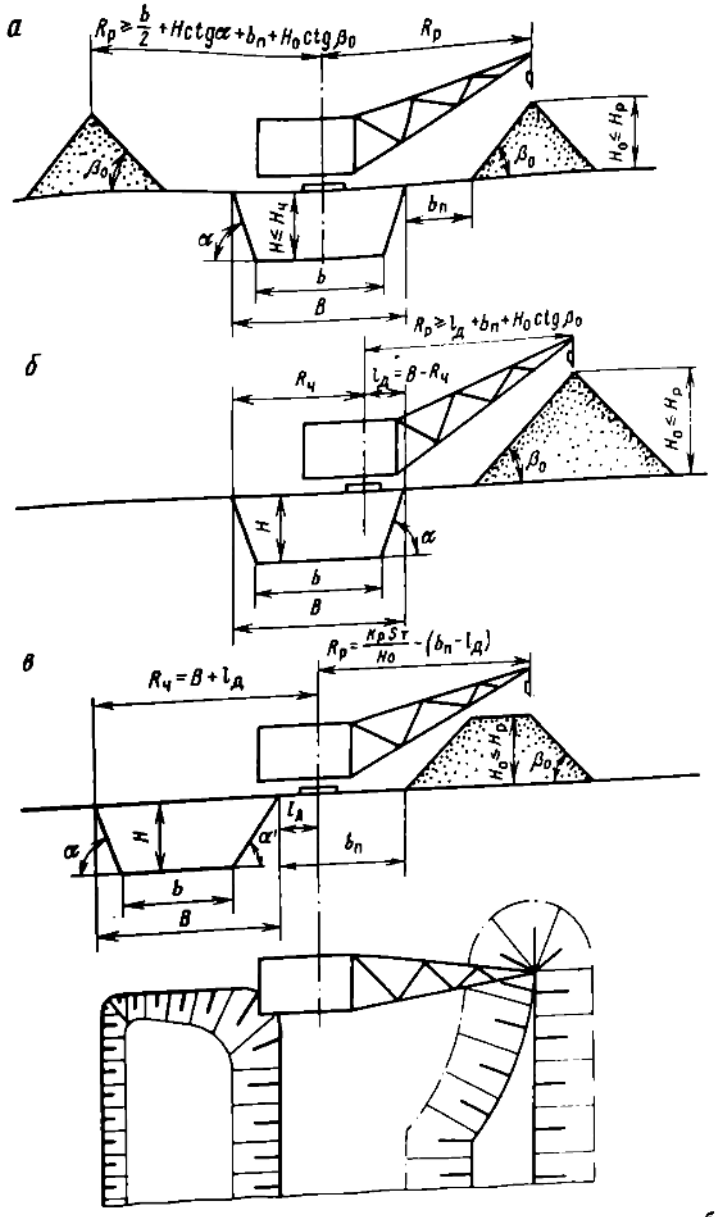


Рис. 3.6. Схемы проходки траншей драглайном торцевым (*а* и *б*) и боковым (*в*) забоями

щения всей породы на одном борту *б* (см. рис. 3.7). Схема применяется при проведении разрезной траншеи *9* по верхнему вскрышному уступу.

Схема 3 (рис. 3.6, *в*). Экскаватор располагается на

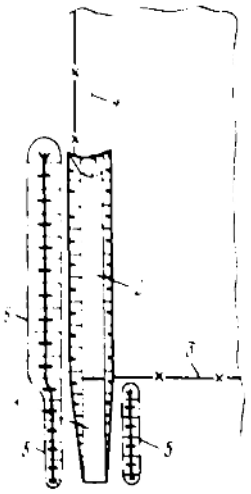


Рис. 3.7. Схема расположения пород при проходке вскрывающих и подготовительных выработок

борту траншеи и работает боковым забоем. Такой вариант проходки применяется при подготовке верхнего вскрышного уступа траншей значительного сечения. Надо иметь в виду, что при боковом забое глубина черпания экскаватора меньше, чем при торцевом, что объясняется траекторией движения рабочего органа экскаватора и конфигурацией периметра сечения траншеи.

На приведенном рис. 3.6: $R_р$ - радиус разгрузки драглайна, м; $R_ч$ - радиус черпания экскаватора, м; $H_ч$ - глубина черпания экскаватора, м; b - ширина траншеи по дну, м; B - ширина траншеи поверху, м; H - глубина траншеи, м; α и α' - углы откоса рабочего и нерабочего (устойчивого) бортов траншеи, градус (обычно для пород с коэффициентом крепости по Протодьяконову $f = 2 \div 4$ и меньше $\alpha = 45^\circ$, $\alpha = 35^\circ$); $K_р$ - коэффициент разрыхления пород (при $f = 2 \div 4$ и меньше $K_р = 1{,}2 \div 1{,}25$); $H_о$ - высота отвала, м; $\beta_о$ - угол откоса отвала, градус (при $f = 2 \div 4$ и меньше $\beta_о = 30 \div 35^\circ$); $b_п$ - ширина полосы безопасности, м [обычно $b_п = H(\mathrm{ctg}\alpha' - \mathrm{ctg}\alpha)$], $l_д$ - расстояние от оси экскаватора до верхней бровки траншеи.

Расчет параметров бестранспортной проходки траншеи заключается в проверке соответствия рабочих параметров экскаватора, траншеи и отвалов. Эта проверка обычно производится на основе решения плоской задачи по определению возможности размещения вынутых из траншеи пород в отвале на борту траншеи при заданных рабочих параметрах экскаватора

$$S_о = K_р S_т, \tag{3.7}$$

где $S_о$ - площадь поперечного сечения отвала, м^2; $S_т$ - площадь поперечного сечения траншеи, м^2; $K_р$ - коэффициент разрыхления пород.

Скорость проходки траншей (м/мес) зависит от производительности оборудования и сечения проходимой выработки:

$$v = Q/S_т, \qquad (3.8)$$

где v - скорость проходки выработки, м/мес; Q - месячная производительность экскаватора, м^3/мес.

При определении скорости проходки въездных (вскрывающих) траншей производительность экскаватора относят к среднему сечению траншеи.

Следует отметить также, что при проходке въездных траншей в скальных породах первые несколько десятков метров проходятся без применения буровзрывных работ, так как породы разрыхлены за счет перебура при отработке вышележащего уступа.

Учитывая тот факт, что механическая лопата при проходке вскрывающих траншей работает на уклоне, более рационально в этих случаях в комплексе с ней применять автомобильный транспорт.

3.3. СХЕМЫ ВСКРЫТИЯ ОТКРЫТЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

Общая задача - вскрытие месторождения - состоит из ряда частных задач - вскрытие отдельных горизонтов. Так, въездные траншеи, вскрывающие каждый из новых горизонтов (частное решение вскрытия), в совокупности образуют систему определенным образом расположенных траншей, что представляет собой траншейный способ вскрытия месторождения (общее вскрытие).

В зависимости от горно-геологических условий залегания месторождения (расположения залежи относительно земной поверхности, формы ее, угла падения, протяженности, размеров в плане и т.п.) и взаимного расположения вскрывающих выработок можно выделить несколько характерных схем вскрытия наземными горными выработками:

отдельными траншеями;
общими траншеями;
системой поступательных (спиральных) съездов;
системой тупиковых (петлевых) съездов;
системой комбинированных съездов.

Вскрытие отдельными траншеями сопутствует отработке горизонтальных или пологих месторождений, представленных пластообразными залежами малой и средней мощности, развитых в двух направлениях (по площади) и перекрытых наносами незначительной мощности. К ним в первую очередь можно отнести месторождения строительных горных пород осадочного происхождения: песчано-гравийные, карбонатные (известняковые, доломитовые, меловые и т.д.), глиняные и глинистых пород (мергелей, глинистых сланцев и т.д.).

После принятия решений о положении фронта работ и направлении его развития на флангах проходят вскрывающие траншеи, одна из которых служит для обеспечения грузотранспортной связи вскрышного горизонта с поверхностью и отвалами, а вто-

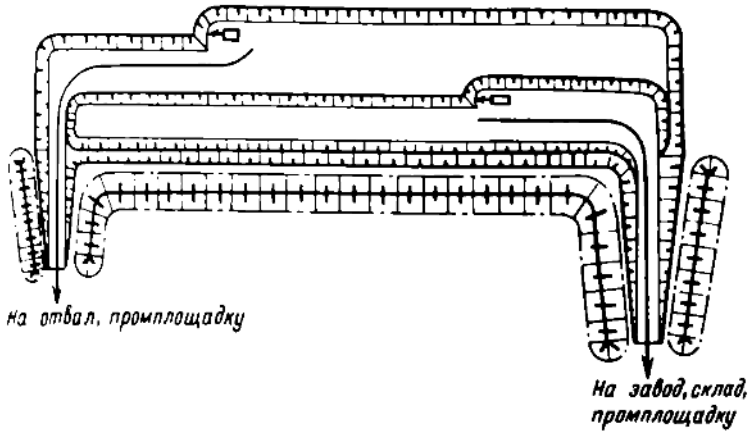


Рис. 3.8. Схема вскрытия отдельными траншеями

рая - для транспортирования на поверхность (в склад или бункер завода) полезного ископаемого (рис. 3.8). На бортах траншей располагаются отвалы пород, извлеченных при проходке.

Вскрытие общими траншеями (как правило, внешними) применяется при отработке мощных горизонтальных или пологих месторождений сложного строения, представленных переслаивающимися пачками полезного ископаемого (известняки, доломиты, мергели, глины, мел) и пустых пород или некондиционных полезных ископаемых (вскрышные четвертичные отложения, засоренные полезные ископаемые, содержащие вредные примеси или некондиционное количество полезных компонентов). В этих условиях трудно раздельно сгруппировать грузопотоки со вскрышных и добычных уступов, и месторождение вскрывается общей траншеей. На рис. 3.9 показано вскрытие общей траншеей двух добычных и трех вскрышных уступов.

В тех случаях, когда имеется несколько смежных вскрышных уступов, а в нижней части карьера несколько добычных, месторождения могут вскрываться групповыми траншеями для разделения грузопотоков по направлениям (полезное ископаемое - на фабрику, пустые породы - в отвал).

Вскрытие системой поступательных съездов используется при отработке вытянутых наклонных и крутых месторождений, а также достаточно мощных горизонтальных и пологих залежей с большей мощностью покрывающих пород, т.е. когда в карьере значительное число уступов. В случае округлой формы карьера вскрывающая схема напоминает спираль и называется системой спиральных съездов. Характерной особенностью поступательной (спиральной) схемы вскрытия является неизменность направления движения транспортных средств. Так, на рис. 3.10 транспортные средства с поверхности (отметка ±0) спускаются или

Рис. 3.9. Схема вскрытия общей траншеей

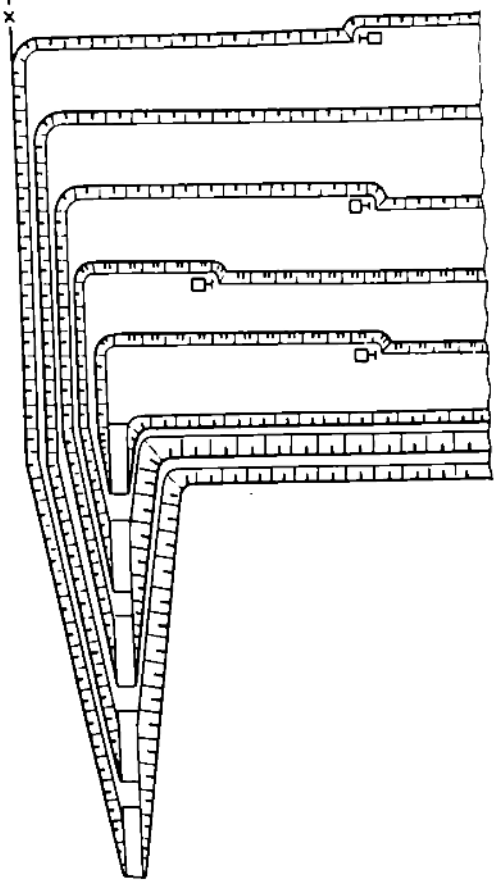
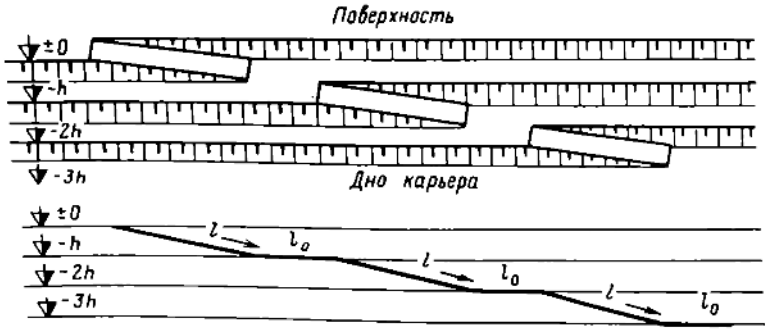


Рис. 3.10. План и профиль схемы поступательных съездов:
l - длина съезда; l_0 - длина площадки примыкания; h - высота уступа



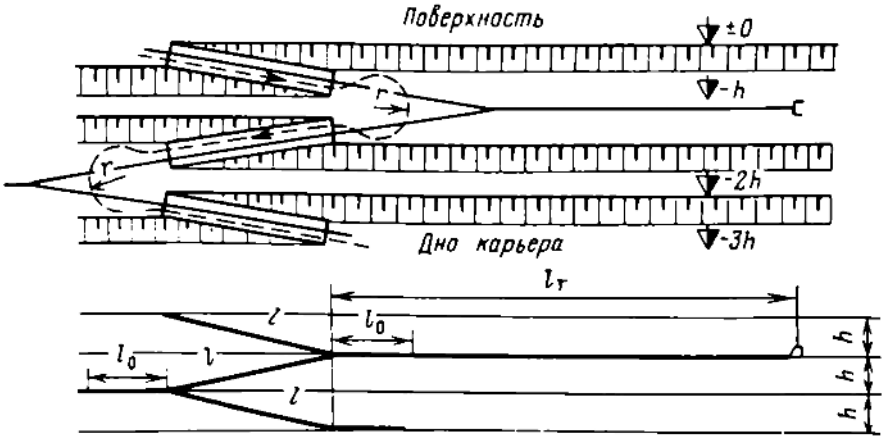


Рис. 3.11. План и профиль схемы тупиковых (петлевых) съездов:
— железнодорожный путь; - - - автомобильная дорога; l - длина съезда; l_0 - длина автомобильного примыкания; r - радиус автомобильной петли; $l_т$ - длина железнодорожного тупика; h - высота уступа

со дна карьера (отметка - $3h$) поднимаются без изменения направления движения.

Вскрытие системой тупиковых съездов используется в тех же горно-геологических условиях, что и при поступательных схемах, но при небольшой протяженности месторождения либо при ограниченной протяженности участка борта карьера для размещения системы вскрывающих выработок (например, при необходимости максимальной длины фронта работ). Характерной особенностью такой схемы является обязательное изменение направления движения транспортных средств на противоположное при вскрытии смежных уступов (рис. 3.11). Работа автосамосвалов, разворачивающихся по кольцу или петле, предопределяет название схемы вскрытия - система петлевых съездов (штриховые петли радиуса r на рис. 3.11).

Вскрытие комбинированными съездами (рис. 3.12) применяется при значительном числе уступов в карьере, состоит из комбинации поступательных (спиральных) и тупиковых (петлевых) съездов. Эта схема вскрытия наиболее распространена, так как позволяет использовать преимущества вышеуказанных схем и добиваться, в первую очередь, достижения кратчайшим путем необходимых пунктов начала и окончания грузотранспортной связи (карьер - отвалы, карьер - ДСЗ).

Рассмотренные схемы грузотранспортной связи карьерного пространства с поверхностью являются капитальными, строящимися на весь срок существования карьера и, как правило, при достижении уступами конечных бортов. Однако в процессе эксплуатации, особенно часто при отработке наклонных и крутых месторождений в соответствии с принятым направлением развития горных работ, вскрытие и подготовка новых горизон-

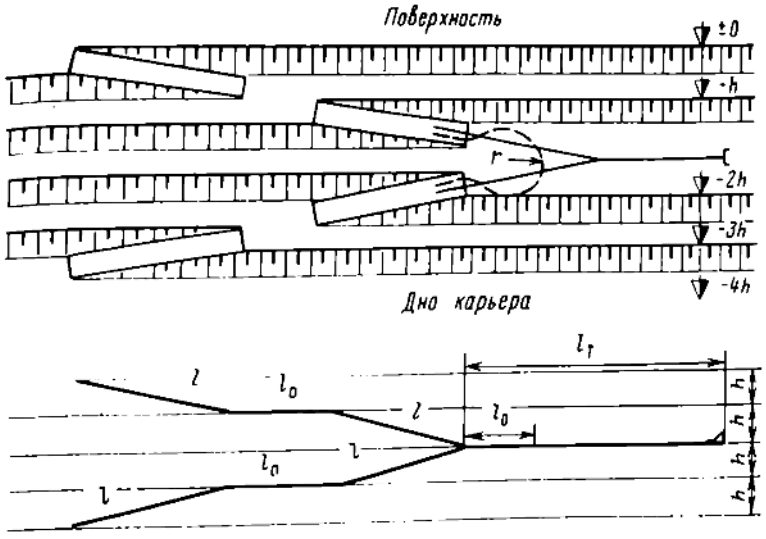


Рис. 3.12. План и профиль комбинированной схемы вскрытия

тов осуществляются в центре и других частях карьерного поля временными траншеями или съездами, которые, конструктивно и по методам проходки не отличаясь от постоянных, существуют месяцы, редко годы и исчезают (срабатываются) по мере развития фронта работ.

Таковы основные схемы траншейного способа вскрытия, каждая из которых развивается и формируется по мере развития горных работ в карьере в горизонтальном направлении и в глубину.

Контрольные вопросы

1. Что такое вскрытие?
2. Какие факторы необходимо учитывать при выборе и реализации схем вскрытия?
3. Как классифицируются способы вскрытия современных карьеров?
4. Как подразделяются способы проходки траншей?
5. Из каких условий определяется ширина траншей по дну при использовании железнодорожного транспорта?
6. Охарактеризуйте схемы проходки траншей с автотранспортом.
7. Назовите условия применения и схемы бестранспортной проходки траншей.
8. Перечислите схемы вскрытия открытыми выработками.
9. В чем основные отличия схем вскрытия тупиковыми и поступательными съездами?

4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ

В оконтуренной части месторождения (запроектированном карьере) в период эксплуатации в результате производства горных работ (технологических процессов) добывается полезное ископаемое и удаляются покрывающие и вмещающие его пустые породы. После извлечения горных пород образуется выработанное пространство, которое в конечном итоге примет положение запроектированного карьера в отработанном виде. Чтобы добиться запланированных (запроектированных) результатов и показателей, горные работы должны вестись упорядоченно, с соблюдением определенной интенсивности и последовательности выполнения операций и процессов на смежных уступах и различных частях карьера по площади, т.е. для планомерного и целенаправленного формирования карьерного пространства должна быть принята определенная *система разработки*, под которой следует понимать порядок развития в пространстве и времени рабочей зоны карьера, характеризующийся соразмерным ведением горных работ на уступах, конструкцией забоев и направлением их продвижения.

В процессе отработки карьера, начиная от поверхности, уступы поочередно достигают конечных контуров, и на них прекращаются горные работы. В то же время на дне карьера вскрываются и подготавливаются к работе новые уступы, и таким образом покрывается дефицит рабочего фронта, возникающий от прекращения работ на верхних уступах, поддерживаются нормальные условия работы горнотранспортного оборудования, и, следовательно, производительность карьера по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе.

Итак, в действующем карьере можно выделить три группы уступов:

верхние, достигшие конечных контуров карьера, на которых уже завершены горные работы;

нижние, еще не вовлеченные в разработку;

средние, на которых сосредоточено все горнотранспортное оборудование, осуществляющее горные работы по добыче полезного ископаемого и удалению пустых пород. Совокупность этих уступов принято называть *рабочей зоной карьера*, которая постоянно развивается (видоизменяется), пополняет верхнюю группу выработанными уступами и вовлекает в разработку нижние уступы. Именно в рабочей зоне карьера реализуется принятая система разработки.

Следовательно, схемы комплексной механизации и системы разработки являются двумя сторонами одного процесса разработки месторождения, взаимно дополняющими друг друга. Однако и схемы механизации, и системы разработки являются производными от горно-геологических условий месторождений.

Многообразие горно-геологических условий предопределяет многообразие систем разработки. В связи с этим вполне естественна необходимость их классификации с тем, чтобы облегчить принятие проектных решений. Многие ученые занимались этим вопросом, и в настоящее время можно выделить две классификации, наиболее полно учитывающие элементы и показатели систем: В.В. Ржевского и А.И. Арсентьева (табл. 4.1, 4.2). Оба автора в качестве основного классификационного признака приняли развитие горных работ в глубину. Согласно этому признаку А.И. Арсентьев все системы открытой разработки разделяет на две группы:

системы с углубкой карьера (рис. 4.1);

системы без углубки (рис. 4.2).

Область применения углубочных систем - наклонные и крутые месторождения. Рабочая зона карьера изменяется в пространстве и времени: на глубине H_1 в работе находится три уступа, а после достижения глубины H_2 - четыре рабочих уступа.

При системе без углубки горные работы в начале разработки достигают конечной глубины карьера, и рабочая зона, практически не изменяясь, по мере отработки уступов перемещается к конечному борту (штриховые линии).

В.В. Ржевский, кроме двух вышеуказанных, выделяет третью группу - смешанных систем (углубочно-сплошных в табл. 4.1), которые применяются в условиях горизонтальных месторождений с большой мощностью покрывающих пород, когда сначала ведется разработка карьера с углубкой, а при достижении конечной глубины рабочая зона стабилизируется, и весь борт, на котором все уступы рабочие, перемещается по простиранию к конечному контуру. При начале работ в центре карьерного поля рабочая зона при достижении дна карьера будет иметь два рабочих борта, которые затем движутся по простиранию в противоложных направлениях к своим проектным конечным положениям.

Кроме группировки по главному признаку системы могут подразделяться по типу заходок (ходов) выемочно-погрузочного оборудования, отрабатывающего уступы. Например, на рис. 4.3 показаны системы разработки с углубкой, но одна п р о д о л ь н ы м и з а х о д к а м и, т.е. подвигание забоя осуществляется по простиранию рудного тела или вдоль длинной стороны карьера (когда нет ярко выраженного простирания залежи), являющейся, как правило, фронтом работ, две другие - п о п е р е ч н ы м и з а х о д к а м и, когда забои погрузочных машин подвигаются вкрест простирания рудной залежи или вдоль короткой стороны карьера.

Таблица 4.1

Классификация систем открытой разработки месторождений по В.В. Ржевскому

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные (с постоянным положением рабочей зоны)	СД	Сплошная продольная	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошная поперечная	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошная веерная	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошная кольцевая	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
				СКП	Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные (с переменным положением рабочей зоны)	УД	Углубочная продольная	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочная поперечная	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочная веерная	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочная кольцевая	УКП	Углубочная кольцевая
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	То же, в различных сочетаниях			

Таблица 4.2

Классификация систем разработки месторождений открытым способом по А.И. Арсентьеву

Отработка уступов	Направление перемещения фронта работ	Отвалы	Уступы	Состояние забоя
	С углубкой карьера			
Заходками (ходами):	Одностороннее:	Внешние	Горизонтальные	Сухой
продольными	параллельное	Внутренние	Наклонные	Затопленный
поперечными	веерное		Комбинированные	
диагональными	Двустороннее:			
круговыми	параллельное			
радиальными	веерное			
комбинированными	Многостороннее			
	Без углубки карьера			
Заходками (ходами):	Одностороннее:	Внешние	Горизонтальные	Сухой
				Затопленный
продольными	параллельное	Внутренние:		
поперечными	веерное	с однократной перевалкой пород	Наклонные	
	Двустороннее:		Комбинированные	
диагональными	параллельное	с многократной перевалкой пород		
круговыми	веерное			
радиальными	Многостороннее:	с продольным перемещением пород		
комбинированными	по восстанию			
	по падению			

В системах разработки как с углубкой, так и без углубки подвигание фронта работ может быть одностороннее (см. 4.3, *в*), двустороннее (см. рис. 4.3, *а* и *б*) и многостороннее, когда, например, подготовка горизонтов осуществляется котлованами, и рабочая зона развивается во всех направлениях.

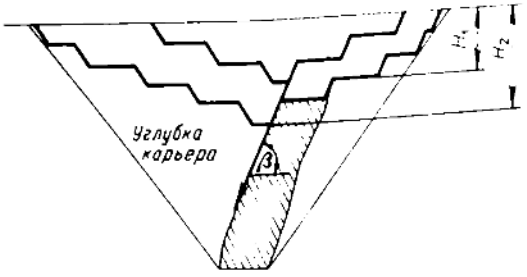


Рис. 4.1. Система разработки с углубкой карьера

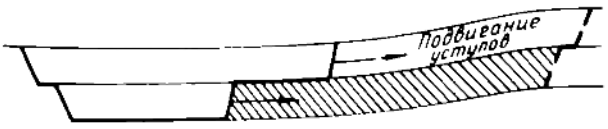


Рис. 4.2. Система разработки без углубки карьера

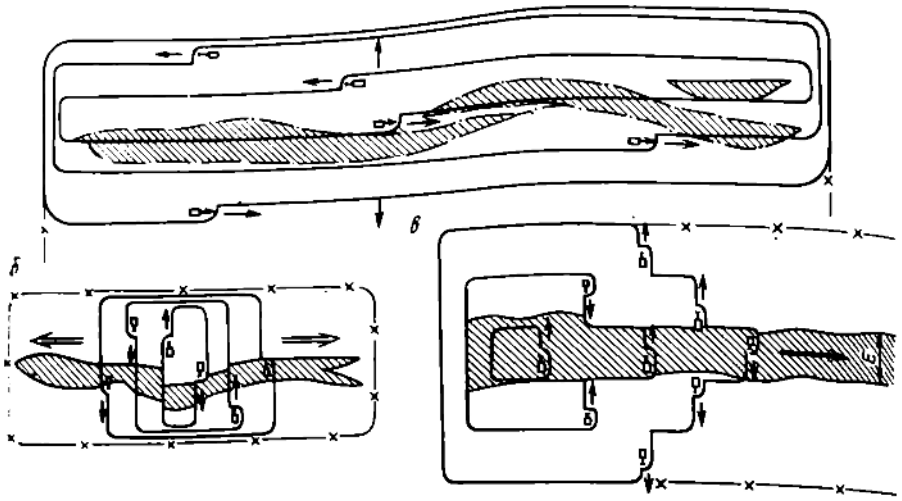


Рис. 4.3. Система разработки с углубкой:
а - продольными заходками; *б* - поперечными заходками и подготовкой горизонтов траншеями; *в* - поперечными заходками и подготовкой горизонтов котлованами; → направление подвигания забоев; ⇒ направление подвигания фронта работ; — × — контур карьера на конец отработки

Как видно из классификаций, системы разработки могут также группироваться по расположению отвалов относительно карьерного пространства (внутренние, внешние), по конструкции уступов (горизонтальные, наклонные в соответствии с углом падения отрабатываемого пласта, комбинированные) и по состоянию забоя (сухой, затопленный).

4.2. ПАРАМЕТРЫ ЭЛЕМЕНТОВ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Каждая система разработки конструктивно характеризуется параметрами ее элементов: высотой рабочих уступов и углом их откоса, шириной рабочих площадок, шириной заходок, углом откоса рабочего борта, длиной фронта работ по полезному ископаемому, породного и общего фронтов, длиной фронта работ на одну выемочно-погрузочную машину.

Технологическая характеристика систем разработки и принятой схемы комплексной механизации отражается показателями: скоростью подвигания забоев, скоростью подвигания уступов (фронта работ); скоростью понижения горных и добычных работ; производительностью с единицы рудного, породного и общего

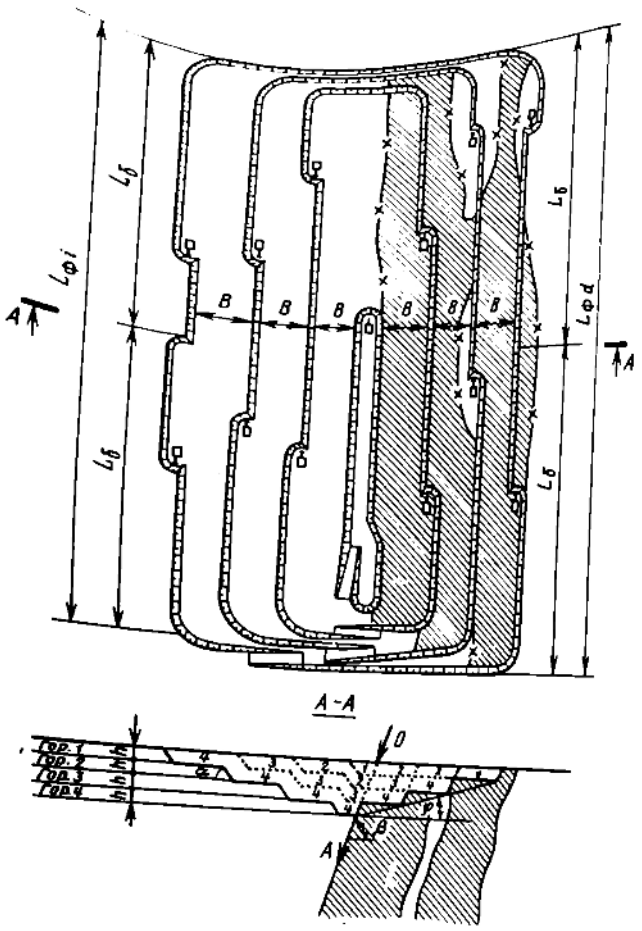


Рис. 4.4. План и разрез карьера, отрабатываемого с применением системы разработки с углубкой:
1, 2, 3, 4 **- объемы пород, извлекаемые при подготовке соответствующих горизонтов;** φ **- угол откоса рабочего борта;** β **- угол углубки**

фронта; потерями полезного ископаемого и его засорением (разубоживанием); параметрами выемочных блоков и их числом, находящимся в одновременной разработке (числом рабочим забоев).

На рис. 4.4 приведен план и разрез карьера, отрабатывающего крутую залежь с применением системы разработки с углубкой. Высота уступа системы h, угол его откоса α, ширина рабочих площадок B. В торцах карьер достиг конечного положения. Фронт работ $L_{\phi i}$ на левом борту и $L_{\phi d}$ на правом разделен на экскаваторные блоки $L_б$.

Высота рабочего уступа h системы разработки (карьера) определяется с учетом влияния следующих факторов:

физико-механических свойств и условий залегания пород;

рабочих параметров выемочно-погрузочного оборудования, буровзрывных работ и транспортирования пород;

необходимого уровня потерь полезного ископаемого и примешивания к нему пустых пород;

интенсивности отработки месторождения;

качественными характеристиками полезного ископаемого.

Основным доказательством правильно выбранной высоты уступа является его устойчивость в процессе работы карьера, обеспечивающая безопасность ведения горных работ.

Углы откосов рабочих уступов α в процессе эксплуатации карьера зависят от характера пород, принятых способов отработки уступов, параметров буровзрывных работ. При проектировании для определения угла откоса рабочих уступов пользуются либо практическими данными, либо составленными нормативными таблицами.

Очень важно при установлении высоты уступа учитывать условия залегания пород, особенно для осадочных месторождений, когда они представлены переслаивающимися пластами пород с различными физико-механическими свойствами. Следует стремиться к тому, чтобы отметки кровли и почвы уступов соответствовали контактам слагающих месторождение пород. Причем при селективной выемке полезного ископаемого (известняки, доломиты, глины, суглинки, мел, трепел и т.д.) каждый пласт-уступ и его высота соответствуют вертикальной мощности пласта; при отработке пустых пород смежные пласты могут группироваться в уступ по схожести физико-механических свойств (например, покрывающие месторождение четвертичные отложения: некондиционные пески, суглинки, супеси и т.д.).

Взаимосвязь рабочих параметров выемочно-погрузочного оборудования (в частности, высоты черпания) с высотой отрабатываемых уступов подробно рассматривалась в технологических процессах карьеров. Следует обратить внимание на тот факт, что при проектировании отработки скальных пород необходимо совместно рассматривать высоту черпания, высоту уступа и высоту развала взорванных пород, исходя из "Единых правил безопасности".

В сложной взаимосвязи находится высота уступа с буровзрывными работами. При вертикальном бурении с увеличением высоты уступа растет линия сопротивления по подошве, что требует применения котловых зарядов, скважин большого диаметра, парносближенных скважин или взрывчатых веществ большой плотности.

Наклонные скважины, параллельные откосу уступа, позволяют резко увеличить высоту уступов без изменения диаметра скважин, однако при этом усложняется процес бурения, так как

уменьшается доля веса станка в давлении рабочего органа на забой скважины, а также значительно быстрее изнашивается став штанг от постоянного трения о стенки скважин.

С точки зрения транспорта в карьерах всегда более выгодны уступы большой высоты. При этом сокращается число горизонтов, уменьшается количество транспортных коммуникаций, объем работ по устройству и передвижке путей при железнодорожном транспорте, объем работ по содержанию автомобильных дорог, по монтажу, передвижке и демонтажу конвейерных линий.

Высота уступа существенно сказывается на интенсивности ведения горных работ в карьере. При увеличении высоты уступа увеличивается площадь экскаваторного забоя, уменьшается скорость его подвигания, а значит, и скорость подвигания фронта работ. Уменьшение высоты уступа увеличивает число рабочих горизонтов в карьере, протяженность фронта работ, количество горнотранспортного оборудования и, как следствие, производительность карьера.

От высоты уступа в карьере зависят потери полезного ископаемого и примешивание к нему пустых пород и некондиционных сортов. Для крутых залежей потери и разубоживание прямо пропорциональны высоте уступов. При этом многое зависит от соотношения углов откосов рабочих уступов и углов падения залежей. При отработке ценных полезных ископаемых в контактных зонах уступ по высоте делят на подступы с целью уменьшения потерь и примешивания.

На осадочных горизонтальных месторождениях наблюдается обратно пропорциональная зависимость потерь и разубоживания от высоты уступа, поскольку они происходят в кровле и почве пластов: мощный пласт - большая высота уступа - меньше контактных зон и меньшие потери и примешивание.

Рассмотрение основных факторов, влияющих на высоту уступов, показывает их противоречивость. Поэтому окончательное решение по высоте уступов при проектировании принимается на основе тщательного технико-экономического анализа всех влияющих факторов.

На большинстве современных карьеров нерудных строительных материалов, отрабатывающих скальные и полускальные породы, высота уступов находится в пределах 15 м при использовании экскаваторов с ковшом вместимостью 2,5-8 м^3. На рыхлых осадочных месторождениях высота уступа достигает 20 м и более при использовании чаще всего драглайнов с ковшом вместимостью до 10-15 м^3 и способов управляемого обрушения уступов при большой их высоте.

Ширина рабочих площадок B является важнейшим параметром систем разработки, демонстрирующим их принадлежность к той или иной классификационной группе, применение того или иного вида горнотранспортного оборудования, те или иные методы производства технологических процессов. Ширина рабочих площадок рассчитывается, исходя из размещения горнотранспортного оборудования, транспортных

коммуникаций, развала взорванных горных пород (при разработке скальных пород с применением буровзрывных работ), линий электропередачи и готовых к выемке запасов.

Средняя необходимая ширина рабочей площадки добычного уступа (м)

$$B = B_{min} + R; \tag{4.1}$$

$$R = \mu A_p/(L_p h), \tag{4.2}$$

где R - ширина полосы готовых к выемке запасов, м; B_{min} - минимальная ширина рабочей площадки, учитывающая ширину развала горной массы после взрыва, размещение железнодорожных путей, автодорог, бурового и добычного оборудования и линий электропередачи, м; μ - резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого, лет; A_p - производительность карьера по полезному ископаемому, м^3/год; L_p - длина фронта по полезному ископаемому в карьере, м; h - высота уступа, м.

Наиболее общие варианты определения рабочих площадок при разработке скальных и рыхлых пород с минимальным набором элементов:

разработка скальных пород с применением автомобильного транспорта (рис. 4.5, *а*)

$$B = R_a + b_п + m + a + c + x; \tag{4.3}$$

разработка скальных пород с использованием железнодорожного транспорта (рис. 4.5, *б*)

$$B = R_ж + b_п + u + f + c' + x; \tag{4.4}$$

разработка рыхлых пород с применением автомобильного транспорта (рис. 4.5, *в*)

$$B = R_a + b_п + m + a + c + A; \tag{4.5}$$

разработка рыхлых пород с использованием железнодорожного транспорта (рис. 4.5, *б*)

$$B = R_ж + b_п + u + f + c' + A. \tag{4.6}$$

В этих формулах R_a и $R_ж$ - ширина полосы готовых к выемке запасов при автомобильном и железнодорожном транспорте соответственно; $b_п = h(\mathrm{ctg}\alpha' - \mathrm{ctg}\alpha)$ - ширина основания призмы обрушения, определяемая разницей котангенсов углов устойчивого α' и рабочего α откоса уступа; m = 3,5 м - расстояние от линии электропередачи (ЛЭП) до кромки проезжей части автомобильной дороги; a - ширина автодороги (при одной полосе a = 5,5÷8,5 м, при двух полосах a = 9÷16 м); c = 1 м - расстояние между кромкой проезжей части автомобильной дороги и кромкой развала взорванной горной массы или нижней бровкой уступа рыхлых пород; x - ширина развала, м; A - ширина экскаваторной заходки, м; u = 5 м - расстояние от ЛЭП до контактной опоры, м; f = 3,25 м - расстояние от оси железной

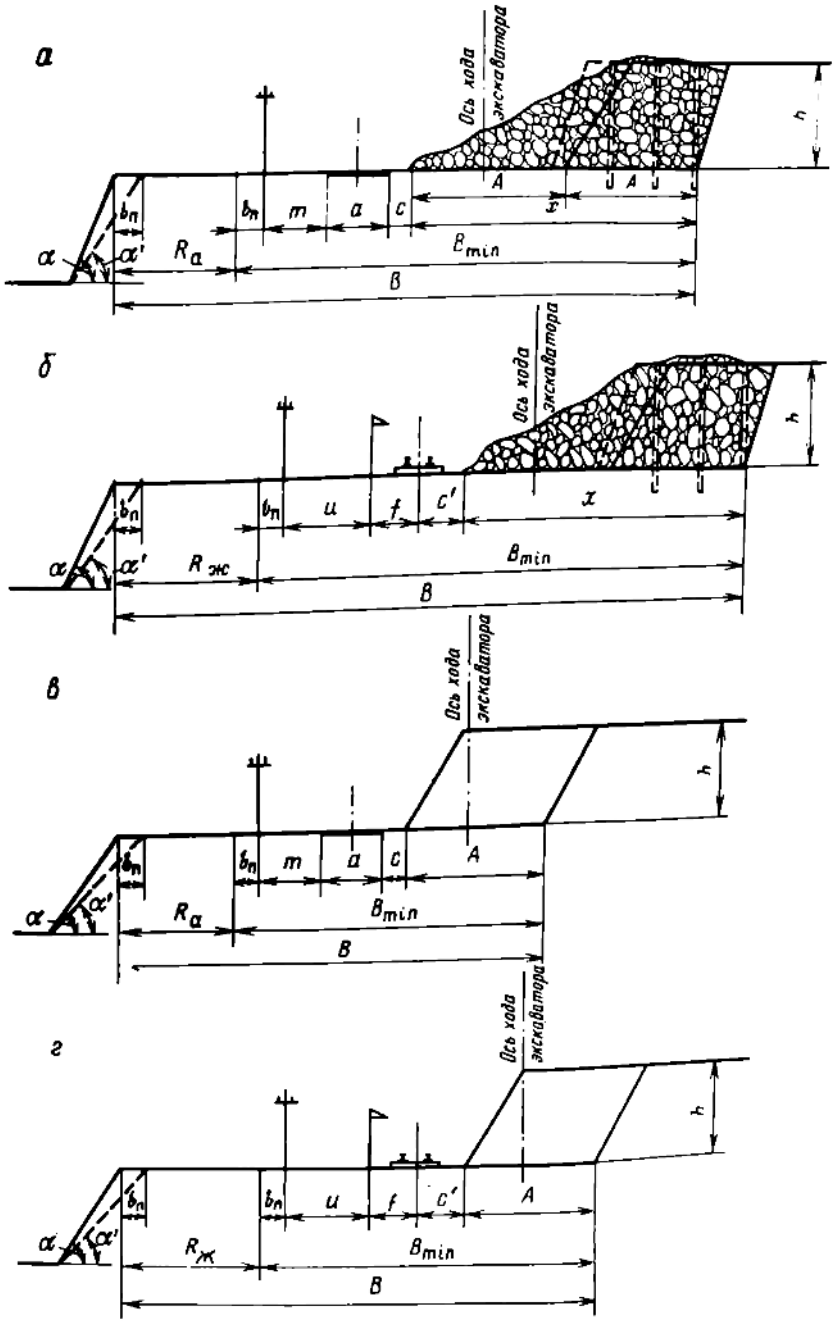


Рис. 4.5. Варианты рабочих площадок при отработке скальных и рыхлых пород с применением автомобильного и железнодорожного транспорта

дороги до контактной опоры; c' = 3 м - расстояние от развала (в скальных породах) или от нижней бровки уступа (в рыхлых породах) до оси железнодорожного пути, м.

Приведенные площадки могут быть изменены под влиянием технических, организационных и других факторов. Например, при изменении интенсивности подвигания или длины фронта горных работ может быть увеличено число железнодорожных путей на горизонтах или число полос автомобильных дорог; при

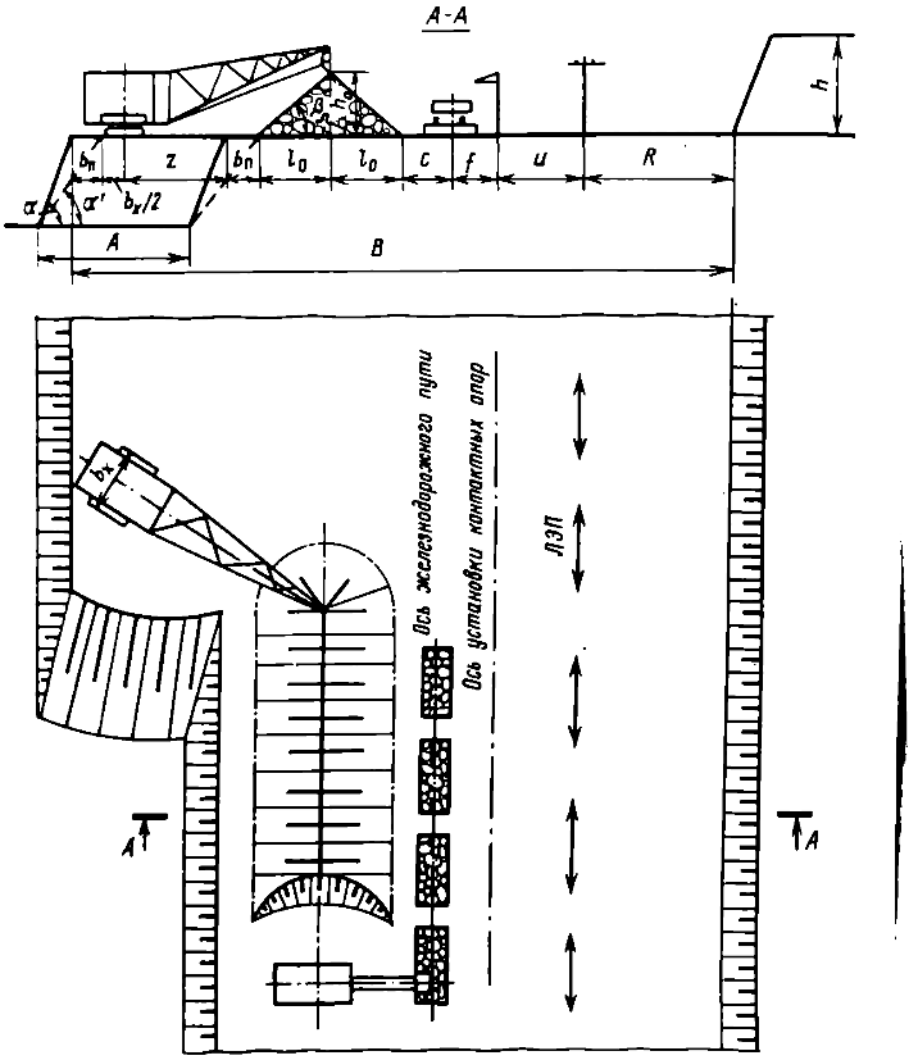


Рис. 4.6. Схема рабочей площадки при штабелировании на ней полезного ископаемого

тепловозной тяге отсутствует контактная сеть; при изменении схемы электроснабжения карьера может быть исключена линия электропередачи (ЛЭП); при технологическом железнодорожном транспорте на уступы часто заводят автодороги хозяйственного значения; число взрываемых рядов скважин и различные схемы взрывания обусловливают разную ширину развала горной массы и т.д.

Довольно часто при отработке горизонтальных месторождений осадочных карбонатных и глинистых пород, для производства цементного, кирпичного и керамзитового сырья, строительной извести, известняковой муки используют экскаваторы - драглайны с ковшом вместимостью до 10 м^3, которые грузят полезное ископаемое непосредственно в железнодорожные составы либо штабелируют в навалы на уровне стояния, откуда погрузку в транспортные сосуды осуществляют механические лопаты (рис. 4.6)

$$B = A + b_п + 2l_0 + c + f + u + R, \tag{4.7}$$

или

$$B = b_п + b_x/2 + z + 2l_0 + c + f + u + R. \tag{4.8}$$

где $l_0 = h_0 \operatorname{ctg}\beta$ - половина основания навала, м; h_0 - высота навала, м; β - угол откоса навала, градус; b_x - ширина хода драглайна, м; $Z = A\text{-}b_x/2$ - расстояние от оси хода драглайна до нижней кромки навала, м.

Установленные высота уступов, угол их откоса и ширина рабочих площадок определяют угол откоса рабочего борта карьера. При одинаковых значениях h, α и B для всех уступов угол откоса борта (градус) может быть установлен из треугольника ACD (рис. 4.7, *а*):

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{h}{B + h \operatorname{ctg}\alpha}. \tag{4.9}$$

Часто откосом рабочего борта считают плоскость, соединяющую нижнюю бровку нижнего уступа с верхней бровкой верхнего уступа рабочей зоны (рис. 4.7, *б*). Тогда угол откоса рабочего борта следует определять из выражения

$$\varphi = \operatorname{arctg} \frac{\sum_{i=1}^{n} h_i}{\sum_{i=1}^{n} B_i + \sum_{i=1}^{n} h_i \operatorname{ctg}\alpha}, \tag{4.10}$$

где n - число уступов в рабочей зоне; i = 1, 2, 3, ..., n - порядковый номер уступа.

Второй вариант, будучи более корректным определением по сравнению с первым, значительно усложняет расчеты при незначительном расхождении в получаемых результатах.

Ширина забоя (заходки) A определяется возможностями горнотранспортного оборудования, и рекоменда-

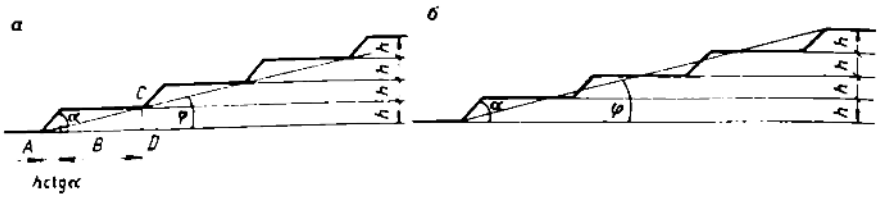


Рис. 4.7. Схемы к определению угла откоса рабочего борта

ции по ее установлению приводятся при рассмотрении выемочно-погрузочных работ в разд. 2.

В рабочей зоне карьера выделяются уступы вскрышные, добычные и смешанные. В соответствии с этим выделяют добычной, породный и общий фронт работ. Длина добычного фронта в рабочей зоне карьера (м)

$$L_{\text{р}} = \sum_{i=1}^{n} l_{\text{р}i}, \tag{4.11}$$

где n - число уступов в рабочей зоне; $i = 1, 2, 3, \ldots, n$ - порядковый номер уступа; $l_{\text{р}i}$ - длина добычного фронта на i-м уступе, м.

По аналогии длина породного фронта (м)

$$L_{\text{п}} = \sum_{i=1}^{n} l_{\text{п}i}, \tag{4.12}$$

$l_{\text{п}i}$ - длина породного фронта на i-м уступе, м.

Длина общего фронта (м)

$$L_{\text{ф}} = \sum_{i=1}^{n} l_{\text{р}i} + \sum_{i=1}^{n} l_{\text{п}i} = \sum_{i=1}^{n} (l_{\text{р}i} + l_{\text{п}i}). \tag{4.13}$$

Под общей длиной фронта работ в карьере (в рабочей зоне карьера) следует понимать суммарную протяженность рабочих уступов, включая расположенные на них съезды и временно нерабочие участки и исключая участки, достигшие конечного борта карьера.

Из общего фронта необходимо выделять а к т и в н ы й ф р о н т работ, под которым следует понимать часть общего фронта работ за вычетом протяженности съездов, уступов с временно нерабочими площадками, уступов во временно нерабочих бортах, под перегрузочными складами. Активный фронт работ обязательно имеет готовые к выемке запасы горной массы и является в карьере предметом труда, на котором рабочие, используя средства труда (горнотранспортные машины) производят карьерный товарный продукт - полезное ископаемое.

Суммарная протяженность активного фронта работ должна обеспечивать в среднем каждую забойную выемочно-погрузочную машину длиной фронта (блока $L_б$), не менее нормативной.

Таким образом, общая длина фронта работ определяется суммарной длиной выемочных блоков. При этом длина активного фронта работ складывается из суммарной длины блоков, отрабатываемых выемочно-погрузочным оборудованием. Другие блоки по фронту работ уступов могут находиться в процессе подготовки к выемке (например, обуриваться, заоткашиваться и т.д.). Длина выемочного блока в основном определяется объемом породы, в нем заключающемся. Последний обусловлен двумя факторами: качественными характеристиками залежи и типоразмером используемой выемочно-погрузочной машины. Объем полезного ископаемого в выемочном блоке должен рассматриваться как характеризующийся определенным (заданным) его качеством. Качественные характеристики полезного ископаемого в блоке определяются по данным геологоразведочных работ (в том числе эксплуатационной разведки). В то же время, как уже отмечалось, объем породы выемочного блока должен обеспечить эффективную работу выемочно-погрузочной машины. Высота уступа, как правило, определяется первоначально. Ширина блока ориентировочно может быть принята равной ширине двух или трех заходок. При железнодорожном и конвейером транспорте ширину выемочных блоков следует принимать равной ширине полосы породы, отрабатываемой с одного положения транспортных коммуникаций. При известных двух размерах блока (высоте и ширине) устанавливается его длина. Чем меньше типоразмер используемой выемочно-погрузочной машины, тем меньше параметры могут быть у выемочного блока. Так, при равной вместимости ковшей одноковшового экскаватора и погрузчика длина выемочного блока для последнего будет в два раза меньшей. Следует иметь в виду, что чем меньше оконтуриваемый выемочный блок, тем более стабильным качеством будет характеризоваться находящееся в его объеме полезное ископаемое.

Ниже приведены значения минимальной длины фронта работ на один экскаватор, предлагаемые Гипрорудой с учетом применяемого вида технологического транспорта. В "Нормах технологического проектирования" при автомобильном транспорте для экскаваторов рекомендуется минимальная длина блока с учетом типа отрабатываемых пород.

Длина минимального экскаваторного блока $L_{б\min}$, м, при различных видах транспорта

Вместимость ковша экскаватора - мехлопаты, м³	2,5;	4,6;	5;	6,3;	8;	10;	12,5
Автомобильный транспорт	300	500		600		700	
Железнодорожный транспорт	600	1000		1200		1400	

Длина минимального экскаваторного блока L_{6min}, м, при автотранспорте и различных типах отрабатываемых пород

Вместимость ковша экскаватора, м³	1-2	2,5-3	4,6-5	8-10
Рыхлые породы	100	150	300	350
Скальные породы	-	250	400	500

Рассмотрим особенности систем разработки с углубкой и без углубки, присущие им показатели интенсивности и область применения при эксплуатации месторождений нерудных строительных материалов.

Такие показатели, как производительность карьера с единицы фронта работ, потери полезного ископаемого и его засорение, тесно связаны с главным общим выходным параметром комплексной механизации и систем разработки - производительностью карьера.

4.3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С УГЛУБКОЙ КАРЬЕРА

4.3.1. ПОКАЗАТЕЛИ ИНТЕНСИВНОСТИ РАЗВИТИЯ СИСТЕМ С УГЛУБКОЙ И ИХ ВЗАИМОСВЯЗЬ

Характерной особенностью систем разработки с углубкой карьера является наличие двух основных направлений развития рабочей зоны: перемещение рабочих уступов по горизонтали - отработка рабочих уступов и перемещение дна карьера по вертикали - углубка карьера.

Как же развивается рабочая зона по двум указанным направлениям, есть ли между ними взаимосвязь и какова интенсивность развития, являющаяся важнейшим показателем функционирования систем разработки?

Каждый экскаватор в пределах своего блока L_6 отрабатывает уступ заходками (рис. 4.8, 4.3), ширина A которых устанавливается по зависимости (2.17). По окончании каждой заходки экскаватор разворачивается и отрабатывает следующую - в обратном направлении. Скорость подвигания экскаваторного забоя (заходки) (м/мес) определяется из выражения

$$v_з = Q/(A\ h), \tag{4.14}$$

где Q - производительность экскаватора, м³/мес.

По мере отработки экскаваторных заходок уступ подвигается к конечному борту (направление 00_1) со скоростью (м/год)

$$l_г = 12Q/(L_6 h). \tag{4.15}$$

В горном деле целесообразно считать минимальной единицей времени при определении скорости подвигания забоя погрузочной машины месяц, а при определении скорости подвигания фронта работ - год. Меньшие промежутки времени могут не

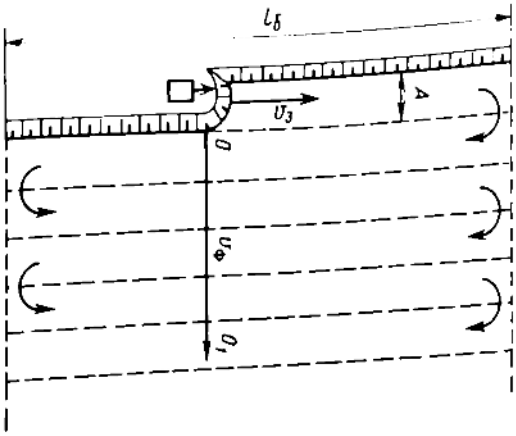
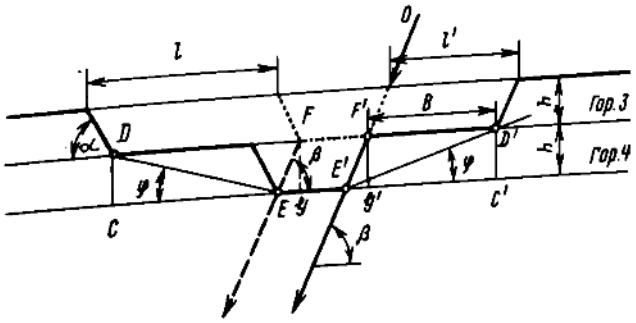


Рис. 4.8. Схема отработки экскаваторного блока

Рис. 4.9. Положение горных работ на гор. 3 на момент окончания подготовки гор. 4



отразить реальную интенсивность горных работ в силу их специфичности: наряду со сменами непрерывной погрузки экскаваторы могут в течение суток и более простаивать (плановопредупредительные ремонты, перенос путей, буровзрывные работы и т.п.).

При равномерном распределении фронта работ между экскаваторами выражение (4.15) можно считать скоростью подвигания фронта работ $v_ф$ в карьере, т.е. $l_г = v_ф$. Таким образом, установлены порядок и интенсивность ($v_э$, $v_ф$) развития горных работ в горизонтальном направлении.

По мере подвигания уступов к конечному контуру дно рабочей зоны расширяется и появляется возможность вскрывать и подготавливать новые уступы (на рис. 4.9 подготавливается разрезной траншеей гор. 4) с целью увеличения фронта работ в период строительства и наращивания производительности, а также для поддержания необходимой длины фронта работ по полезному ископаемому при ликвидациии (выработке) его на верхних добычных уступах в период эксплуатации. Следовательно, при отработке наклонных и крутых залежей есть возможность и необходимость углублять карьер.

На рис. 4.4 пунктиром показаны положения рабочей зоны на

момент окончания подготовки гор. 1, 2, 3. Гор. 4, как видно на плане, готовится. Рассмотрим более крупным планом подготовку гор. 4 (см. рис. 4.9), каковы при этом последовательность выполнения и объемы горных работ.

Подготовка любого горизонта завершается проведением на нем подготовительной выработки (разрезной траншеи, котлована). Для этого на вышележащем горизонте должен быть выполнен объем работ, позволяющий разместить вскрывающую и подготовительную выработки на новом горизонте и обеспечивающий наличие расчетных рабочих площадок. Для подготовки гор. 4 левый борт разрезной траншеи на гор. 3 (показана пунктиром на рис. 4.9) необходимо подвинуть на величину l, правый - на величину l', после чего появляется возможность вскрыть, а затем и подготовить новый горизонт.

Въездные и разрезные траншеи на смежных уступах в процессе углубки карьера располагаются в определенном порядке. Если, например, соединить между собой правые нижние бровки траншей (или другие идентичные точки) на всех уступах, то получится линия, являющаяся направлением развития горных работ в глубину - *направлением углубки* карьера (см. рис. 4.4, 4.9). Угол β является *углом углубки*. Направление углубки может меняться с глубиной, и тогда оно принимает форму ломаной линии. При постоянных значениях ширины рабочих площадок и параметров подготовительных выработок именно направление углубки оказывает существенное влияние на необходимое подвигание уступов l и l'. Рассмотрим это на рис. 4.9.

Величина l может быть представлена суммой оснований двух треугольников CDE и EFG:

$$l = CE + EG;\ CE = h\ \mathrm{ctg}\varphi;\ EG = h\ \mathrm{ctg}\beta;$$

$$l = h(\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\beta). \qquad (4.16)$$

В свою очередь из треугольников $E'D'C'$ и $E'F'G'$:

$$l' = E'C' - E'G';\ E'C' = h\ \mathrm{ctg}\varphi;\ E'G' = h\ \mathrm{ctg}\beta,$$

$$l' = h(\mathrm{ctg}\varphi + \mathrm{ctg}\beta). \qquad (4.17)$$

Как видно, при наклонной углубке величина подвигания уступов в направлении, совпадающем с направлением углубки, l больше, нежели в противоположном направлении l', т.е. $l > l'$. Нетрудно убедиться, что при вертикальной углубке необходимые величины подвигания уступов равнозначны, так как $\mathrm{ctg}\ 90^\circ = 0$.

$$l = l' = h\ \mathrm{ctg}\varphi. \qquad (4.18)$$

Если принять, что за время $T = 1$ год подвигание уступов в горизонтальном направлении позволило углубить карьер на один уступ, то можно считать величины подвигания l и l' скоростями подвигания $l_г$ и $l'_г$, т.е. $l = l_г$ и $l' = l'_г$, а величину

h (высота уступа) - скоростью $h_г$ т.е. $h = h_г$. Исходя из этого, выражения (4.16) и (4.170 можно переписать в общем виде:

$$l_г = h_г(\mathrm{ctg}\varphi \pm \mathrm{ctg}\beta), \qquad (4.19)$$

или, решая его относительно $h_г$,

$$h_г = l_г/(\mathrm{ctg}\varphi \pm \mathrm{ctg}\beta). \qquad (4.20)$$

Формулы (4.19) и (4.20) являются выражением взаимосвязи скоростей развития рабочей зоны карьера в горизонтальном направлении и в глубину.

Таким образом, по мере отработки крутых залежей подвигание уступов в горизонтальном направлении с определенной скоростью обеспечивает возможность вскрытия и подготовки новых горизонтов - углубку карьера - в заранее принятом направлении с определенной скоростью, которая называется с к о р о с т ь ю у г л у б к и $h_г$ горных работ и является вторым важнейшим показателем интенсивности отработки крутых месторождений.

Для бо́льшей наглядности скорость углубки карьера измеряется не по истинному направлению углубки, а по вертикали, и тогда этот показатель часто называется с к о р о с т ь ю п о н и ж е н и я г о р н ы х р а б о т.

Если в формулу (4.20) подставить значение $l_г$ из формулы (4.15), то получим выражение скорости углубки $h_г$ (м/год) с еще большим учетом карьерных реальностей (конкретный экскаватор, его производительность, длина блока и т.д.):

$$h_г = \frac{12Q}{L_б h(\mathrm{ctg}\varphi \pm \mathrm{ctg}\beta)}. \qquad (4.21)$$

Большое внимание развитию рабочей зоны карьера уделил А.И. Арсентьев, который рассмотрел всевозможные варианты ведения горных работ (углубка по конечным бортам карьера, по контактам с залежью, вне залежи полезного ископаемого, в нагорных условиях и т.д.) и выявил, что при углубке вне залежи следует выделять понижение горных и добычных работ, причем скорости их различны и между ними также может быть установлена взаимосвязь.

Рассмотренные показатели интенсивности развития рабочей зоны систем разработки с углубкой, установленные графоаналитически, являются верхним теоретическим пределом, достижение которого зависит от многих факторов и, в первую очередь, субъективных в лице производственников, ведущих горные работы в карьере.

Углубка карьера и соответствующее ей горизонтальное подвигание уступов в большой степени зависят от уровня организации работ. Средством, обеспечивающим достаточную надежность в организации работ и достоверность получаемых результатов на стадии проектирования, является график $L = f(T)$, на котором по оси ординат откладывается длина вскрывающих, подготовительных выработок и экскаваторных блоков, а по оси абсцисс - время, необходимое для их проведения или отработки. Такой график позволяет рассмотреть и проанализировать любые возможные варианты последовательности выполнения работ и их совмещения, определить **время вскрытия и подготовки новых горизонтов** как промежуток времени между двумя идентичными положениями горных работ на смежных уступах (например, между началом и окончанием проходки въездных или разрезных траншей).

Определенное время вскрытия и подготовки нового горизонта является основой для установления скорости углубки карьера, которая, в свою очередь, определяет его производительность. Вот почему так важен вопрос организации работ по подготовке новых горизонтов, и в процессе проектирования разработки месторождений открытым способом ему следует уделять серьезное внимание.

Рассмотрим на примере порядок построения графика $L = f(T)$. На рис. 4.10, *а*, представляющем совмещенный план

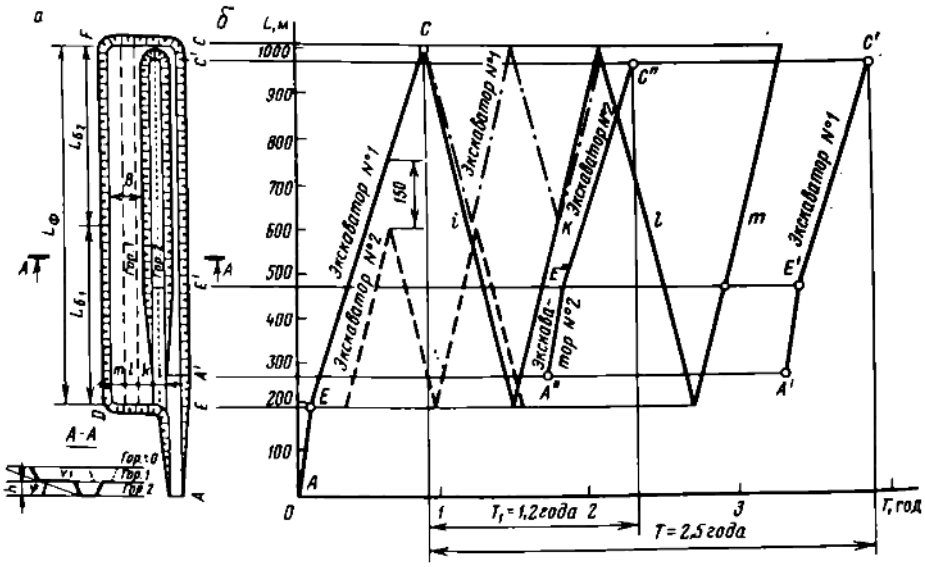


Рис. 4.10. Построение графика $L=f(T)$ организации работ по вскрытию и подготовке нового горизонта

двух горизонтов (h = 15 м), гор. 1 был вскрыт въездной траншеей AE длиной 200 м и подготовлен разрезной траншеей EC (пунктирные и сплошные линии) длиной 800 м. На графике $L = f(T)$ (рис. 4.10, *б*) ось ординат размечена в масштабе плана, проходке траншей AE и EC на нем соответствуют наклонные прямые того же наименования. Угол наклона прямых зависит от времени, затрачиваемого на проходку траншей, а тангенс угла соответствует скорости проходки траншей (разрезная траншея имеет большее сечение, скорость ее проходки ниже и меньше угол наклона прямой на графике).

Если на проходке работает один экскаватор, то после окончания разрезной траншеи он начинает обратным ходом первую заходку i по ее расширению (на графике наклонная i, выходящая из точки C), затем заходки k, l, m (на графике линии того же наименования), пока не будет удален объем пород V_1, позволяющий вскрывать и подготавливать гор. 2 при нормальной ширине рабочей площадки B. Фронт работ при этом на гор. 1 $L_ф$ займет положение DF. Таким, образом, обеспечена возможность дальнейшей углубки карьера на гор. 2. Если в этом есть необходимость, то экскаватор сразу же приступает к проходке въездной $A'E'$, а затем и разрезной $E'C'$ траншей (на графике соответствующие прямые).

Время подготовки новых горизонтов T при принятой организации работ определяется как промежуток времени между двумя точками C и C', соответствующими окончанию проходки разрезных траншей на гор. 1 и 2 (возможны другие идентичные точки). Согласно временной шкале оси абсцисс время подготовки гор. 2 составило T = 2,5 года. Скорость углубки при этом может быть определена из выражения

$$h_г = h/T = 15/2{,}5 = 6 \text{ м/год.} \qquad (4.22)$$

Для увеличения скорости углубки карьера необходимо уменьшить время подготовки новых горизонтов. С этой целью на подготовке используют несколько экскаваторов и максимально совмещают выполнение работ.

Применение двух экскаваторов и совмещение работ позволило сократить время подготовки нового горизонта до T_1 = 1,2 года и таким образом значительно увеличить скорость углубки:

$$h'_г = 15/1{,}2 = 12{,}5 \text{ м/год.}$$

При этом проходка въездной и разрезной траншей на графике $L = f(T)$ отразится линиями $A''E''$ и $E''C''$ соответственно.

На графике $L = f(T)$ в рассмотренном примере работа экскаваторов отражается линиями. Подобный вариант возможен, когда выдержаны по сечению и прямолинейны траншеи и заходки. На практике сохраняют площадь сечения только траншеи, поэтому она всегда может отражаться на графике линейно, в то время как работу экскаваторов по расширению траншей целесообразнее отражать в виде площадей из-за сложной формы карьера и бло-

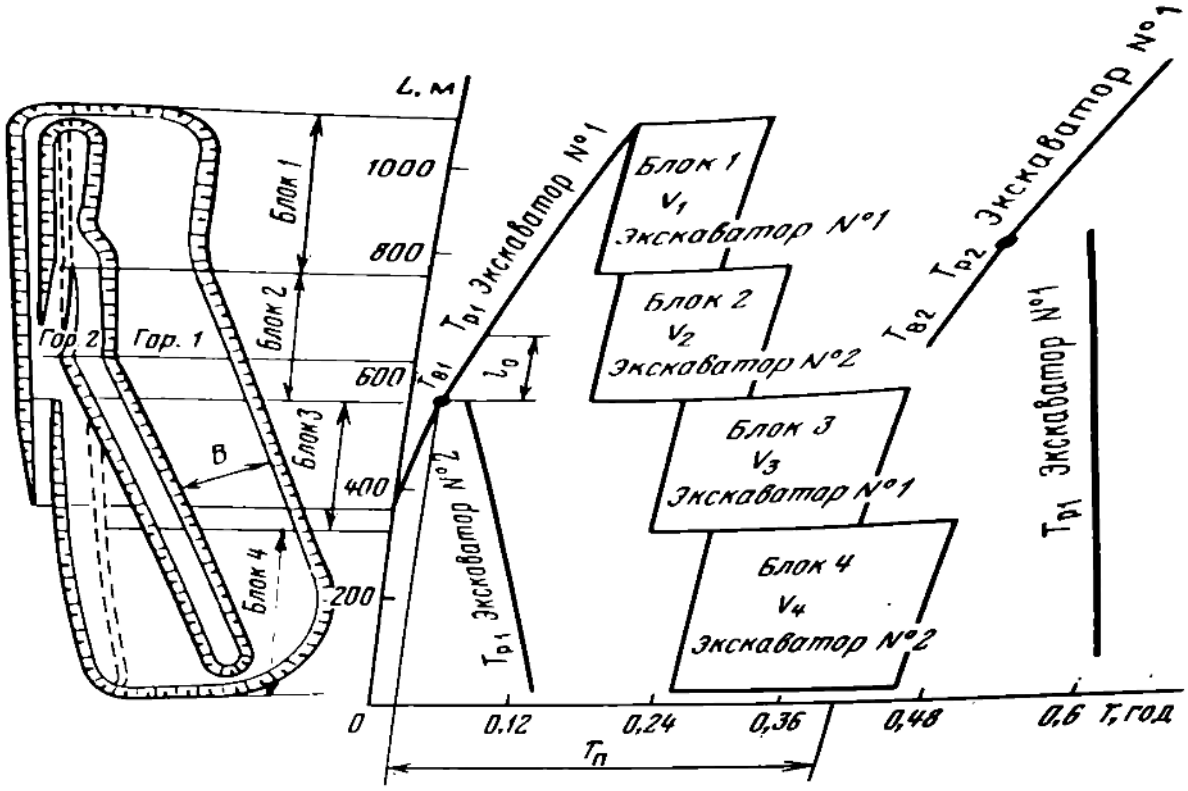


Рис. 4.11. Построение графика организации работ при вскрытии поступательными съездами и экскаваторных блоках различной формы и объема

ков, различной ширины заходок, из-за направления развития горных работ, подготовки горизонтов котлованами и т.д.

На рис. 4.11 показаны вскрытие горизонтов поступательными съездами и подготовка их разрезными траншеями несколько отличного по направлению заложения, что определило экскаваторные блоки по разносу борта траншеи на гор. 1 различной формы и объема. В связи с этим на гафике $L = f(T)$ выполненные по блокам объемы отражаются прямоугольниками с высотой, равной длине блока по ординате, и основанием, соответствующим отрезку времени, затрачиваемому на отработку блока.

Проходка траншей на гор. 1 (показаны штрихами на плане) и гор. 2 на графике отмечена прямыми линиями.

Установленные направление и интенсивность развития рабочей зоны, взаимосвязи скоростей, а также организация работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов рассмотрены для двух смежных уступов. Однако при отработке наклонных и крутых месторождений число уступов, находящихся в одновременной эксплуатации, иногда достигает 10-15 и даже более. Все они должны подвигаться, обеспечивая углубку карьера, и не могут не влиять на развитие горных работ. Так, на рис. 4.4 для подготовки гор. 4 горные работы ведутся не только на гор. 3,

но и на гор. 2 и 1 (объемы, подлежащие извлечению, отмечены цифрой "4"). Из сказанного следует, что для успешного управления и организации работ на уступах необходимо знать закономерность их взаимного соразмерного подвигания, обеспечивающего при максимальной интенсивности соблюдение расчетных рабочих площадок и безопасность.

Анализ продвижения уступов на плане, разрезе и графике $L = f(T)$ позволил получить в общем виде выражение соразмерного развития горных работ в рабочей зоне карьера:

$$v_i \geqslant v_{i+1}, \tag{4.23}$$

т.е. скорость перемещения верхнего рабочего уступа v_i должна быть равна или больше скорости перемещения нижнего уступа v_{i+1}.

Если учесть, что скорость подвигания фронта уступа

$$v_i = 12Q_iN_i/(L_ih_i), \tag{4.24}$$

то выражение (4.23) примет вид

$$Q_iN_i(L_ih_i) \geqslant Q_{i+1}N_{i+1}/(L_{i+1}h_{i+1}), \tag{4.25}$$

где Q_i и Q_{i+1}, N_i и N_{i+1}, L_i и L_{i+1}, h_i и h_{i+1} - производительность экскаваторов, их число, длина фронта работ и высота i-го и i+1-го уступа соответственно.

Уравнение (4.25) позволяет подобрать тип и число экскаваторов для каждого рабочего уступа.

4.4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ КАРЬЕРА

4.4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Характерной особенностью систем разработки без углубки карьера является наличие только одного основного направления развития рабочей зоны - перемещение рабочих уступов по горизонтали. В связи с этим область применения их распространяется на горизонтальные и пологие месторождения, к которым среди месторождений нерудных строительных материалов относятся осадочные песчано-гравийные, карбонатные, глинистые, составляющие в сумме превалирующую часть добываемых строительных горных пород.

Перемещение рабочих забоев и фронта работ уступов в системах разработки без углубки практически не отличается от подвигания заходок и уступов при применении систем с углубкой и описываются известными формулами (4.14), (4.15).

Очень важной чертой систем разработки без углубки является применение внутреннего отвалообразования. В связи с этим параметры систем разработки неразрывно сязаны с пара-

метрами образуемых в выработанном пространстве отвалов. При этом возможно два способа перемещения вскрыши в выработанное пространство относительно фронта работ:

породы в отвал перемещаются вдоль фронта работ (конвейерный, железнодорожный, автомобильный транспорт), отвальные работы жестко не связаны с добычными и при расчетах необходимо проверять только объем извлекаемой породы в выработанном пространстве;

породы перемещаются в отвал поперек фронта работ параметры отвала жестко связаны с параметрами добычных и вскрышных забоев и с параметрами горнотранспортного оборудования (обычно при разработке месторождений строительных материалов это экскаваторы-драглайны).

При эксплуатации горизонтальных месторождений минерального строительного сырья второй способ более распространен, и основной задачей расчета систем разработки без углубки в этом случае является обеспечение возможности размещения в выработанном пространстве пород, вынутых из массива, в пределах экскаваторной заходки, что описывается уравнением в объемном выражении

$$V_з K_р = V_о, \qquad (4.26)$$

в плоском выражении

$$S_з K_р = S_о, \qquad (4.27)$$

где $V_з$ и $S_з$ - объем и площадь экскаваторной заходки соответственно, м^3 и м^2; $V_о$ и $S_о$ - объем и площадь отвальной заходки соответственно, м^3 и м^2; $K_р$ - коэффициент разрыхления пород в отвале.

В этом случае можно сделать вывод, что параметры вскрышной заходки (высота уступа и ширина заходки) и отвальной являются главными параметрами систем разработки без углубки. Расстояние между этими заходками и параметры их элементов определяются рабочими параметрами вскрышного экскаватора и, в первую очередь, радиусом его разгрузки, а также горно-геологическими условиями залегания месторождения (мощностью пластов).

4.4.2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С ОДНОКРАТНОЙ НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

При этих системах вскрышной и добычной экскаваторы отрабатывают заходки вдоль фронта работ карьерного поля. Вскрышной экскаватор вынимает пустые породы из массива и складирует их в выработанное пространство, добычной из своей заходки грузит полезное ископаемое в транспортные средства.

При этом освобождается площадь на дне карьера для размещения пустых пород из следующей вскрышной заходки (рис. 4.12).

Основными положениями, обеспечивающими нормальное функционирование этих систем разработки, в частности соразмерное развитие горных работ на вскрышном и добычном уступах, являются:

равенство ширины вскрышной $A_в$, добычной $A_д$ и отвальной $A_о$ заходок:

$$A_в = A_д = A_о = A. \tag{4.28}$$

Это положение, однако, не исключает, например, на добыче применения нескольких выемочно-погрузочных машин, как показано на рис. 4.12, но суммарная ширина их заходок должна быть равной $A_д = A$;

скорость подвигания вскрышного забоя $v_{з.в}$ должна быть равна или несколько больше скорости подвигания добычного забоя $v_{з.д}$:

$$v_{з.в} \geqslant v_{з.д}. \tag{4.29}$$

Рабочее оборудование, отрабатывающее вскрышной уступ, может располагаться:

на кровле вскрышного уступа (см. рис. 2.24, *а*);

на кровле добычного уступа (см. рис. 2.24, *б*);

на промежуточном горизонте, разделяющем вскрышной уступ на подуступы (см. рис. 2.24, *в*).

На основании геометрического анализа и расчетов по схемам рис. 2.24 можно установить необходимые в этих случаях рабочие размеры горного оборудования, позволяющие складировать вынутые породы во внутренний отвал при поперечном перемещении этих пород. Необходиый радиус разгрузки экскаватора $R_р$ для указанных случаев определяется по зависимостям (2.69), (2.70), (2.71). Высота отвала при этом будет соответствовать выражению

$$H_о = K_р H + \frac{A}{4 \operatorname{ctg}\beta}, \tag{4.30}$$

и должно, безусловно, выдерживаться соотношение

$$H_р > H_о. \tag{4.31}$$

Полученные зависимости показывают, что при расчетах особое внимание следует уделять определению коэффициента разрыхления пород в отвале, углов откосов отвалов, вскрышных и добычных уступов, чему в большой степени будет способствовать правильное определение физико-механических свойств горных пород.

Для сопоставления возможностей экскаватора в указанных рабочих положениях угол его поворота в сторону целика принят равным примерно 90°, что обеспечивает одинаковую производительность по продолжительности рабочего цикла.

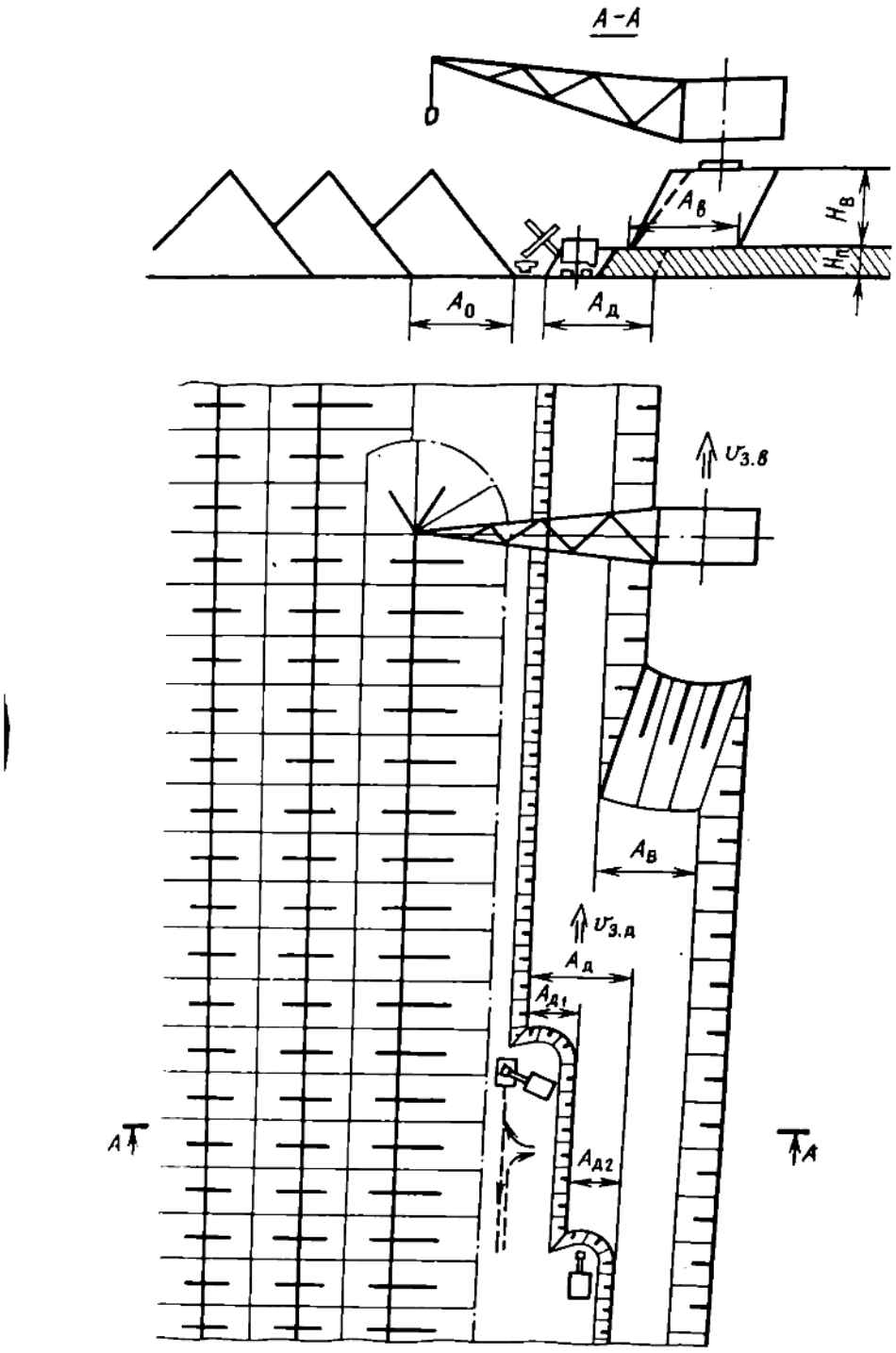


Рис. 4.12. Система разработки без углубки продольными заходками и с поперечным перемещением пород

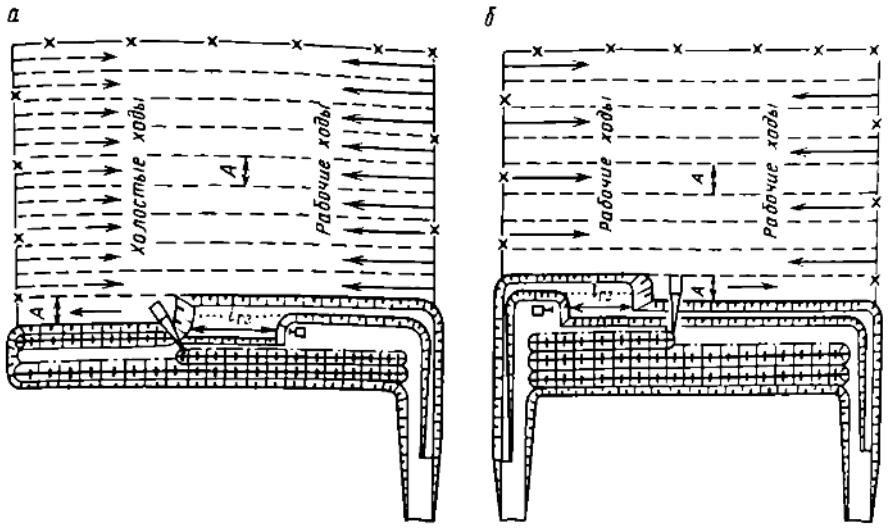


Рис. 4.13. Система разработки продольными заходками:
а - с холостыми ходами экскаваторов; *б* - без холостых ходов

На кровле вскрышного уступа экскаватор имеет: максимальную производительность, так как работает нижним черпанием; максимальную высоту разгрузки, что обеспечивает максимальную высоту отвалов и большую их вместимость. Однако в этом случае экскаватор максимально удален от выработанного пространства, это ограничивает площадь отвалов в плане из-за возможной подсыпки добычного уступа и в конечном итоге сокращает приемную способность отвалов.

На кровле добычного уступа экскаватор максимально приближен к выработанному пространству, что способствует увеличению вместимости отвальной заходки, но этим трудно воспользоваться из-за малой высоты разгрузки. Кроме того, в этом положении из всех рассматриваемых случаев производительность минимальная из-за верхнего, менее эффективного черпания.

Расположение экскаваторов на промежуточной площадке позволяет смягчать недостатки и усиливать достоинства двух предыдущих случаев. Внимательный анализ и расчеты всегда помогут найти рациональное положение промежуточной площадки по высоте.

Системы разработки без углубки продольными заходками и поперечным перемещением пород вскрыши в выработанное пространство могут реализовываться на практике двумя способами (рис. 4.13):

с холостыми переходами экскаваторов (рабочий ход только в одном направлении);

без холостых переходов (рабочий ход в обоих направлениях).

Оба способа целесообразно охарактеризовать и сопоставить

по обеспечению карьера готовыми к выемке запасами полезного ископаемого и пустых пород.

При круглогодовом режиме работы и применении колесных видов транспорта, что характерно для добычных работ при разработке месторождений нерудных строительных материалов (исключение может составить применение поточного транспорта при эксплуатации песчано-гравийных месторождений), обеспеченность карьера, выраженная временем независимого ведения работ, должна составить:

готовыми к выемке запасами полезного ископаемого μ, мес;

готовыми к выемке объемами скальных пустых пород μ, мес;

готовыми к выемке объемами рыхлых пустых пород ν, мес.

Согласно "Нормам технологического проектирования" рекомендуется μ = 2,5 мес; ν = 1,8 мес.

Наличие всех трех составляющих в строении месторождения возможно при отработке карбонатных пород на щебень, цемент, строительную известь и т.д., когда промышленный пласт перекрыт пластом некондиционных скальных пород и рыхлыми наносами.

На рис. 4.13 пласт полезного ископаемого находится под толщей наносов (четвертичных отложений), перемещаемых драглайном в выработанное пространство. Проблемы с обеспечением готовых к выемке объемов пустых пород (наносов) нет, так как к ним можно отнести объемы покрывающих пород всего карьерного поля. Трудности могут возникнуть только из-за сложного рельефа, обводненности или слабой несущей способности грунтов. Тогда нужно выбрать правильное положение экскаватора (на кровле вскрышного или добычного уступа, на подуступе или другие варианты в зависимости от конкретных условий).

Согласно установленным нормативам, готовые к выемке запасы полезного ископаемого должны быть рассчитаны не менее чем на μ месяцев, т.е. при месячной производительности добычного экскаватора $Q_{мес}$ объем готовых к выемке запасов (м^3)

$$V_{гз} = \mu\ Q_{мес}, \qquad (4.32)$$

в то же время

$$V_{гз} = A H_п\ l_{гз}, \qquad (4.33)$$

где A - ширина заходки добычного экскаватора (равна вскрышной), м; $H_п$ - высота уступа (мощность пласта) полезного ископаемого, м; $l_{гз}$ - длина полосы готовых к выемке запасов, обычно равная расстоянию между забоями вскрышного и добычного экскаваторов.

Приравнивая правые части выражений (4.32) и (4.33) и решая относительно $l_{гз}$ (м), получаем

$$l_{гз} = \mu\ Q_{мес}/(A\ H_п). \qquad (4.34)$$

Таким образом, выражение (4.34) позволяет определить необходимое расстояние между вскрышным и добычным экскавато-

рами при принятом их типе и заданном уровне готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

В обоих вариантах реализации рассматриваемой системы (см. рис. 4.13) в начале эксплуатации месторождения вскрышной экскаватор опережает добычной экскаватор на величину $l_{гэ}$, и эта величина запасов в идеальном случае должна сохраняться в течение всего срока отработки месторождения. Насколько это удается при реализации каждого из способов?

В первом варианте (при наличии холостых переходов, см. рис. 4.13, *а*) поддерживать готовые к выемке запасы не представляет большого труда. Вскрышной экскаватор, закончив заходку, холостым ходом возвращается в исходное положение, чтобы начать новую. Добычной экскаватор в это время заканчивает свою заходку, несколько сокращая таким образом готовые к выемке запасы. Затем добычной экскаватор также совершает холостой переход. За это время вскрышной экскаватор восстанавливает резерв запасов до нормативного значения. Если при этой схеме работы возникают трудности в поддержании готовых к выемке запасов, то необходимо обеспечить несколько большую скорость подвигания вскрышного забоя $v_{зв}$, что достигается соответствующим подбором экскаваторов. Существенным недостатком схемы является быстрый износ ходовой части экскаваторов.

Во втором варианте (без холостых переходов, см. рис. 4.13, *б*) вскрышной экскаватор, закончив заходку, простаивает (осуществляет планово-предупредительные и другие виды ремонтов), ожидая, пока добычной экскаватор, отработав свою заходку, достигает конечного контура карьера. При этом резерв готовых к выемке запасов ликвидируется полностью и начнет заново формироваться, как только экскаваторы начнут новую заходку. Если вскрышной и добычной экскаваторы имеют производительность, обеспечивающую одинаковую скорость подвигания вскрышного и добычного забоев, то второй из них приступает к работе только после создания первым опережения $l_{гэ}$. В случае, когда вскрышной экскаватор имеет запас производительности, вскрышные и добычные работы могут начаться практически одновременно, и готовые к выемке запасы будут создаваться при совместной работе.

Таким образом, при работе без холостых переходов нельзя обеспечить постоянный резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого, что при сложных условиях отработки вскрышного уступа может привести к срыву выполнения плановых заданий по добыче.

Наконец, сопоставляя способы, необходимо также отметить, что при системе разработки с холостыми переходами достаточно одного капитального выезда из карьера (см. рис. 4.13, *а*), в то время как при рабочих ходах в обоих направлениях необходимо иметь минимум два капитальных выезда (см. рис. 4.13, *б*), так как по правилам безопасности транспортирование по-

лезного ископаемого не может осуществляться под стрелой вскрышного экскаватора.

При проектировании окончательный выбор способа осуществляется на основе тщательного анализа горно-геологических условий и технико-экономических расчетов.

4.4.3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ЭКСКАВАТОР - КАРЬЕР

Данный вариант системы разработки без углубки, предложенный Н.В. Мельниковым, заключается в том, что один экскаватор-драглайн осуществляет выемку вскрышных пород и добычу покрываемого ими полезного ископаемого. Пустые породы непосредственно экскаватором складируются в выработанное пространство, полезное ископаемое в зависимости от горно-геологических условий, требований к сырью со стороны перерабатывающей фабрики (завода) и применяемого вида технологического транспорта может непосредственно грузиться в транспортные сосуды (автосамосвалы, железнодорожные думпкары) при благоприятном сочетании вместимости последних с рабочим органом выемочно-погрузочной машины или через бункер-перегружатель на железнодорожный и конвейерный транспорт. Очень часто полезное ископаемое складируется во временный бурт на кровле вскрышного уступа (высокая влажность карбонатных и глинистых пород, затруднительна погрузка непосредственно в транспорт, нерациональное сочетание вместимостей ковша и кузова и т.д.), откуда погрузка в транспорт осуществляется мехлопатами. Примером эксплуатации месторождения с применением такой системы может служить карьер мела Нетьинского комбината строительных материалов Брянской области

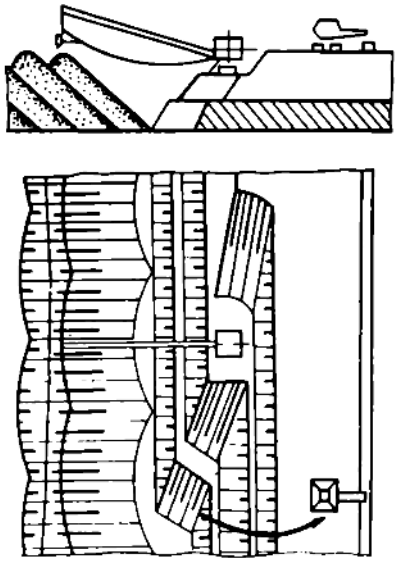


Рис. 4.14. Система разработки экскаватор-карьер с перевалкой пород в выработанное пространство и погрузкой полезного ископаемого на конвейер через бункер-перегружатель (по Н.В. Мельникову)

(проект "Ленгипростроma"), где экскаватор ЭШ-6/45 некондиционные пески, глины и трепельные глины размещает в выработанном пространстве, а обводненный пласт мела извлекает и складирует в бурт, откуда экскаватор ЭКГ-5А, после определенной просушки мела, отгружает его на автомобильный транспорт.

При применении системы экскаватор-карьер оборудование может располагаться на кровле вскрыши, на кровле полезного ископаемого (при незначительной мощности вскрыши), а также на промежуточном горизонте (рис. 4.14).

Перемещение рабочих забоев и фронта работ при этой системе описывается известными уравнениями (4.14), (4.15).

4.4.4. ПАРАМЕТРЫ И ПОКАЗАТЕЛИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ БЕЗ УГЛУБКИ ПРИ СЕЗОННОМ ВЕДЕНИИ РАБОТ

В некоторых климатических зонах на карьерах, разрабатывающих строительные горные породы, вскрышные работы ведутся сезонно, а добычные - круглый год. Очевидно, что в этих случаях вкрышное оборудование должно за вскрышной сезон обеспечить годовую работу добычного оборудования. Каковы при этом взаимосвязи скоростей соответствующих забоев и фронтов работ, а также особенности параметров элементов систем разработки?

При применении систем разработки с поперечным перемещением пустых пород, т.е. с непосредственным складированием их вскрышным экскаватором в выработанном пространстве, круглогодовая работа добычного экскаватора обеспечивается увеличением полосы готовых к выемке запасов $l_{гз}$ (рис. 4.13) на величину $l_{сз}$, которая образуется за счет разницы скоростей подвигания забоев вскрышного $v_{зв}$ и добычного $v_{зд}$ (рис. 4.12). При этом все расчеты основываются на достижении равенства:

$$v_{зв}T_в = v_{зд}T_г, \tag{4.35}$$

где $T_в$ - продолжительность сезона вскрышных работ, мес; $T_г$ - продолжительность работы добычного уступа в течение года, мес.

Величина сезонного увеличения полосы запасов (м)

$$l_{сз} = (v_{зв} - v_{зд})T_в. \tag{4.36}$$

Уравнение (4.36) позволяет решать различные задачи: устанавливать минимально необходимую продолжительность вскрышного сезона при известных $l_{сз}$ и скоростях; рассчитывать скорость подвигания вскрышного забоя и подбирать по ней необходимый экскаватор при прочих известных входящих в зависимость (4.36) величинах и т.д.

При продольном перемещении пород вскрыши различными ви-

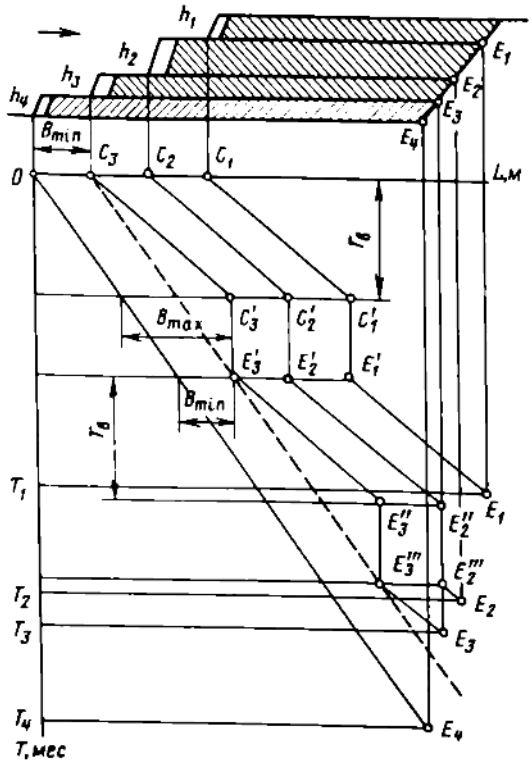


Рис. 4.15. График $L=f(T)$ перемещения рабочих уступов при сезонной работе по вскрыше и круглогодовой добыче:
T_1, T_2, T_3, T_4 - время достижения конечного борта уступами h_1, h_2, h_3, h_4 соответственно

дами траспорта, часто при наличии нескольких вскрышных уступов, что характерно для разработки карбонатных месторождений, сезонность вскрышных работ компенсируется за счет изменения ширины рабочих площадок вкрест простирания фронта работ. Для получения необходимых расчетных зависимостей целесообразно рассмотреть работу карьера при условии постоянства мощности залежи, длин блоков и равенства скоростьей подвигания вскрышных уступов (рис. 4.15).

Движение добычного уступа изображено прямой линией OE_4, вскрышных уступов - ломаными $C_3C_3'E_3'E_3''E_3'''E_3$, $C_2C_2'E_2'E_2''E_2'''E_2$, $C_1C_1'E_1'E_1$. Ширина рабочей площадки нижнего вскрышного уступа (м) будет изменяться от B_{min} в начале сезона до B_{max} в конце его.

$$B_{max} = B_{min} + (L_3 - L_4) = B_{min} + T_в(v_3 - v_4), \qquad (4.37)$$

где v_3, L_3 и v_4, L_4 - скорости и величины подвигания вскрышных и добычного уступов соответственно м/мес и м; $T_в$ - продолжительность вскрышного сезона, мес.

В течение года $T_г$ добычной уступ подвинется на расстояние $v_4T_г$, вскрышной - на расстояние $v_3T_в$; так как эти расстояния должны быть одинаковыми, то необходимая скорость перемещения вскрышного уступа

$$\nu_3 = \nu_4 \frac{T_г}{T_в} . \quad (4.38)$$

Подстановка значения ν_3 в формулу (4.37) позволяет получить другое выражение для определения B_{max} в конце вскрышного сезона:

$$B_{max} = B_{min} + \nu_4(T_г - T_в). \quad (4.39)$$

Полученные зависимости позволяют рассчитывать интенсивность развития работ, количество необходимого оборудования и другие параметры и показатели системы разработки.

4.5. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ ЗАХОДКАМИ С МНОГОКРАТНОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ПОРОД ВО ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

4.5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Во многих случаях, когда горно-геологические условия месторождения таковы, что рабочие параметры вскрышного экскаватора недостаточны для непосредственного размещения пород вскрыши в выработанном пространстве, с успехом применяют системы с многократной перевалкой (переэкскавацией) пород в выработанное пространство. Эти системы давно находят широкое применение при отработке угольных, сланцевых, марганцевых месторождений и в перспективе должны найти достаточное распространение при разработке нерудных строительных материалов, поскольку в эксплуатацию вовлекаются все более сложные месторождения строительных горных пород.

При реализации систем с переэкскавацией вскрышной экскаватор (драглайн, вскрышная мехлопата), как и в системах с непосредственной перевалкой, складирует вскрышу в выработанное пространство, где движущийся по отвалам вспомогательный (отвальный) экскаватор перемещает породы назад и выше по отношению к фронту работ, образуя таким образом второй отвальный ярус и освобождая тем самым место для размещения следующей вскрышной заходки. Кроме того, отвальный экскаватор может частично размещать породы между гребнями отвалов, что способствует выравниванию их поверхности и снижению объемов работ по восстановлению (рекультивации) нарушенной земной поверхности. Добычные экскаваторы работают продольными заходками с погрузкой полезного ископаемого в транспортные средства.

В зависимости от условий залегания месторождений, наличия оборудования и его расстановки существуют различные варианты систем с переэкскавацией. Все эти варианты могут быть разбиты на две группы:

1) основной вскрышной экскаватор размещает породы без

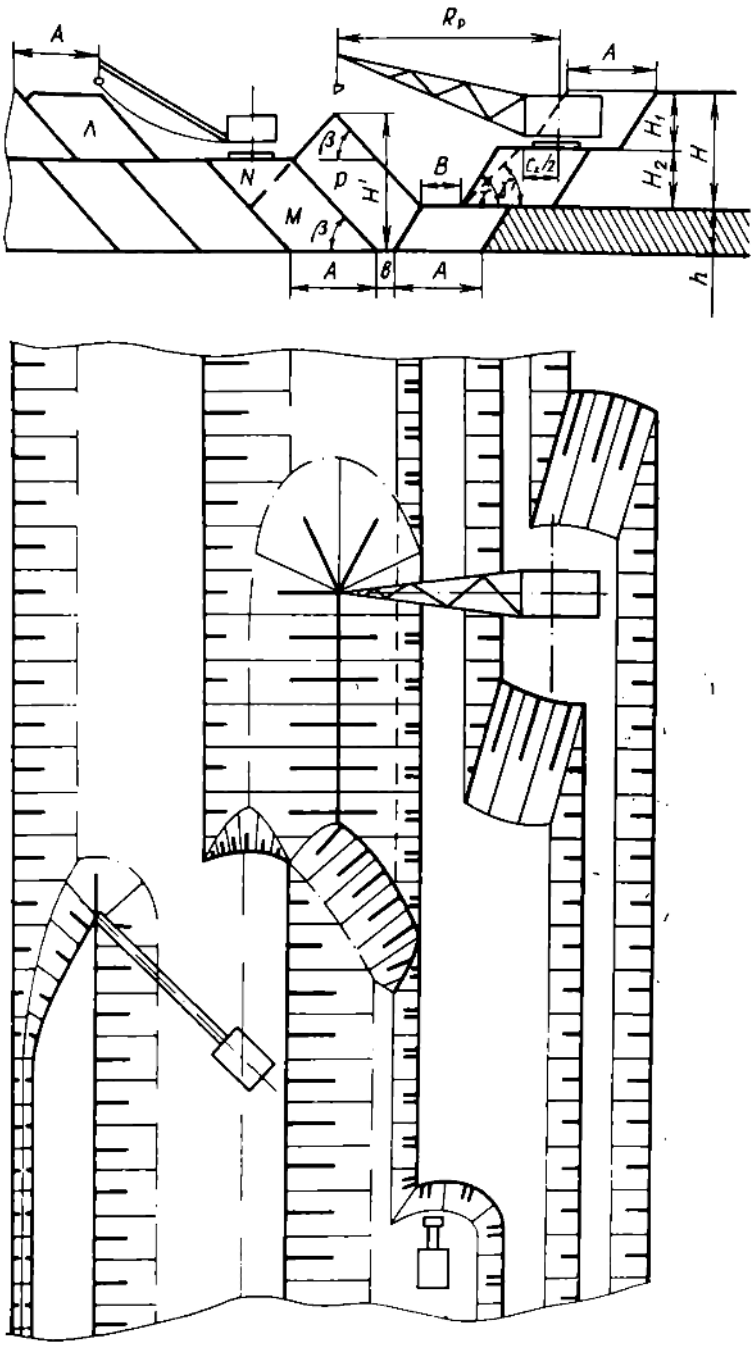


Рис. 4.17. Система разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (вариант с подсыпкой добычного уступа):
γ и γ' - соответственно рабочий и устойчивый углы откосов вскрышного уступа

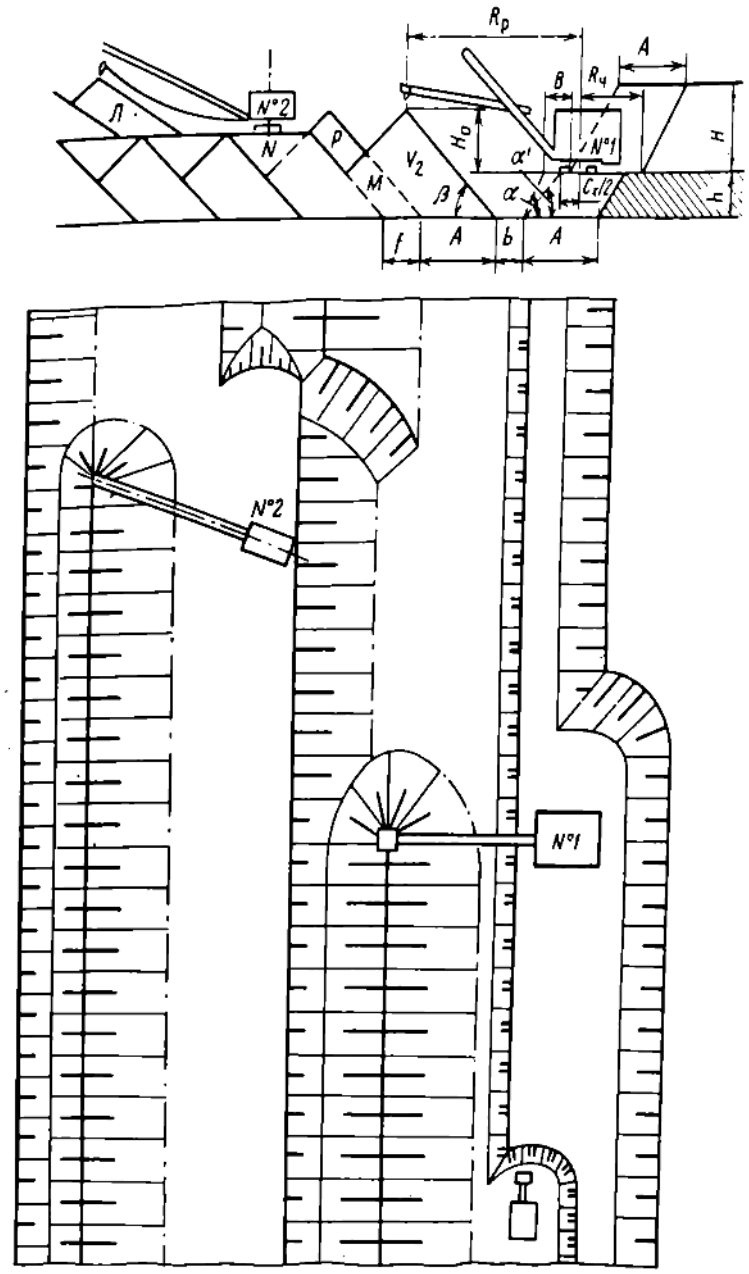


Рис. 4.16. Система разработки продольными заходками с переэкскавацией пород (вариант без подсыпки добычного уступа):
b - расстояние от нижней кромки отвала до нижней бровки добычного уступа; *B* - площадка безопасности; C_x - ширина хода экскаватора; $R_ч$ - радиус черпания

подсыпки добычных уступов (отвальный экскаватор работает впереди вскрышного) (рис. 4.16);

2) основной вскрышной экскаватор частично подсыпает добычные уступы (отвальный экскаватор работает позади вскрышного) (рис. 4.17).

4.5.2. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ БЕЗ ЗАСЫПКИ ДОБЫЧНЫХ УСТУПОВ

В начальный период эксплуатации карьера, после прохождения первой вскрышной заходки, к работе приступает отвальный экскаватор для укладки части пород первой заходки во второй отвальный ярус. Следом за ним вскрышной экскаватор начинает вторую заходку. Такая расстановка оборудования сохраняется до конца отработки карьерного поля.

На рис. 4.16 отвальный экскаватор № 2 убирает часть породы $M+P$ из каждой предыдущей отвальной заходки шириной f и помещает ее в вершине отвала $Л$ и частично между гребнями отвалов N. Очевидно, что $Л+N=M+P$. Из-за указанной переэкскавации ширина каждой последующей отвальной заходки возрастает до величины $A+f$, что увеличивает вместимость отвала на единицу длины с V_2 до V_2+M.

Основные расчетные формулы имеют следующий вид:

$$M + P = f(H_o+h) - 0{,}25\, f^2 \mathrm{tg}\beta, \qquad (4.40)$$

$$V_2 = A(H_o+h) - 0{,}25A^2 \mathrm{tg}\beta; \qquad (4.41)$$

$$M = f(H_o+h-0{,}5A\mathrm{tg}\beta) - 0{,}25f^2 \mathrm{tg}\beta; \qquad (4.42)$$

$$P = 0{,}5\, A\, f\, \mathrm{tg}\beta; \qquad (4.43)$$

$$M = K_p AH - V_2. \qquad (4.44)$$

где H_o+h - высота первоначального отвала, м; h - высота добычного уступа, м; β - угол откоса пород в отвале, градус; A - ширина заходки вскрышного экскаватора, м; K_p - коэффициент разрыхления пород в отвале; H - высота породного уступа, м.

Из приведенных зависимостей можно составить уравнение для определения ширины заходки отвального экскаватора:

$$f = 2\mathrm{ctg}\beta\left[(H_o+h) - \sqrt{(H_o+h)^2 - K_p AH\ \mathrm{tg}\beta}\right] - A. \qquad (4.45)$$

Высота первоначального отвала H_o+h определяется радиусом разгрузки R_p и высотой разгрузки H_p вскрышного экскаватора $N\ 1$, с которыми тесно увязывается ширина отвальной заходки.

Если уравнение (4.45) решить относительно высоты породного уступа H и найти максимум, то можно определить значение f, обеспечивающее наибольшую мощность пустых пород, которую может разрабатывать данный вскрышной экскаватор $N1$.

Важным показателем систем разработки с многократной перевалкой является коэффициент переэкскавации - отношение объема переэкскавируемой породы к исходному объему пород в заходке. Из рис. 4.16 коэффициент переэкскавации

$$K_п = (M+P)/(K_р\ A\ H). \tag{4.46}$$

С учетом $K_п$ производительности вскрышного $Q_в$ и отвального $Q_о$ экскаваторов ($м^3$/мес) должны находиться в следующем соотношении:

$$Q_о = K_п Q_в. \tag{4.47}$$

4.5.3. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ПОДСЫПКОЙ ДОБЫЧНЫХ УСТУПОВ

В этих системах отвальный экскаватор вступает в работу следом за вскрышным, переэкскавируя часть пород вскрышной заходки, оказавшихся на добычном уступе в силу недостаточных рабочих размером вскрышного экскаватора. Добычное оборудование следует за отвальным экскаватором.

Из рис. 4.17 видно, что

$$M+P = K_р A\ H; \tag{4.48}$$

$$Л+N = P; \tag{4.49}$$

$$R_р \geq (H'-h')\mathrm{ctg}\beta+(h-h')\mathrm{ctg}\alpha + B + H_2\mathrm{ctg}\gamma' + C_х/2, \tag{4.50}$$

где H' - высота первоначального отвала, м; h' - высота подсыпанной части добычного уступа (на рис. 4.17 $h' = h$), м.

Коэффициент переэкскавации

$$K_п = P/(K_р A\ H). \tag{4.51}$$

Существует тесная взаимосвязь между шириной заходки A и предельной высотой вскрышного уступа H, который может быть отработан с применением системы с многократной перевалкой пород во внутренние отвалы.

Так как имеется большое число возможных значений H и A, при проектировании может воникнуть задача нахождения экономически целесообразных значений H и A. При этом нужно иметь в виду, что с увеличением ширины заходки увеличивается резерв готовых к выемке запасов полезного ископаемого и уменьшаются затраты времени на передвижение экскаваторов и перемену направления движения при начале новой заходки. В то же время при увеличении значения A уменьшается возможная высота вскрышного уступа H или увеличивается средний угол поворота вскрышного экскаватора в цикле. Если для конкретных условий выразить эти величины через себестоимость вскрышных работ $C_в$, то можно найти значение функции $C_в = f(H\ A)$, которая при определенном значении A будет иметь минимум, что и соответствует оптимальному значению ширины заходки.

4.6. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПРОДОЛЬНЫМИ, ПОПЕРЕЧНЫМИ И РАДИАЛЬНЫМИ ХОДАМИ

Как известно, имеется группа горного оборудования, которой присущи выемочно-транспортные функции: скреперы различных типов, бульдозеры. Это оборудование, как уже говорилось при рассмотрении соответствующих технологических процессов, осуществляет забор горной массы в рабочий орган при непрерывном передвижении по забою, а затем транспортирует ее к месту складирования или разгрузки.

Этим машинам соответствуют системы разработки, характерными признаками которых являются направление движения выемочного оборудования и угол наклона вынимаемых слоев. По направлению перемещения выемочного оборудования выделяются системы продольными, поперечными и радиальными ходами; по углу наклона забоя - горизонтальными и наклонными слоями.

Типичным примером использования самоходных и тракторных скреперов является снятие почвенно-растительного слоя и отработка четвертичных отложений на месторождениях осадочных карбонатных и глинистых пород.

В зависимости от сочетания характерных признаков систем разработки возможны различные варианты развития рабочей зоны при выемке вскрышных пород скреперами.

При работе в наклонном забое (рис. 4.18) скрепер набирает горную массу тонкой стружкой, затем по выездной траншее из карьера движется на отвал, где разгружается также под уклон и возвращается в забой для загрузки. Вскрышной и отвальный

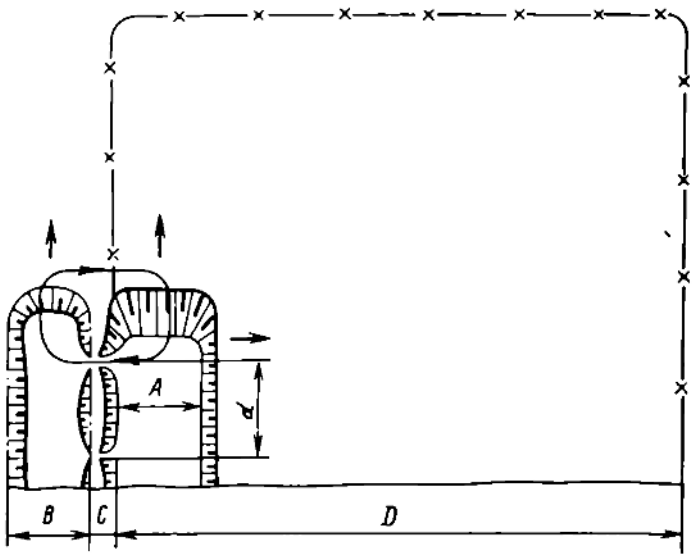


Рис. 4.18. Схема разработки продольными наклонными ходами с применением скреперов

забои перемещаются одновременно вдоль вскрышного фронта (продольные ходы), подвигающегося соответственно перпендикулярно движению забоев. Выезды из карьера устраиваются через промежутки d, которые определяются технико-экономическими расчетами для конкретных условий. Среднее расстояние транспортирования при этой системе разработки будет определяться шириной карьерного поля D, расстоянием от границы карьера до отвала C, шириной отвала B и расстоянием между выездами из карьера на отвал d. Для всего периода разработки вскрышных пород на карьером поле среднее расстояние следует устанавливать для центров тяжести вскрыши и отвалов:

$$L_{ср} = 0{,}5(D+B)+C'+d, \quad C' = C/\cos\psi; \qquad (4.52)$$

где ψ - угол наклона выезда скрепера на отвал, градус.

Следует отметить, что отвалы могут располагаться на нескольких бортах, и тогда B и D принимают другие значения. Кроме того, при незначительной мощности вскрыши и полезного ископаемого возможно размещение вскрыши в выработанном пространстве.

При работе горизонтальными слоями скрепер набирает грунт в горизонтальном продольном забое, выезжает по траншее из карьера, разгружается на горизонтальном участке отвала и по другой траншее опускается в карьер. В этом случае все посылки для определения среднего расстояния транспортирования и формула сходны с первым вариантом.

Если откосу борта карьера, на котором располагается отвал, придать уклон выездных траншей, то скрепер может подниматься на отвал в любом участке борта. Расстояние транспортирования вскрыши сократится по сравнению с вышерассмотренными вариантами, но объем работ увеличится за счет дополнительного срезания бортов.

Системы разработки поперечными ходами предусматривают перемещение вскрышного и отвального забоев вкрест простирания карьерного поля, а фронта работ - по простиранию. При этом технология работ скреперов в забоях и организация работ в цикле аналогична системе с продольными ходами, область применения этих систем та же.

Системы разработки радиальными ходами целесообразнее всего применять при разработке песчаных и песчано-гравийных месторождений, а также мягких карбонатных пород бульдозерами Большие карьерные поля разбиваются на участки, у одной из границ которых устанавливаются заглубленный бункер и забойный конвейер. Бульдозеры работают радиальными ходами от границ участка к бункеру. Отсюда полезное ископаемое перегружается в автосамосвалы или на конвейер и доставляется к дробильно-сортировочному заводу. Аналогично осуществляется работа при добыче мягких карбонатных пород.

На небольших притрассовых песчаных карьерах, где добывают песок или песчано-гравийную смесь для основания дорог с

использованием бульдозеров, обычно все карьерное поле является забоем. Бульдозер радиальными ходами перемещает полезное ископаемое к эстакаде, установленной на границе карьера. Поднимаясь на эстакаду с призмой песка, бульдозер разгружает ее в автосамосвал либо непосредственно, либо через бункер-перегружатель.

При разработке месторождений строительных горных пород (карбонатных, глинистых), поддающихся механическому рыхлению, с успехом применяются комбинированные системы разработки с использованием рыхлительно-бульдозерных комплексов, экскаваторов цикличного действия и погрузчиков. Бульдозерно-рыхлительные комплексы поперечными ходами перемещают к откосу уступа и сбрасывают разрыхленные породы, а экскаваторы, погрузчики продольными заходками, т.е. в забоях, подвигающихся вдоль фронта работ (по простиранию), отгружают эти породы в транспортные средства. Возможные схемы работы оборудования приводятся при рассмотрении технологических процессов (см. рис. 2.10, 2.11).

В зависимости от конкретных горно-геологических условий, а также физико-механических свойств слагающих пород возможно значительное число модификаций рассмотренных систем разработки месторождений нерудного сырья. В каждом конкретном случае надежность принятой системы разработки зависит от опыта проектировщика, степени охвата возможных конкурирующих вариантов и от полноты их технико-экономических расчетов.

4.7. НАПРАВЛЕНИЕ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРНОМ ПРОСТРАНСТВЕ

4.7.1. КРИТЕРИИ ОЦЕНКИ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В КАРЬЕРЕ

Принятые техника и технология отработки уступов, соответствующие им системы разработки, определяющие развитие рабочей зоны карьера, сами по себе не отражают в полной мере экономическую эффективность отработки месторождения, если не установлено направление развития горных работ в карьерном пространстве.

Под направлением развития при разработке наклонных и крутых месторождений, как правило, понимают линию в карьерном пространстве, являющуюся геометрическим местом точек центров подготовительных выработок на каждом горизонте. При разработке горизонтальных и пологих месторождений с небольшой мощностью вскрыши и полезного ископаемого направление развития работ соответствует генеральному направлению подвигания принятого фронта добычных работ.

От направления развития горных работ зависит:

производительность карьера по полезному ископаемому;

соотношение извлекаемых объемов полезного ископаемого и пород, отражаемое эксплуатационным коэффициентом вскрыши;

качество добываемого полезного ископаемого;

величина потерь полезного ископаемого и примешивания к нему пустых пород;

экономическая эффективность разработки месторождения в целом.

В зависимости от горно-геологических условий, ценности полезного ископаемого, масштаба будущего предприятия и т.д. на первый план выступает тот или иной фактор, который определяет критерий в установлении рационального направления развития горных работ.

Самым общим критерием является максимум приведенной прибыли:

$$Э = \sum_{i=t}^{T} Ц_i - \sum_{i=t}^{T} З_i + \sum_{i=t}^{T} О_i \rightarrow \max, \qquad (4.53)$$

где $Э$ - приведенная к моменту сдачи карьера в эксплуатацию суммарная прибыль, руб.; $\sum_{i=t}^{T} Ц_i$ - приведенная к моменту сдачи карьера в эксплуатацию ценность полученной продукции, руб.; $\sum_{i=t}^{T} З_i$ - сумма приведенных затрат на разработку месторождения, руб.; $\sum_{i=t}^{T} О_i$ - приведенная остаточная реализуемая стоимость основных фондов, руб.; t - продолжительность строительства, годы; T - продолжительность эксплуатации карьера, годы.

В тех случаях, когда при разработке месторождения решающую роль играет распределение пустых пород, для определения рационального направления развития горных работ применяют критерий наименьшего среднего от начала разработки коэффициента вскрыши:

$$\mu = V_i/P_i \rightarrow \min, \qquad (4.54)$$

где V_i - объем пустых пород, вынутых до i-го года, м^3; P_i - объем полезного ископаемого, добытый до i-го года, м^3.

Очевидно, что минимум среднего от начала разработки коэффициента вскрыши обеспечивается минимально возможными объемами вскрыши в каждый конкретный период разработки, что соответствует минимальному текущему коэффициенту вскрыши.

При разработке месторождений нерудных строительных материалов критерий (4.54) может найти применение в условиях крутого и наклонного падения осадочных и метаморфических карбонатных пластов, используемых для производства щебня, а также при достаточно мощной и невыдержанной вскрыше на гори-

зонтально и пологозалегающих однородных по качеству пластах осадочных пород различного назначения.

При разработке месторождений с резко изменяющимся качеством полезного ископаемого, определяемым химическим составом (глинистое сырье для получения керамических камней, кирпича, керамзитового песка и гравия, цементного клинкера; перлитовое сырье для производства пористого заполнителя бетона, карбонатные породы, мергели для производства цемента и др.), физико-механическими прочностными и деформационными свойствами (магматические, метаморфические и осадочные карбонатные породы для производства щебня - крупного заполнителя бетона), содержанием валунно-гравийной фракции (гравийно-песчаные смеси для производства щебня и гравия), степенью, характером трещиноватости и структурно-текстурными особенностями массива (массивы магматических, осадочных и метаморфических пород для добычи стенового и блочного камня) для установления направления развития горных работ в глубину или фронта работ в горизонтальном направлении в качестве критерия целесообразно принимать однородность (постоянство качества) сырья по формирующим качество свойствам.

Так, например, для глинистого сырья критерий для определения направления развития работ можно представить следующим образом:

$$Q_k = f(SiO_2, Al_2O_3 + TiO_2 \text{ соединения } S, CaO + MgO, FeO + Fe_2O_3, K_2O + Na_2O) \rightarrow \text{const}, \quad (4.55)$$

где Q_k - качество полезного ископаемого, являющееся функцией химических соединений (аргументов), указанных в скобках;

для пород, используемых в производстве щебня,

$$Q_{ск} = f(П, M_{рз}, E, A \text{ и др.}) \rightarrow \text{const}. \quad (4.56)$$

где $Q_{ск}$ - качество полезного ископаемого, определяемое прочностью $П$, морозостойкостью $M_{рз}$, модулем упругости E, абразивностью A и другими физико-механическими свойствами.

Аналогичным образом могут быть представлены критерии для определения направления развития горных работ при добыче исходного минерального сырья для производства других видов стройматериалов.

Полученное решение по любому из критериев затем подлежит уточнению по другим факторам, таким, как доставка полезного ископаемого и пород, обеспечение требуемой интенсивности развития горных работ и т.д. Можно сказать, что полученное направление углубки является эталоном, от которого при учете других факторов желательно отступать как можно меньше.

4.7.2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

Разработано достаточно большое количество методов определения направления развития горных работ в карьерном пространстве по принятым критериям. В зависимости от горно-геологических условий залегания полезного ископаемого и изменения его качества направление развития работ может определяться на поперечных разрезах (наклонные и крутые залежи) и погоризонтных планах (пологие и горизонтальные залежи). В случае сложного строения залежи рациональное направление определяется с привлечением разрезов и планов.

При разработке крутых месторождений строительных горных пород (гранитоиды, карбонатные породы) не возникает больших проблем с установлением направления развития горных работ по следующим причинам:

в карьерах щебеночных гранитов и карбонатных пород мощность покрывающих пород невелика и не оказывает влияния на направление развития горных работ;

в гранитных массивах щебеночных карьеров физико-механические свойства достаточно стабильны;

прочность карбонатных пород, что является важным для производства щебня, и их химические свойства, что важно для цементного производства, изменяются в пределах нормальной мощности пласта. Поэтому направление развития горных работ в глубину находится всегда в пределах залежи;

в карьерах гранитных и карбонатных блоков важнейшим фактором для установления положения добычного фронта и направления его подвигания является ориентация вертикальных трещин, определяемая на погоризонтных планах.

При разработке горизонтальных или пологих залежей осадочных строительных пород направление развития работ по принятому критерию может определяться методом вариантов, широко применяемым в проектной практике для решения различных задач (выбор оборудования, схем механизации, границ карьеров и т.д.). При этом необходимо произвести предварительную подготовку геологической информации по месторождению, характер которой зависит от критерия определения направления углубки. Для варианта $n_{ср} \rightarrow \min$ на основе данных детальной разведки целесообразно построить изолинии почвы и кровли полезного ископаемого, а также рельеф поверхности на площади карьера. Для качественных критериев желательно построение изолиний качества.

Согласно методу вариантов намечают технически возможные направления развития фронта работ в карьере (*I*, *II*, *III* на рис. 4.19). Затем на основе подготовленной геологической информации определяют значение показателя или комплекса показателей, производят качественную и количественную оценку вариантов и путем сравнения выбирают наиболее рациональное в

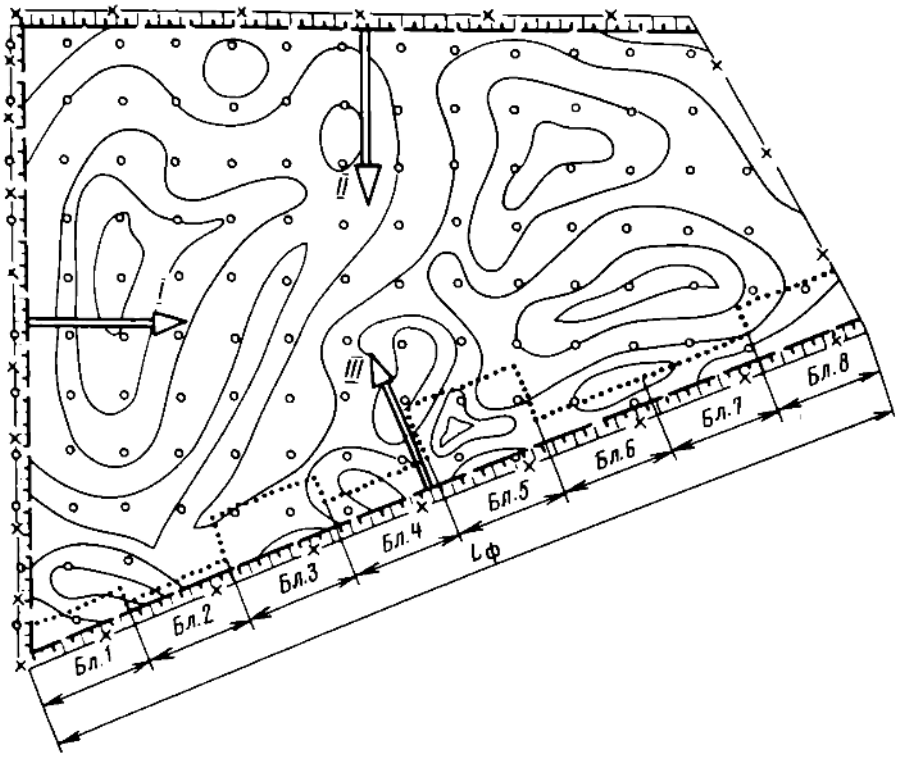


Рис. 4.19. Схема определения направления развития фронта работ методом вариантов:
о - разведочные скважины; ..... - положение работ. по эксплуатационным блокам при календарном планировании с усреднением

данных условиях первоначальное положение и генеральное направление подвигания фронта работ при отработке карьера.

Метод вариантов обеспечивает высокую точность расчетов за счет возможности учитывать реальные условия, не прибегая к упрощениям, а также наглядность результатов, позволяющих безошибочно выбрать лучший из числа рассматриваемых вариантов.

К весьма существенным недостаткам метода следует отнести большую трудоемкость решения и отсутствие уверенности в том, что лучший вариант действительно вошел в число рассматриваемых.

Избежать указанных недостатков помогает применение вычислительной техники. В этих случаях на основе данных детальной разведки месторождения составляется математическая модель месторождения. По заданному критерию разрабатывается алгоритм решения задачи, который затем реализуется на ЭВМ. В данном учебнике не приводится рассмотрение математических методов, так как этому посвящается самостоятельная

учебная дисциплина "Системы автоматизированного проектирования карьеров" (САПР).

Завершая рассмотрение систем разработки, рабочей зоны карьера, возможных направлений ее развития и методов по их определению, следует отметить, что надежность их решения при проектировании совместно с принятой схемой комплексной механизации играют главную роль в установлении производительности карьеров по полезному ископаемому, горной массе, а также при разработке календарных планов горных работ и обеспечении требуемого качества (селекции или усреднения) полезного ископаемого.

Контрольные вопросы

1. Что такое система разработки?
2. Каков главный классификационный признак в современных классификациях систем разработки?
3. Каковы элементы и параметры систем разработки?
4. Перечислите факторы, определяющие высоту уступа.
5. Перечислите факторы, определяющие ширину рабочих площадок.
6. Что такое направление развития горных работ в карьере?
7. Что такое график $L = f(T)$?
8. Сформулируйте закон соразмерного развития горных работ на уступах.
9. Назовите основные системы разработки с переэкскавацией и их особенности.
10. Назовите, какие могут быть критерии определения направления развития горных работ в карьерном пространстве?
11. Изложите суть методов определения направления развития фронта работ при разработке горизонтальных и пологих месторождений.

5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРОВ

5.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Основным показателем работы любого предприятия является производственная мощность. Производственная мощность карьера характеризуется его возможной производительностью по полезному ископаемому и горной массе.

Правильное установление производственной мощности горного предприятия является важнейшей задачей проектирования. Известны две группы методов определения годовой производительности карьеров по горнотехническим и экономическим факторам.

Первая группа включает следующие методы определения производительности карьера: по возможной интенсивности развития горных работ, расстановке погрузочного оборудования, транспортным возможностям.

Вторая группа методов включает определение производительности по плановой потребности в полезном ископаемом, обеспеченности запасами, срокам амортизации и факторам экономической эффективности.

В большинстве случаев целесообразно пользоваться несколькими методами, поскольку это позволяет избежать крупных ошибок.

Нужно также иметь в виду, что технически возможная производительность может не являться экономически целесообразной и, наоборот, экономически целесообразная производительность не всегда технически возможна. Поэтому решение необходимо принимать при всестороннем учете в конкретных условиях данного карьера основных факторов - горнотехнических и экономических.

К горнотехническим факторам следует отнести рельеф поверхности в районе месторождения, мощность и строение залежи полезного ископаемого, ее падение и простирание, содержание полезного компонента, принятую систему разработки, схему вскрытия и горнотранспортное оборудование. Кроме того, на производительность карьера по полезному ископаемому существенное влияние оказывают достоверность запасов полезного ископаемого, потери и разубоживание, направление развития горных работ в карьерном поле, которое определяет распределение полезного ископаемого и пустых пород в течение всего срока отработки месторождения и их соотношение, выражаемое эксплуатационным коэффициентом вскрыши.

5.2. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ПОЛЕЗНОМУ ИСКОПАЕМОМУ ПО ГОРНОТЕХНИЧЕСКИМ ФАКТОРАМ

Методы определения производительности карьеров по полезному ископаемому в зависимости от учета горно-геологических факторов можно подразделить на группы:

1) ориентировочные, основывающиеся на учете средних по карьеру горно-геологических факторов и используемые при проектировании разработки несложных залежей;

2) методы, применяемые при разработке сложных месторождений, в основу которых положено использование погоризонтных планов, позволяющих точно учитывать горно-геологические условия.

Производительность карьера ориентировочно можно определять, исходя из скорости понижения добычных работ или из расстановки погрузочного оборудования по фронту работ. Довольно часто производительность, определенная по скорости понижения, для надежности проверяется по расстановке оборудования и наоборот.

5.2.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПО СКОРОСТИ ПОНИЖЕНИЯ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Когда добычными работами охвачена вся залежь, производительность по полезному ископаемому может быть выражена зависимостью

$$A_p = h_0 S_т \rho_т, \tag{5.1}$$

где h_0 - скорость понижения добычных работ, м/год; $S_т$ - площадь товарного полезного ископаемого, извлекаемого из карьера, м^2; $\rho_т$ - плотность товарного полезного ископаемого, выдаваемого из карьера, т/м^3.

Если учесть, что $S_т$ отличается от площади полезного ископаемого в геологических контурах S вследствие потерь полезного ископаемого и его разубоживания при ведении горных работ, то можно записать

$$A_p = h_0 S_т = h_0 S \cdot \frac{1-\eta}{1-\nu}, \tag{5.2}$$

где η - коэффициент потерь полезного ископаемого; ν - коэффициент объемного разубоживания.

Если годовую производительность выражать в тоннах, то

$$A_p = h_0 S \rho \frac{1-\eta}{1-\nu'}, \tag{5.3}$$

где ρ - плотность полезного ископаемого в недрах, т/м^3; ν' - коэффициент разубоживания по массе.

Выразив ν' через ν, можно окончательно записать (т/год)

$$A_p = h_0 S \rho \frac{1-\eta}{1-\nu}\left[1 - \nu\left(1 - \frac{\rho_п}{\rho}\right)\right], \qquad (5.4)$$

где $\rho_п$ - плотность примешивающихся пород, т/м^3.

Раскроем сущность и методы расчета величин h_0, S, η, ν, поскольку определение плотности $\rho_т$, ρ, $\rho_п$ труда не представляет.

Скорость понижения добычных работ h_0. В проектной практике на стадии технико-экономических обоснований, а также при ориентировочных расчетах довольно часто скорость углубки карьера принимают по аналогии. Отыскиваются предприятия-аналоги (их самые современные проекты), т.е. предприятия, имеющие сходные с проектируемым горно-геологические условия, систему разработки, способ вскрытия, схему механизации, и в расчетах принимается скорость углубки, достигнутая на предприятии-аналоге в нормальный период его работы. Нужно только помнить, что в случае углубки карьера вне залежи скорость понижения добычных работ не равна скорости углубки карьера.

Для более точного установления скорости понижения горных работ целесообразно пользоваться либо формулами, либо графиками организации горных работ по вскрытию и подготовке новых горизонтов $L = f(T)$.

Скорость углубки

$$h_0 = h/T, \qquad (5.5)$$

где h - высота уступа, м; T - время подготовки нового горизонта, лет.

Время T определяется из графика $L = f(T)$ как промежуток времени между двумя идентичными положениями горных работ на соседних горизонтах (например, между моментами начала или окончания проходки въездной траншеи).

В среднем на карьерах при использовании железнодорожного транспорта годовое понижение добычных работ составляет 6-10 м/год, а при автомобильном транспорте - 10-15 м/год.

Площадь полезного ископаемого (в геологических контурах) в пределах карьера S. На рис. 5.1 приведен поперечный разрез по месторождению. При понижении горных работ из положения *I* в положение *II* и из положения *II* в положение *III* извлекаются объемы полезного ископаемого V_1 и V_2. Нетрудно убедиться, что в обоих случаях извлекается слой, ширина которого равна горизонтальной мощности залежи M, а мощность - величине понижения за этот период (в данном случае величина понижения равна высоте уступа h). Тогда для расчета производительности по зависимости (5.4) площадь полезного ископаемого при правильной и близкой к ней форме залежи может быть определена из выражения

$$S = ML_р, \qquad (5.6)$$

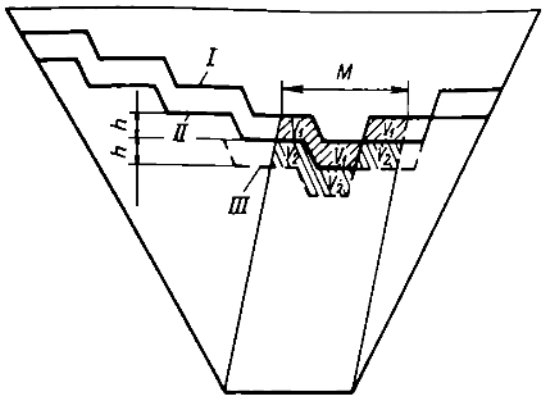


Рис. 5.1. Разрез залежи полезного ископаемого, вовлекаемой в разработку при понижении горных работ

где $L_р$ - длина залежи на горизонте в пределах границ карьера, м.

В тех случаях, когда залежь полезного ископаемого имеет сложную конфигурацию, ее площадь на горизонте определяется с помощью планиметра. Причем для установления более надежного значения производительности для расчетов принимается средняя мощность залежи по нескольким горизонтам, наиболее представительным по запасам.

О п р е д е л е н и е и у ч е т п о т е р ь η и р а з у б о ж и в а н и я ν. В процессе эксплуатации месторождения часть полезного ископаемого теряется и часть пород примешивается к товарному продукту карьера (полезному ископаемому, поставляемому на фабрику, ДСЗ). Извлекаемые объемы полезного ископаемого и пород отличаются от геологических.

Потери полезного ископаемого ΔP и примешивание пустых пород ΔV происходят в основном при отработке контактных зон (рис. 5.2). При отработке уступа до положения *I* извлекается только пустая порода, после положения *II* - только полезное ископаемое. Между положениями *I* и *II* находится контактная зона, в которой часть полезного ископаемого теряется, т.е.

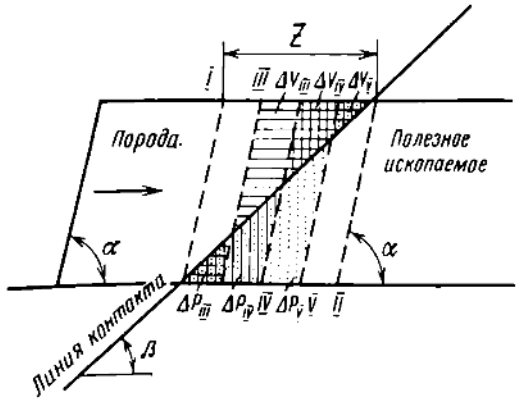


Рис. 5.2. Схема, иллюстрирующая изменение потерь ΔP и примешивания ΔV при различном положении откоса уступа в зоне контакта

вывозится в отвал с пустой породой, а часть пород примешивается к полезному ископаемому, поставляемому на фабрику, дробильно-сортировочный завод или потребителю.

Ширина контактной зоны Z зависит от угла падения залежи β, угла откоса рабочего уступа α, а также от направления перемещения в пространстве откоса рабочего уступа по отношению к линии контакта.

Рациональное положение линии откоса уступа (*III, IV* или *V* на рис. 5.2) относительно линии контакта в зоне Z, которое определяет площади потерь и примешивания, зависит от ценности полезного ископаемого и от требований, предъявляемых к нему на обогатительной фабрике.

На рис. 5.3 показаны различные случаи встречи линии откоса уступа AB с линией контакта. Объемы теряемого на контакте полезного ископаемого и примешиваемых пород могут быть определены по формулам:

$$\Delta P = \frac{(h-2)^2}{2}\left(\begin{matrix}+\\-\end{matrix}\operatorname{ctg}\beta \begin{matrix}-\\+\end{matrix}\operatorname{ctg}\alpha\right); \qquad (5.7)$$

$$\Delta V = \frac{a^2}{2}\left(\begin{matrix}+\\-\end{matrix}\operatorname{ctg}\beta \begin{matrix}-\\+\end{matrix}\operatorname{ctg}\alpha\right); \qquad (5.8)$$

где h - высота уступа полезного ископаемого, м; a - высота треугольника пород, включаемых в добываемое полезное ископаемое, м; α - угол откоса рабочего уступа, градус; β - угол падения залежи полезного ископаемого, градус.

Размерность $м^3/м$ принята с условием, что рассматриваемое сечение распространяется на 1 м карьера по простиранию.

В выражениях (5.7) и (5.8) знаки "+" и "-" ставятся при работе по схеме, приведенной на рис. 5.3, *а*, когда уступы подвигаются от висячего бока рудной залежи к лежачему и угол $\alpha > \beta$; знаки "-" и "+" - при работе также от висячего бока к лежачему, но $\alpha < b$ (рис. 5.3, *б*); знаки "+" и "+" - при работе от лежачего бока к висячему (рис. 5.3, *в*).

При подвигании уступов от середины к контактам залежи полезного ископаемого (рис. 5.3, *г*) имеет место комбинация схем, приведенных на рис. 5.3, *а* и *в*.

Если выразить аналитически убытки от потерь и примешивания, то можно определить оптимальное соотношение $\Delta V/\Delta P = a_0^2/(h-a_0)^2$, где a_0 - высота треугольника пород a, обеспечивающая минимум ущерба от потерь и примешивания.

Для определения a_0 надо решить задачу на экстремум:

$$x\,\Delta V + y\,\Delta P \rightarrow \min, \qquad (5.9)$$

где x - ущерб от примешивания 1 $м^3$ пустых пород, $руб/м^3$; y - ущерб от потерь 1 $м^3$ полезного ископаемого, $руб/м^3$.

После подстановки выражений (5.7) и (5.8) в (5.9) можно записать:

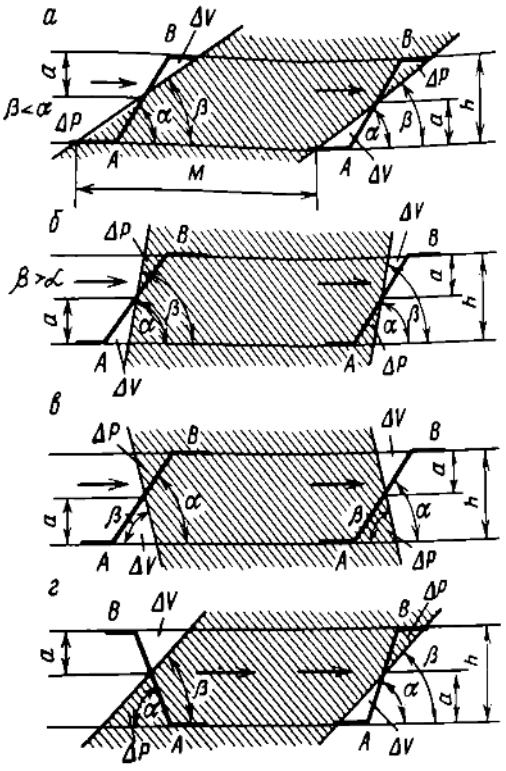


Рис. 5.3. Схемы возникновения потерь ΔP и разубоживания ΔV у контуров залежи при работе в различных направлениях

$$\left[x\,\frac{a^2}{2} + y\,\frac{(h-a)^2}{2}\right]\left(\begin{matrix}+\\+\end{matrix}\ \mathrm{ctg}\beta\ \begin{matrix}-\\+\end{matrix}\ \mathrm{ctg}\alpha\right) \to \min. \qquad (5.10)$$

От выражения (5.10) берем первую производную по a, приравниваем ее нулю и решаем относительно a. Полученный результат является искомым, т.е. $a = a_0$.

На рис. 5.3, *г* видно, что зоны потерь и примешивания значительно меньше при развитии работ от висячего бока к лежачему. Это обстоятельство может влиять на эффективность выбранного направления развития горных работ. Может получиться, что вариант, обеспечивающий минимум затрат на вскрышные работы, ведет к большим потерям и примешиванию. В этом случае необходимо соизмерять перерасход средств на вскрышных работах и прибыль при переходе на вариант с наилучшим соотношением потерь и примешивания или рекомендовать специальные методы отработки приконтактной зоны.

Итак, нами рассмотрены возможные потери полезного ископаемого, примешивание к нему пустых пород и методика установления оптимального их соотношения применительно к одному уступу.

В пределах каждого поперечного разреза залежь полезного ископаемого может иметь сложную конфигурацию и, естественно,

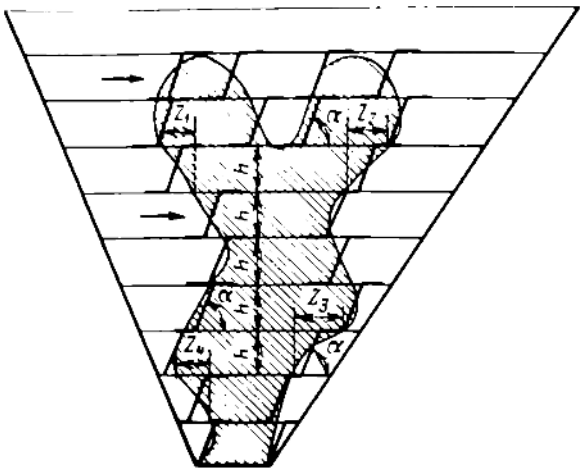


Рис. 5.4. Схема к определению потерь и примешивания на поперечном разрезе залежи

различные контактные зоны для каждого уступа (Z_1, Z_2, Z_3 и т.д. на рис. 5.4). Поэтому в пределах поперечного разреза отстраиваются положения рабочих уступов в контактной зоне и для каждого из них определяются объемы потерь и примешивания. Суммарный объем потерь полезного ископаемого по всем уступам на разрезе

$$\Delta P_{\text{р}} = \sum_{i=1}^{n} \Delta P_i; \qquad (5.11)$$

то же, для примешивания

$$\Delta V_{\text{р}} = \sum_{i=1}^{n} \Delta V_i, \qquad (5.12)$$

где ΔP_i - объем потерь на i-м уступе, м³/м; ΔV_i - объем примешивания на i-м уступе, м³/м.

Средний размер потерь и примешивания по карьеру (м³) можно определить из следующих выражений:

для потерь полезного ископаемого

$$\Delta P_{\text{к}} = \frac{\sum_{j=1}^{m} \Delta P_{\text{р}j} P_j}{\sum_{j=1}^{m} P_j} L_{\text{р}}; \qquad (5.13)$$

для примешивания пустых пород

$$\Delta V_{\text{к}} = \frac{\sum_{j=1}^{m} \Delta V_{\text{р}j} P_j}{\sum_{j=1}^{m} P_j} L_{\text{р}}, \qquad (5.14)$$

где ΔP_{pj} и ΔV_{pj} - соответственно площади потерь и примешивания на j-м разрезе, м^2; P_j - запасы полезного ископаемого, попадающие в зону влияния каждого разреза, м^3; L_p - средняя длина залежи в пределах контура карьера, м.

При проектировании следует учитывать потери полезного ископаемого и примешивание к нему пустых пород, так как в противном случае при выполнении карьером плана по товарному карьерному продукту (гранитная, известковая масса на щебень, гравийно-песчаная масса на песок и щебень, известняк на строительную известь, глина на кирпич и т.д.) не будет выполняться план по щебню, песку, строительной извести, кирпичу и т.д. из-за снижения содержания полезного компонента в товарной карьерной продукции.

При определении производительности потери и примешивание учитывают с помощью коэффициентов потерь η и разубоживания ν.

Коэффициент потерь определяется отнесением потерь и запасам полезного ископаемого в недрах в контурах карьера и выражается в процентах или долях единицы:

$$\eta = \Delta P/P. \tag{5.15}$$

Разубоживание является следствием примешивания к полезному ископаемому пустых пород или некондиционных полезных ископаемых и отражается снижением содержания полезного компонента в товарном продукте карьера по сравнению с содержанием его в полезном ископаемом в недрах, т.е. разубоживание есть показатель качественных потерь при добыче полезного ископаемого.

Коэффициент разубоживания представляет собой долю пустых пород, содержащуюся в выдаваемом из карьера товарном продукте (в пересчете на массив).

Следует различать коэффициент разубоживания объемный и по массе.

Коэффициент разубоживания по массе может быть представлен зависимостью

$$\nu' = (\psi-\psi')/(\psi-\psi''), \tag{5.16}$$

где ψ, ψ', ψ'' - масса полезного компонента соответственно в полезном ископаемом в массиве, в товарном карьерном продукте и в разубоживающих (примешиваемых) породах.

Коэффициент объемного разубоживания

$$\nu = \frac{1}{1 + \dfrac{\rho_п(\psi'-\psi'')}{\rho(\psi-\psi')}}, \tag{5.17}$$

где $\rho_п$, ρ - плотность пустых пород и полезного ископаемого соответственно, т/м^3.

Выражая ν через ν', имеем

$$\nu = \frac{1}{1 + \frac{\rho_n (1 - \psi')}{\rho \psi'}} \qquad (5.18)$$

и, наоборот,

$$\nu' = \frac{1}{1 + \frac{\rho_n (1 - \nu)}{\rho \nu}} \qquad (5.19)$$

При $\rho = \rho_n$ $\rho = \rho'$.

Объем сырого (товарного) полезного ископаемого (м^3), выдаваемого из карьера с учетом потерь и разубоживания, может быть определен из выражения

$$P_т = P - \eta P + \nu P_т, \qquad (5.20)$$

или

$$P_т = P \frac{1 - \eta}{1 - \nu}, \qquad (5.21)$$

где P - геологический объем полезного ископаемого, м^3; $P_т$ - эксплуатационный объем полезного ископаемого, м^3.

Выражение

$$\Delta = (1-\eta)/(1-\nu). \qquad (5.22)$$

можно считать коэффициентом пересчета геологических запасов в эксплуатационные в объемном выражении или по массе

$$\Delta' = (1-\eta)/(1-\nu') \qquad (5.23)$$

Если объем $P_т$ равен годовой производительности $A_р$, то $P = h_0 S$ и выражение (5.21) примет вид (5.2). Заменив коэффициент объемного разубоживания ν на массовый ν', получим зависимость для определения производительности по полезному ископаемому в выражении по массе (5.3). Выразив в уравнении (5.3) ν' через ν, получаем окончательную зависимость (5.4) для определения производительности карьера по полезному ископаемому.

Рассмотрим влияние потерь и разубоживания на эксплуатационный коэффициент вскрыши. Извлекаемый объем породы

$$V_т = V - \nu P_т + \eta P = V + P \frac{\eta - \nu}{1 - \nu}, \qquad (5.24)$$

где V - геологический объем пород, м^3; $V_т$ - эксплуатационный объем пород, м^3.

Если рассматривать один из периодов работы карьера с усредненным эксплуатационным коэффициентом вскрыши, значение которого в контурах карьера до эксплуатации $n = V/P$, то с учетом потерь и разубоживания в процессе эксплуатации

$$n_т = \frac{V_т}{P_т} = n \frac{1 - \nu}{1 - \eta} - \frac{\nu - \eta}{1 - \eta}. \qquad (5.25)$$

При отработке горизонтальных и пологих месторождений основная часть потерь и примешивания происходит на контакте

залежи с покрывающими и подстилающими породами. Граничные значения потерь и примешивания определяются гипсометрией почвы и кровли залежи, а также возможностями выемочно-погрузочного оборудования. Рациональное соотношение их устанавливается технико-экономическим расчетом.

При открытой разработке месторождений потери составляют 2-5%, разубоживание - 5-10%.

5.2.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПО РАССТАНОВКЕ ПОГРУЗОЧНОГО ОБОРУДОВАНИЯ (ПО ЧИСЛУ ДОБЫЧНЫХ ЗАБОЕВ)

При проектировании разработки месторождений сравнительно постоянной мощности или тех, для которых можно установить среднюю мощность и средние условия залегания, производительность карьера определяют на основе расстановки погрузочного оборудования, т.е. по числу добычных забоев. Этот метод был впервые предложен И.А. Кузнецовым. Согласно ему можно записать

$$A_р = N_р Q, \tag{5.26}$$

где $A_р$ - производительность карьера по полезному ископаемому; Q - годовая производительность одного добычного экскаватора; $N_р$ - число добычных экскаваторов;

$$N_р = mK; \tag{5.27}$$

m - число добычных экскаваторов, работающих на одном уступе;

K - число рабочих уступов по полезному ископаемому.

Тогда

$$A_р = mKQ. \tag{5.28}$$

Определим m, K и Q.

Рассмотрим крутую залежь (рис. 5.5). Линия AB является линией откоса рабочего борта. Очевидно, что число рабочих уступов в пределах залежи зависит от величины рабочих площадок и горизонтальной проекции $AC = N_г$ части рабочего борта AB.

Когда горные работы производятся в зоне контактов, то имеют место потери и примешивание. Ширина зоны Z (м) может быть определена из выражения

$$Z = h\left(\begin{matrix}+\\-\end{matrix} \operatorname{ctg}\beta \begin{matrix}+\\+\end{matrix} \operatorname{ctg}\alpha\right), \tag{5.29}$$

где h - высота уступа, м.

Знаки "+" и "+" принимаются при направлении работ от лежачего бока к висячему (рис. 5.5, *а*); "+" и "-" - при направлении от висячего бока к лежачему и при $\beta < \alpha$ (рис. 5.5,

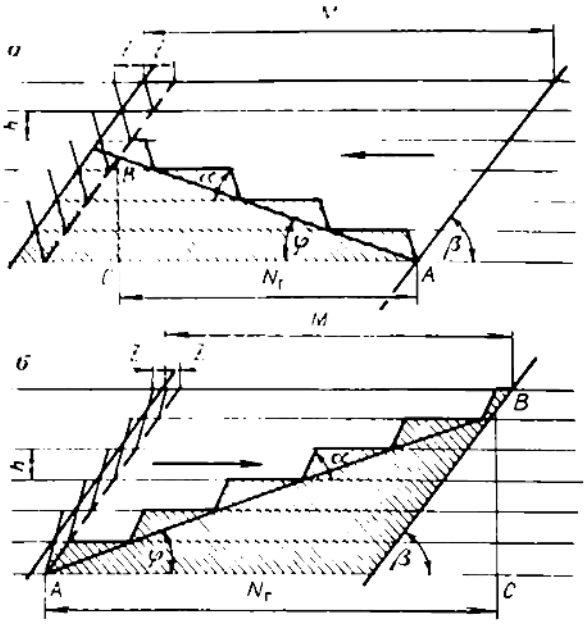


Рис. 5.5. Положение рабочего борта в пределах залежи при развитии работ от лежачего бока к висячему (*а*) и от висячего к лежачему (*б*)

б); "-" и "+" - при направлении от висячего бока к лежачему и при $\beta > \alpha$.

Для получения более надежного значения производительности исключают зону Z из горизонтальной мощности залежи. Тогда горизонтальная проекция добычной зоны

$$N_г = \frac{M - Z}{1 \pm \frac{\operatorname{ctg}\beta}{\operatorname{ctg}\varphi}}, \qquad (5.30)$$

где M - горизонтальная мощность залежи, м; φ - угол откоса рабочего борта, градус.

В знаменателе выражения (5.30) знак "+" берется при работе от лежачего бока к висячему, "-" - при работе от висячего бока к лежачему.

Возможное число рабочих добычных уступов

$$K = N_г / B_о = N_г / (B + h \operatorname{ctg}\alpha), \qquad (5.31)$$

где B - ширина рабочих площадок на добычных уступах с учетом готовых к выемке запасов полезного ископаемого.

После преобразований получаем

$$K = \frac{M - h(\operatorname{ctg}\beta \pm \operatorname{ctg}\alpha)}{h(\operatorname{ctg}\varphi \pm \operatorname{ctg}\beta)}, \qquad (5.32)$$

или

$$K = \frac{M - h(\operatorname{ctg}\beta \pm \operatorname{ctg}\alpha)}{B + h(\operatorname{ctg}\alpha \pm \operatorname{ctg}\beta)}. \qquad (5.33)$$

Знаки "+" и "-" берутся аналогично формуле (5.30).

Если не учитывать зону Z, то

$$K = \frac{M}{B+h(\mathrm{ctg}\alpha \pm \mathrm{ctg}\beta)} . \qquad (5.34)$$

В зависимости от конкретных условий можно пользоваться либо формулой (5.33), либо (5.34), причем полученный результат не следует округлять до целых чисел, так как он соответствует среднему числу добычных уступов в процессе работ.

Когда мощность залежи значительна и разнос бортов разрезной траншеи начинается после прохождения ее на всю длину залежи, возможное число экскаваторов на одном добычном уступе следует определять из выражения

$$m = L_р / L_б, \qquad (5.35)$$

где $L_р$ - длина залежи на уступе по простиранию, м; $L_б$ - длина экскаваторного блока, м.

Длина экскаваторного блока на уступе определяется по нормам технологического проектирования с учетом вида применяемого транспорта.

В тех случаях, когда горизонтальная мощность залежи полезного ископаемого незначительна и разнос бортов разрезной траншеи начинается до окончания проходки ее на всю длину карьерного поля, т.е. одновременно с проходкой траншеи ведутся работы по ее расширению, число добычных уступов и длина фронта работ на них определяются расчетом для каждого конкретного случая.

При работе поперечными заходками, т.е. когда подготовка новых горизонтов осуществляется котлованами и фронт работ подвигается по простиранию залежи, число рабочих уступов зависит от длины залежи $L_р$ и ширины рабочих площадок по простиранию $B_п$:

$$K = L_р / (B_п + h\mathrm{ctg}\alpha). \qquad (5.36)$$

При разработке горизонтальных и пологих месторождений число добычных уступов зависит от вертикальной мощности залежи M (рис. 5.6) и принятой высоты уступа h, а число экскаваторных забоев $N_р$ - от длины добычного фронта $L_р$ и длины экскаваторного блока $L_б$.

Производительность $A_р$, число добычных забоев $N_р$ и экскаваторов m можно определить по формулам (5.26)-(5.28) и (5.35), а число добычных уступов - по формуле

$$K = M/h. \qquad (5.37)$$

Для месторождений известняков, мергелей, глин, гипса, доломитов, песков, гравийно-песчаных смесей и т.п., представленных залежами несложной формы в геометрическом отношении, т.е. выдержанными по мощности, простиранию и углу падения,

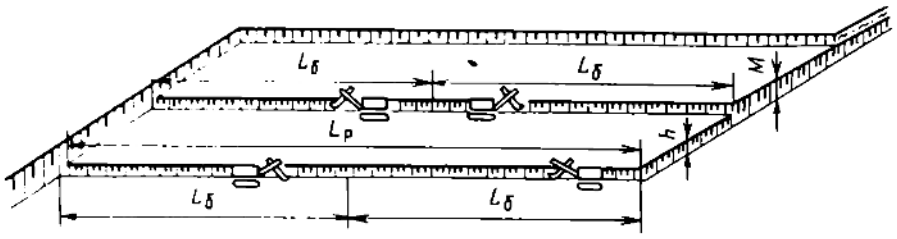


Рис. 5.6. Схема расстановки экскаваторов по рудному фронту на пологих (горизонтальных) месторождениях

изложенные методы определения производительности можно считать основными и надежными.

Они также применимы для массивных тел месторождений гранитоидов, отрабатываемых для производства щебня.

В случаях сложного строения наклонных и крутых месторождений, когда вышерассмотренные методы не могут дать надежного результата, при проектировании следует пользоваться методами, основанными на применении погоризонтных планов, позволяющих точно учитывать сложные горно-геологические условия.

5.3. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ТРАНСПОРТНЫМ ВОЗМОЖНОСТЯМ

Добываемая в карьере горная масса по транспортным коммуникациям должна доставляться к месту назначения: порода - в отвал; полезное ископаемое - на дробильно-сортировочный завод, обогатительную фабрику или к приемной станции для отгрузки потребителю. Известны случаи, когда возможности транспорта, особенно железнодорожного, ограничивают производительность карьера. Поэтому возможную производительность карьера по горнотехническим факторам необходимо сопоставить с транспортными возможностями. При этом должно соблюдаться следующее соотношение:

$$A_{г.м} \leqslant W, \tag{5.38}$$

где $A_{г.м}$ - среднесуточная производительность карьера по горной массе, т; W - суточная провозная способность транспортных коммуникаций в системе вскрывающих выработок, т.

Для железнодорожного транспорта провозная способность в общем случае определяется из выражения

$$W = NQ_п, \tag{5.39}$$

где N - суточная пропускная способность карьерных транспортных коммуникаций, поездов; $Q_п = nq_ф$ - действительная (погру-

зочная) масса поезда (нетто), т; n - число думпкаров в составе; $q_ф$ - фактическая масса породы в думпкаре, т.

Пропускная способность карьерного транспорта определяется по наиболее трудному, ограничивающему перегону участка, для которого время хода поезда в двух направлениях на однопутном перегоне (2.114) и в одном направлении на двухпутном (2.116; 2.117) является наибольшим.

Суточная пропускная способность наиболее трудного перегона карьерных путей при применении автомобильного транспорта определяется по формуле (2.132).

Если учесть неравномерность суточного грузопотока с рабочих горизонтов, то в случае выбора путевой схемы при принятой производительности карьера необходимо руководствоваться соотношением

$$f\,A_{гм} \leqslant W, \tag{5.40}$$

где f - коэффициент резерва, учитывающий неравномерность грузового потока, обычно $f = 1{,}2$.

В случае установления производительности при принятой транспортной схеме

$$A_{гм} \leqslant W/f, \tag{5.41}$$

5.4. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ЭКОНОМИЧЕСКИМ ФАКТОРАМ

5.4.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Производительность карьера по горной массе и по полезному ископаемому влияет на экономические показатели работы карьера и всех предприятий, связанных с ним.

При определении производительности, кроме горнотехнических, следует учитывать экономические факторы, т.е. влияние производительности карьера на производительность труда, себестоимость продукции, величину капитальных вложений и другие показатели деятельности карьера.

Детальное изучение связи капитальных вложений с производительностью карьеров по горной массе позволило выявить обратно пропорциональную зависимость удельных капитальных вложений (на 1 т годовой производительности) от производительности карьера по горной массе. Для средних условий (средняя климатическая зона, объем скальных пород в общей продукции 50-60%, доля затрат на горно-капитальные работы 20-25%, обогатительный комплекс сооружений и оборудование не учитываются) была получена следующая ориентировочная эмпирическая зависимость:

$$K = Z_к/\sqrt[3]{A} = 3{,}8/\sqrt[3]{A}, \tag{5.42}$$

где $Z_к$ - коэффициент; A - производительность карьера, млн т/год.

При $A > 10$ млн т/год можно пользоваться зависимостью

$$K = 0{,}7 + 13/A, \tag{5.43}$$

где K - удельные капитальные вложения в промышленное строительство на 1 т производительности по горной массе, руб/т; A - производительность карьера по горной массе, млн т/год.

Для себестоимости горной массы при тех же средних условиях была получена эмпирическая зависимость:

$$C_г = Z_г/\sqrt[3]{A} = 0{,}7/\sqrt[3]{A}, \tag{5.44}$$

где $Z_г$ - эмпирический коэффициент.

При $A > 10$ млн т/год

$$C_г = 0{,}15 + \frac{2}{A}. \tag{5.45}$$

В.И. Голомолзин вывел эмпирическую зависимость себестоимости 1 м^3 щебня от производительности карьера для изверженных и осадочных пород:

$$C_щ = 1{,}25 + 20/\sqrt{A_щ}, \tag{5.46}$$

где $A_щ$ - годовая производительность карьера по изверженным или осадочным породам, тыс. м^3.

Графическая интерпретация зависимости (5.46) приведена на рис. 5.7.

По зависимостям (5.42)-(5.46) нетрудно убедиться, что с увеличением производительности карьера по горной массе удельные капитальные вложения и себестоимость снижаются.

Мы рассмотрели определение производительности карьера по горным возможностям [формулы (5.4), (5.26)]. Указанными способами можно определить верхний технически достижимый предел производительности и, судя по выявленным зависимостям между производительностью, себестоимостью и удельными капитальными вложениями [формулы (5.42)-(5.46)], к этому следует стремиться.

Однако при работе с предельно высокой производительностью может оказаться излишне большой общая величина капитальных

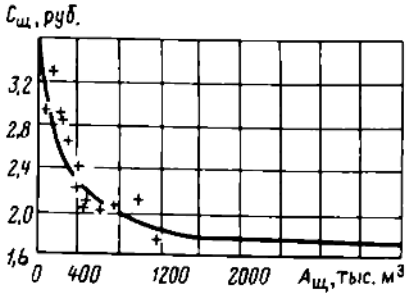


Рис. 5.7. Зависимость себестоимости 1 м^3 щебня $C_щ$ от годовой производительности карьера $A_щ$

затрат, которая не будет соответствовать возможностям бюджета. Эта производительность может повлечь за собой также очень быструю отработку месторождения, вследствие чего не будут использованы полностью дорогостоящие сооружения, и потребители могут оказаться без сырья. Кроме того, эта производительность может быть нежелательной исходя также из соображений развития промышленности района, потребности в данном полезном ископаемом и т.д.

Поэтому при составлении проекта на разработку производительность карьера, определенную по горнотехническим факторам, нужно корректировать с экономических позиций, а для производительности, установленной по экономическим факторам, следует проверять техническую возможность достижения ее в данных горно-геологических условиях.

Рассмотрим некоторые методы расчета производительности по экономическим факторам.

5.4.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ПЛАНОВОЙ ПОТРЕБНОСТИ В ПОЛЕЗНОМ ИСКОПАЕМОМ

В соответствии с развитием металлургической, строительной и других отраслей хозяйства развиваются и предприятия горной промышленности.

Потребности промышленных предприятий в полезных ископаемых часто выражаются не в объемах добываемого на карьере полезного ископаемого, а в количестве щебня, глинистой или карбонатной составляющей цементного клинкера, кирпича, облицовочного материала или другого продукта. В этих случаях делается пересчет на необходимое количество карьерного товарного продукта: взорванного гранитного, известнякового камня; карбонатного и глинистого сырья; легкоплавкой глины; блоков-заготовок и т.д. Например, какому-то потребителю требуется природный песок из песчано-гравийного месторождения в количестве $П$. Выход песка из песчано-гравийной смеси, выдаваемой из карьера,

$$\gamma_п = \frac{\alpha' \varepsilon_п}{\beta} = \frac{\alpha(1-\nu)\varepsilon_п}{\beta}, \qquad (5.47)$$

где α, α' - содержание (масса) полезного компонента (песка) в полезном ископаемом (песчано-гравийной смеси) в массиве и в песчано-гравийной смеси, поставляемой из карьера, соответственно; $\varepsilon_п$ - извлечение песка из товарной карьерной песчано-гравийной смеси; β - содержание песка в конечном продукте (песке, отправляемом потребителю); ν - коэффициент качественного разубоживания полезного ископаемого при добыче.

причем $\nu = \frac{\alpha - \alpha'}{\alpha}$, откуда $\alpha' = (1-\nu)\alpha$.

Тогда производительность карьера по товарной песчано-гравийной смеси составит

$$A_п = П/\gamma_п. \qquad (5.48)$$

Для всех карьеров нерудных строительных материалов имеет значение номенклатура готовой продукции. Поэтому при расчете производительности карьеров необходимо установить технологические параметры ведущих перерабатывающих агрегатов (дробилок, грохотов и т.д.), выход щебня при известных физико-механических свойствах пород с карьера, наличие слабых разностей, количество мелочи, отправляемой в отвал, увеличение объема щебня при его классификации и т.д. На предприятиях, выпускающих щебень, производительность ДСЗ или установок является определяющей для установления производительности карьера.

5.4.3 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА ПО ОБЕСПЕЧЕННОСТИ ЗАПАСАМИ И СРОКАМ АМОРТИЗАЦИИ

При планировании, проектировании и экспертизе широко пользуются понятием нормального срока амортизации капитальных затрат или нормального срока эксплуатации карьера.

Нормальный срок эксплуатации карьера предполагает полный износ за этот период основных производственных фондов предприятия.

На основе этого понятия годовая производительность карьера по полезному ископаемому

$$A_р = P/T_э, \qquad (5.49)$$

где P - извлекаемые запасы полезного ископаемого в контурах карьера, т; $T_э$ - нормальный срок эксплуатации карьера (нормальный срок амортизации капитальных затрат), лет.

Несмотря на широкое распространение этого метода, величина нормального срока амортизации карьера обычно устанавливается ориентировочно на основе опыта работы горнодобывающих предприятий.

При проектировании производительность, определенная по горнотехническим факторам, проверяется и корректируется по нормальным срокам эксплуатации.

Следует отметить также, что при установлении производительности карьера по экономическим факторам необходимо помнить о принадлежности проектируемого карьера к той или иной подотрасли горнодобывающей промышленности, т.е. окончательное решение по производительности одного горного предприятия должно приниматься с учетом интересов всей подотрасли.

Производительность карьеров нерудных строительных материалов зависит от запасов месторождения, а также от спроса

на сырье и местонахождения потребителей. Поэтому ее определение тесно связано с решением задачи районирования карьеров нерудных строительных материалов, заключающейся в определении мест строительства новых и реконструкции существующих карьеров, при которых обеспечивается минимальная сумма годовых затрат на производство продукции (с учетом приведенных капитальных затрат) и перевозку ее к потребителю.

5.5. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КАРЬЕРА ПО ГОРНОЙ МАССЕ

Производительность карьера по полезному ископаемому является одним из важнейших параметров, отражающих его возможности по выпуску готовой (товарной) продукции. Однако, как известно, основным параметром, характеризующим объем производства на карьере, определяющим количество горнотранспортного оборудования и экономику в целом, является производительность по горной массе.

Годовая производительность карьера по горной массе

$$A_{гм} = A_р + A_v, \tag{5.50}$$

$$A_v = nA_р, \tag{5.51}$$

тогда

$$A_{гм} = A_р(1+n), \tag{5.52}$$

где $A_р$ - годовая производительность карьера по полезному ископаемому, м^3; A_v - годовая производительность карьера по вскрыше, м^3; n - эксплуатационный коэффициент вскрыши, м^3/м^3.

Исходя из формулы (5.52) для определения производительности карьера по горной массе при установленной производительности по полезному ископаемому необходимо знать значение эксплуатационного усредненного коэффициента вскрыши.

Анализ горно-геологических условий залегания месторождений строительных горных пород (см. разд. 1.3) свидетельствует о том, что мощность покрывающих пород на них, как правило, сравнительно невелика. На месторождениях магматических пород она составляет от долей метра до нескольких метров, в исключительных случаях до 20 м (гранитное месторождение Микашевичи). Средневзвешенная мощность вскрыши на месторождениях карбонатных пород 8 м, гравийно-песчаных 4,7 м. На глинистых месторождениях наносы не превосходят 5 м, а на 70% из них менее 1,5 м.

В большинстве случаев отработки пологих и горизонтальных месторождений средняя мощность покрывающих пород не превосходит средней мощности полезного ископаемого, т.е. соотношение их мощностей находится на уровне 1:1, следовательно,

средний коэффициент вскрыши n при этом не превосходит 1 м^3/м^3.

Таким образом, при разработке горизонтальных месторождений с выдержанной мощностью вскрыши и полезного ископаемого эксплуатационный (текущий) коэффициент вскрыши будет равен среднему коэффициенту вскрыши $n_т = n$, значение которого в конкретных условиях и будет определять производительность карьера по горной массе.

В случаях отработки горизонтальных месторождений с невыдержанными по мощности вскрышей и залежью развитие производительности по полезному ископаемому и вскрыше с установлением и усреднением текущего коэффициента вскрыши целесообразно устанавливать методом В.В. Ржевского, который излагается для обеспечения усреднения извлекаемых объемов (разд. 6).

Магматические и метаморфические месторождения гранитов, гранодиоритов, диоритов, перидотитов, кварцитов, гнейсов и т.п., а также вулканических туфов, пемзы, пеплов, базальтов, трассов представляют собой крупные массивные тела и интрузии, достигающие по площади десятков квадратных километров. Отрабатываются они несколькими карьерами. Породы вскрыши на таких месторождениях представлены только почвенно-растительным слоем и маломощными четвертичными отложениями. Вмещающие породы отсутствуют, так как в границах карьера ниже покрывающих пород содержится только полезное ископаемое. Очевидно, что породы вскрыши на таких карьерах извлекаются только до выхода самого верхнего уступа на конечный контур на поверхности. Годовые объемы вскрыши определяются при календарном планировании, т.е. при распределении планируемых годовых объемов полезного ископаемого по добычным уступам. При этом определяется подвигание добычного фронта работ (м/год):

$$l_д = A_{пи}/(hL_{фд}), \qquad (5.53)$$

$A_{пи}$ - производительность карьера по полезному ископаемому, м^3/год; $L_{фд}$ - длина добычного фронта работ, м; h - высота уступа, м.

При соразмерном подвигании фронта работ на уступах на эту же величину $l_д$ подвинется и верхний вскрышной уступ. Объем работ по вскрыше (м^3/год)

$$A_{пп} = l_д m_в L_{фп}, \qquad (5.54)$$

где $m_в$ - средняя мощность покрывающих пород, м; $L_{фп}$ - длина вскрышного фронта, м. Тогда эксплуатационный коэффициент вскрыши (м^3/м^3)

$$n_т = A_{пп}/A_{пи}. \qquad (5.55)$$

При постоянной производительности по полезному ископаемому и средней незначительной мощности вскрыши усреднять $n_т$ нет необходимости.

Производительность карьера по горной массе может быть установлена по зависимостям (5.50), (5.52).

Карьеры, разрабатывающие крутые месторождения карбонатного и глинистого сырья (аргиллиты, алевролиты, глинистые сланцы), могут содержать, как уже говорилось, маломощные наносы и вмещающие пустые породы. Объемы последних изменяются в процессе эксплуатации месторождения, в чем нетрудно убедиться, мысленно перемещая рабочую зону (положение горных работ для определения текущего коэффициента вскрыши на рис. 2.4) карьера по контакту с висячим боком залежи полезного ископаемого.

При относительно выдержанной горизонтальной мощности залежи полезного ископаемого и, естественно, добываемых при этом практически постоянных объемах $P_т$ объемы пустых пород $V_т$ от начала эксплуатации до достижения конечных контуров на поверхности растут, а затем до конца разработки убывают, что предопределяет постоянно изменяющуюся производительность по горной массе со всеми вытекающими отсюда последствиями (изменяющееся количество горнотранспортного оборудования, число трудящихся и т.д.). А как известно, развитие производительности каждого горнодобывающего предприятия характеризуется тремя основными этапами:

период строительства и наращивание производительности до проектной;

период (периоды) стабильной производительности;

затухание горных работ (доработка).

Период (периоды) стабильной производительности по горной массе возможен только при стабилизации объемов вскрыши. Уровень стабилизации устанавливается на графике развития производительности, для построения которого отстраивают планы карьера для нескольких характерных положений его эксплуатации: 1) на момент сдачи карьера в эксплуатацию; 2) на момент достижения карьером полной проектной производительности по полезному ископаемому; 3) на момент достижения рабочими бортами карьера проектных границ по поверхности; 4) для промежуточных и дальнейших положений работ в зависимости от срока существования карьера, формы залежи и изменения слоевых запасов по глубине.

Указанные моменты (сдача карьера в эксплуатацию, достижение проектной производительности и т.д.) определяются с помощью принятого значения скорости понижения горных работ, слоевых запасов, параметров системы разработки и т.д.

На основании построенных планов карьера подсчитываются запасы и объемы пустых пород в пределах каждого периода работ. Затем строятся графики изменения годовых объемов полезного ископаемого P и вскрыши ONM (рис. 5.8). Годовые объемы вскрыши постоянно меняются и имеют пиковое значение в точке N, соответствующей выходу бортов на конечные контуры. Стабилизацию (усреднение) извлекаемых объемов вскрыши целесо-

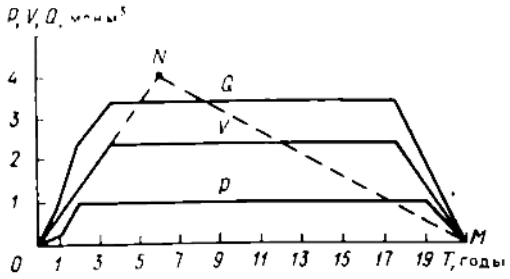


Рис. 5.8. График, иллюстрирующий развитие производительности карьера

образно осуществлять, перенося пиковые объемы на более поздний период отработки (V на рис. 5.8). В конкретных условиях это может быть достигнуто варьированием ширины рабочих площадок, высоты уступов, а также временной задержки развития участков рабочих сортов. Несколько подробнее эти способы усреднения объемов рассмотрены в разд. 7.

На основе стабилизированных объемов вскрыши строится кривая развития производительности по горной массе Q (см. рис. 5.8).

5.6. ПРИНЯТИЕ РЕШЕНИЙ О ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА

После того, как определена возможная производительность карьера по полезному ископаемому и горной массе, рассмотрены транспортные и экономические аспекты проблемы, наступает момент принятия окончательного решения.

Прежде всего необходимо учесть ориентировочный, вероятностный характер большинства исходных данных, используемых в расчетах, означающий, что во всех наших решениях присутствует риск, т.е. опасность невыполнения принятых решений. Уровень (мера) риска

$$R(A) = 1\text{-}P(A), \tag{5.56}$$

где $P(A)$ - вероятность выполнения решения по фактору A.

Мы имеем дело с двумя типами исходных данных - геологическими и технико-экономическими. Эти данные всегда неточны, так как достоверность геологических данных зависит от категории разведанности месторождения, и истинную ситуацию можно узнать, только полностью отработав месторождение, а технико-экономические показатели станут ясными только в процессе работы карьера.

Общий риск принятого решения

$$R(A) = R(V) + R(Q) - R(V)R(Q), \tag{5.57}$$

где $R(V)$ и $R(Q)$ - риск неподтверждения соответственно геологических и технико-экономических данных.

Принимаемый уровень риска можно устанавливать на основе

учета психологических аспектов или на основе экономических расчетов.

При наличии равития производительности карьера по полезному ископаемому, вскрыше и горной массе следует переходить к календарному планированию горных работ.

Контрольные вопросы

1. Назовите группы методов определения производительности карьеров по полезному ископаемому.
2. Что такое потери и разубоживание полезного ископаемого? Где они в основном происходят?
3. Как влияет масштаб производства на себестоимость продукции и удельные капитальные вложения?
4. Назовите методы определения производительности карьера по полезному ископаемому по экономическим факторам.
5. Что определяет риск принимаемых решений по производительности?

6. КАЛЕНДАРНОЕ ПЛАНИРОВАНИЕ ГОРНЫХ РАБОТ

6.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Горные работы в карьере развиваются во времени и пространстве в пределах карьерного поля. Линии фронта рабочих уступов непрерывно перемещаются, охватывая все новые части карьерного поля. Развитие работ на верхних уступах должно обеспечивать углубление карьера, т.е. вскрытие и подготовку нижележащих уступов. При этом должны соблюдаться параметры системы разработки и выполняться план выемки полезного ископаемого.

В процессе развития рабочей зоны карьера должны неукоснительно соблюдаться законы горной науки: закон соотношений интенсивности горных работ по вскрытию, подготовке и очистной выемке и закон соразмерного развития горных работ на смежных рабочих уступах.

Календарный план горных работ является основным документом, на основании которого проводятся горные работы в карьере и оценивается правильность их проведения.

При проектировании карьера составляется календарный план горных работ по годам на период от начала строительства до достижения карьером расчетной производительности по полезному ископаемому и горной массе, а затем на 5-10 лет для проверки возможности обеспечения этой производительности.

На действующем карьере обычно составляются годовые, квартальные и месячные календарные планы, при выполнении которых учитываются существующее положение горных работ, все происшедшие отклонения от ранее составленных планов и анализируются вызвавшие их причины.

Составление календарного плана - сложная и трудоемкая работа, требующая большого опыта и знаний.

6.2. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

Для составления календарного плана горных работ исходными данными служат:

запасы полезного ископаемого (с выделением сортов при селективной выемке) в контурах карьера в целом и по горизонтам;

количество пустых пород с подразделением на покрывающие и вмещающие, рыхлые и скальные по карьеру в целом и по горизонтам;

производительность карьера по полезному ископаемому с указанием объемов по сортам при селективной выемке или содержания полезного и вредных компонентов, требуемых обогатительными фабриками, дробильно-сортировочными, цементными, кирпичными, керамзитовыми и другими заводами;

производительность карьера по вскрыше скальной и рыхлой;

система разработки и параметры ее элементов;

направление развития работ в карьерном пространстве (направление углубки);

тип выемочно-погрузочного оборудования и его производительность (годовая, месячная, сменная) по полезному ископаемому и вскрыше;

вид технологического транспорта и схема путевого развития.

Графические материалы:

план карьера на конец отработки со схемой вскрытия;

слоевые или погоризонтные планы с контурами на конец отработки и выделением сортов полезного ископаемого, а также скальных и рыхлых пород;

график развития производительности карьера и расчетные таблицы к нему (см. рис. 5.8).

При составлении календарного плана горных работ учитываются следующие основные требования:

соблюдение законов развития рабочей зоны карьера;

минимальный срок ввода карьера в эксплуатацию с минимальным объемом горно-капитальных работ;

минимально возможный срок развития добычи полезного ископаемого до проектного (расчетного) уровня;

оптимальная продолжительность периода стабильной производительности по горной массе (например, не менее срока окупаемости капитальных вложений);

по возможности минимальный срок затухания производительности по добыче полезного ископаемого в конце отработки карьера;

соответствие нормам количества готовых к выемке запасов, обеспечивающего нормальную работу карьера по добыче без ведения вскрышных работ во все периоды;

обеспечение необходимого для фабрики (завода) объема товарного полезного ископаемого из карьера и требуемого содержания в нем полезных и вредных компонентов при валовой выемке, а также в каждом из регламентированных сортов в случае селективной выемки.

6.3. УСРЕДНЕНИЕ ПРИ КАЛЕНДАРНОМ ПЛАНИРОВАНИИ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Прежде чем перейти к изложению методики составления календарного плана, необходимо рассмотреть способы усреднения

извлекаемых объемов горной массы (полезного ископаемого и вскрыши) и содержания полезных (вредных) компонентов в извлекаемом полезном ископаемом до требуемой нормы.

Усреднение извлекаемых объемов полезного ископаемого и пустых пород, произведенное на графике развития производительности с целью стабилизации производительности в отдельные периоды, должно иметь реальную основу воплощения на погоризонтных (слоевых) планах и планах горных работ в период составления календарного плана при проектировании, а также при непосредственном ведении горных работ в процессе эксплуатации месторождения.

Столь же реальным при календарном планировании должно быть отражение на горизонтах (уступах) качественного усреднения полезного ископаемого, т.е. его планируемые к выемке на различных горизонтах (уступах) объемы должны в сумме соответствовать планируемым объемам по карьеру со средневзвешенным содержанием полезных (вредных) компонентов, отвечающим требованиям фабрики (завода).

Способы усреднения при календарном планировании определяются (формируются) многими факторами: назначением (усреднение объемов или качественных характеристик; пустых пород или полезного ископаемого); горно-геологическими условиями (горизонтальное или крутое залегание месторождения); распределением содержания полезных (вредных) компонентов или сортов полезного ископаемого в плане и по глубине залежи и т.д.

Ниже рассмотрены некоторые способы усреднения различного назначения.

6.3.1. УСРЕДНЕНИЕ ОБЪЕМОВ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД

Усреднение извлекаемых объемов пустых пород при разработке крутых месторождений можно производить тремя способами:

1. Увеличение ширины рабочих площадок в период работы карьера с пониженным коэффициентом вскрыши и, наоборот, уменьшение ширины рабочих площадок до минимально допустимых размеров в соответствии с нормами технологического проектирования в период высоких коэффициентов.

Из рис. 6.1 видно, что на один и тот же момент развития горных работ на глубине H за счет разной ширины рабочих площадок B и углов откосов рабочего борта φ можно извлекать различные объемы горной массы (штриховкой показана разница в объемах).

2. Перенесение излишних объемов выемки пустых пород на более поздний период, например, за счет временной консервации борта (временный целик) пустых пород на отдельных участках карьера.

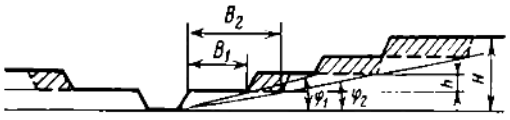


Рис. 6.1. Схема, отражающая влияние ширины рабочей площадки на величину извлекаемых объемов горной массы

Консервацию борта чаще всего применяют для снятия "пиковых" объемов в период выхода рабочих бортов карьера на конечные контуры на поверхности. Суть способа заключается в том, что рабочие борта по очереди выводятся на конечные контуры. На одном из рабочих бортов (правом на рис. 6.2) работают с нормальной (расчетной) шириной рабочих площадок, на другом (левом на рис. 6.2) в определенный момент останавливают верхний уступ, а рабочие площадки на нижележащих уступах уменьшают до величины (20-30 м), которая позволила бы в дальнейшем беспрепятственно развернуть горные работы, т.е. производят временную консервацию рабочего борта, что позволяет отнести отработку части объемов левого борта (на рис. 6.2 заштрихован) на более поздний период. Когда правый рабочий борт достигнет конечного контура и при дальнейшей углубке объемы горной массы на нем начнут уменьшаться, приступают к интенсификации работ на левом борту. Этот способ требует тщательных расчетов, так как задержка разноса законсервированного борта может привести к снижению производительности карьера по полезному ископаемому.

3. Временное сдваивание уступов, снижающее объемы извлекаемой горной массы за счет уменьшения числа рабочих площадок и увеличения при этом угла откоса рабочего борта φ. Определенной глубины карьера H можно достигнуть при разной высоте уступов h (рис. 6.3, положение *I* - нормальная высота уступов; положение *II* - сдвоенные уступы; штриховкой показана разница в объемах).

При разработке горизонтальных или пологих выдержанных по

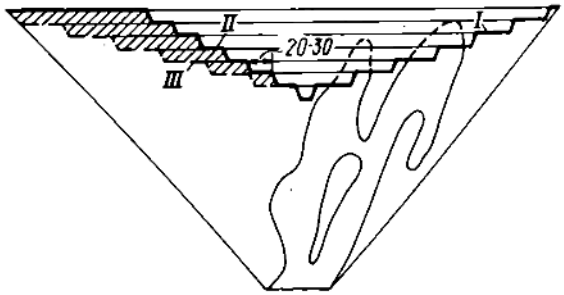


Рис. 6.2. Схема, иллюстрирующая временную консервацию рабочего борта: *I* - положение правого борта на момент выхода на конечный контур; *II* - положение левого борта на момент окончания периода консервации; *III* - положение левого борта при работе с нормальными площадками

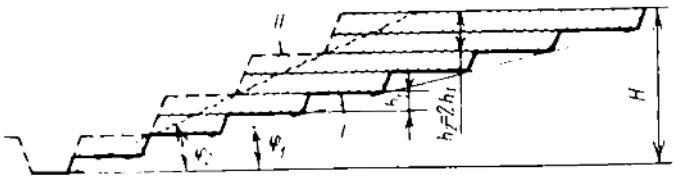


Рис. 6.3. Схема, иллюстрирующая влияние высоты уступа на величину извлекаемых объемов горной массы

мощности залежей с постоянной мощностью покрывающих пород не возникает проблем с усреднением объемов удаляемой вскрыши. Отработка практически осуществляется со средним коэффициентом вскрыши. Однако при сложном рельефе поверхности и изменчивой мощности залежей приходится заниматься усреднением извлекаемых объемов вскрыши и полезного ископаемого. В этом случае при принятом направлении развития (положения фронта работ *I-X* на рис. 6.4) и наличии изомощностей вскрыши (штриховые линии) и полезного ископаемого (штрихпунктирные линии) осуществляется горно-геометрический анализ карьерного поля методом В.В. Ржевского, суть которого заключается в следующем:

карьерное поле разбивается через одинаковый интервал серией линий, соответствующих положениям горных работ в процессе отработки (число их определяется сложностью залегания пласта и рельефом поверхности);

каждая линия разбивается на участки длиной 10, 20, 30, ..., *N* метров (меньшая длина соответствует наибольшей сложности горно-геологических условий);

по имеющимся изомощностям для каждого участка устанавливают значения мощностей полезного ископаемого и вскрыши;

для каждой линии (положения горных работ) суммируются значения мощностей полезного ископаемого и вскрыши по участкам, умножаются на длину участка и линейный масштаб;

полученные результаты откладывают в виде ординат полезного ископаемого и вскрыши на графике (рис. 6.5).

Площадь, заключенная между графиком полезного ископаемого, осью абсцисс и любой парой ординат, показывает объем извлекаемого полезного ископаемого между соседними положениями фронта работ. Площади, заключенные между осью абсцисс и графиком вскрыши, показывают извлекаемые объемы вскрыши. Разделив средние для каждого этапа разработки (между соседними линиями) ординаты вскрыши на соответствующие ординаты полезного ископаемого, получим текущие коэффициенты вскрыши (кривая *3*, см. рис. 6.5).

Результаты горно-геометрического анализа (значения мощностей вскрыши и полезного ископаемого на участках, объемы вскрыши и полезного ископаемого на каждом этапе работ, а также текущие коэффициенты вскрыши) являются основой усред-

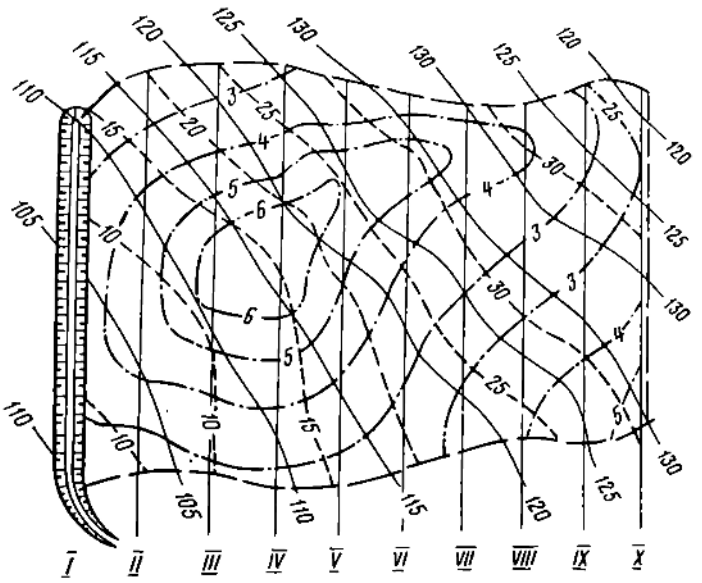


Рис. 6.4. План изолиний вскрыши и полезного ископаемого карьерного поля

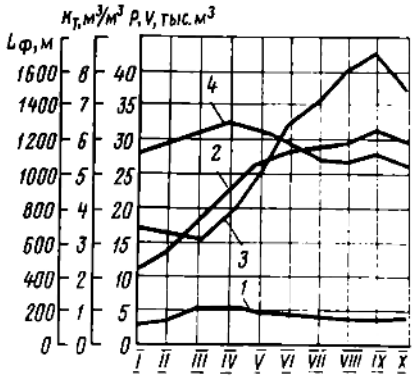


Рис. 6.5. График горно-геометрического анализа карьерного поля для горизонтальной залежи:
1 - полезное ископаемое *P*; *2* - вскрыша *V*; *3* - текущий коэффициент вскрыши $K_т$; *4* - протяженность фронта работ $L_ф$; *I-X* - положения фронта работ

нения извлекаемых объемов вскрыши и полезного ископаемого, чаще всего перераспределением объемов работ по фронту отрабатываемых уступов.

Приведенные способы усреднения объемов выемки горной массы, усовершенствованные и вновь разработанные, должны выбираться в каждом конкретном случае в зависимости от горно-геологических условий месторождения и технико-технологических возможностей реализации этих способов.

6.3.2. КАЧЕСТВЕННОЕ УСРЕДНЕНИЕ (ФОРМИРОВАНИЕ КАЧЕСТВА) МИНЕРАЛЬНОГО СТРОИТЕЛЬНОГО СЫРЬЯ

Качественное усреднение полезного ископаемого осуществляется с целью обеспечения требуемого фабрикой (заводом) содержания полезных и вредных компонентов в добываемом полезном ископаемом. Способы качественного усреднения так же, как и объемного, определяются горно-геологическими условиями и включают усреднение при составлении календарного плана при проектировании и текущем планировании. Особая важность процесса управления формированием качества сырья для технологии разработки месторождений строительных горных пород обусловливает необходимость классификации технологических комплексов добычных работ по виду и способу управления качеством сырья (табл. 6.1).

В первую очередь это относится к месторождениям таких пород, как гравийно-песчаные, различного типа глин, стекольных песков, гипса, сырья для цементной промышленности.

Указанная классификация является общей для строительных горных пород.

Качество сырья, как правило, характеризуется главным показателем или группой основных показателей, находящихся во взаимосвязи. Для гравийно-песчаных месторождений главным показателем качества является содержание гравия и валунов, уровень изменчивости определяется величиной дисперсии.

В этой таблице приведены назначение и характер каждого из способов управления формированием качества сырья, а также основные условия применения технологических комплексов. При этом приняты следующие градации по производительности и длине фронта работ:

производительность карьера по исходному сырью, тыс. $м^3$/год: малая - до 400, средняя - от 400 до 1000, большая - от 1000 до 2000, очень большая - сыше 2000;

длина фронта работ карьера, м; малая - до 400, средняя - от 400 до 800, большая - от 800 до 1200, очень большая - свыше 1200.

Эти градации также исходят из признаков, отражающих горнотехнологические условия разрабатываемых и намечаемых к разработке месторождений строительных горных пород. На рис. 6.6 приведены принципиальные технологические схемы различных видов и способов процесса управления качеством сырья в соответствии с предложенной классификацией технологических комплексов.

Согласно предложенной классификации технологические комплексы по наличию и виду процесса управления качеством сырья подразделены на четыре класса. Технологические комплексы, при которых управление качеством сырья не осуществляется, относятся к I классу. II класс технологических комплексов предусматривает усреднение качества сырья и подразделяется

Таблица 6.1

Классификация технологических комплексов добычи строительных горных пород по управлению качеством сырья

№ класса комплекса	№ группы комплекса	Класс технологических комплексов по виду управления формированием качества сырья	Группа технологического комплекса по способу управления качеством сырья	Назначение и характер управления формированием качества сырья	Условия применения
1	-	Управление формированием качества сырья отсутствует	-	-	Простое строение полезной толщи, очень малая изменчивость качества сырья
2	2.1	Усреднение качества сырья	Усреднение путем изменения числа одновременно действующих забоев	Спонтанная стабилизация качества сырья, уменьшение дисперсии главного показателя качества сырья по месторождению или участку	Простое строение полезной толщи. Малая изменчивость качества сырья, большие и очень большие производительность карьера и длина фронта работ
	2.2		Выбор оптимального направления движения выемочно-погрузочного оборудования вдоль фронта работ	Направленная стабилизация качества сырья, регулирование межблоковой и внутриблоковой дисперсий показателя качества при преимущественном погашении последней	Простое строение полезной толщи, малая и средняя изменчивость качества сырья, наличие тренда показателей качества в выемочных блоках, большие и очень большие производительность карьера и длина фронта работ
	2.3		Регулирование очередности отработки выемочных блоков	Направленная стабилизация качества сырья, регулирование внутриблоковой и межблоковой дисперсий при преимущественном погашении последней	Простое строение полезной толщи, средняя и высокая изменчивость качества сырья, большая и очень большая длина фронта работ; ограничения по производительности карьера могут отсутствовать
	2.4		Изменение нагрузки на добычные забои	Направленная стабилизация качества сырья, практическое погашение межблоковой	Простое строение полезной толщи; высокая и очень высокая изменчивость качества

Продолжение табл. 6.1

№ класса комплекса	№ группы комплекса	Класс технологических комплексов по виду управления формированием качества сырья	Группа технологического комплекса по способу управления качеством сырья	Назначение и характер управления формированием качества сырья	Условия применения
				дисперсии и существенное регулирование внутриблоковой	сырья, наличие эксплуатационной разведки или промышленного опробования
	2.5		Догрузка транспортных средств в различных забоях	То же, что и при способе 2.5	То же, что и при способе 2.5
	2.6		Комбинация способов 2.1-2.5 и промежуточное складирование сырья на рабочих площадках	Стабилизация качества сырья в соответствии со способами 2.1-2.5 при регулировании показателей качества по мощности полезной толщи и отработке частично обводненных месторождений	В соответствии с условиями способов 2.1-2.5, наличие тренда показателей качества по мощности полезной толщи, обводненность полезного ископаемого
	2.7		Организация усреднительного склада	Стабилизация качества сырья с созданием гибкой взаимосвязи карьера и перерабатывающего предприятия (ДСЗ)	Очень высокая изменчивость качества сырья, ограничения по производительности и длине фронта работ отсутствуют
	2.8		Комбинация способов 2.1-2.7	В соответствии с условиями способов 2.1-2.7	В соответствии с условиями способов 2.1-2.7
3	3.1	Повышение качества сырья и удаление прослоев пустых и некондиционных пород	Полная селективная выемка	Улучшение качества сырья до базового или оптимального значения, обеспечение заданных кондиций по показателям качества при удалении всех прослоев пустых и некондиционных пород	Усложненное и сложное строение полезной толщи, малое и среднее распространение прослоев пустых и некондиционных пород по площади месторождения

	3.2		Частичная селективная выемка	Улучшение качества сырья до базового или оптимального значения, обеспечение заданных кондиций по содержанию пустых и некондиционных пород при частичном удалении их прослоев	Сложное и высокой сложности строение полезной толщи, большое и очень большое распространение прослоев пустых и некондиционных пород очень небольшой и небольшой мощности
	3.3		Использование специальных карьерных установок для выделения пустых и некондиционных пород	Улучшение качества до оптимального по условиям переработки	Простое строение полезной толщи, малое распространение прослоев пустых и некондиционных пород по площади месторождения
	3.4		Комбинация способов 3.1-3.3	В соответствии с условиями способов 3.1-3.3	В соответствии с условиями способов 3.1-3.3
4	4.1	Регулирование (ограничение) крупности поставляемых на ДСЗ фракций сырья	Сортировка полезного ископаемого выемочно-погрузочным оборудованием (экскаваторная сортировка)	Удаление кусков породы, негабаритных для дробилок первичного дробления	Малое содержание фракций породы, превышающих максимально допустимый размер для дробилок первичного дробления
	4.2		Сортировка на грохотах карьерных установок	Удаление кусков, негабаритных для транспортирования ленточными конвейерами	Малое и среднее содержание негабаритных для транспортирования фракций пород
	4.3		Комбинация способов 4.1 и 4.2	То же, что при способе 4.2	Те же, что при способе 4.2
	4.4		Дробление крупнокускового материала (фракций) в забое самоходными и передвижными дробильными установками	Дробление крупных фракций пород для обеспечения транспортабельности ленточными конвейерами	Большое и очень большое содержание крупнокускового материала, средняя мощность полезной толщи, средняя и большая производительность карьера
	4.5		Дробление крупных кусков пород вне забоя при использовании передвижных и полустационарных установок	То же, что и при способе 4.4	Большое и очень большое содержание крупнокускового материала, средняя, большая и очень большая производительность карьера

Продолжение табл. 6.1

№ класса комплекса	№ группы комплекса	Класс технологических комплексов по виду управления формированием качества сырья	Группа технологического комплекса по способу управления качеством сырья	Назначение и характер управления формированием качества сырья	Условия применения
	4.6.		Дробление крупных кусков породы на рабочей площадке с использованием специальных средств и механизмов в комбинации со способами 4.1 и 4.2	Дробление кусков породы, негабаритных для дробилок первичного дробления или для транспортирования ленточными конвейерами	Малое и среднее содержание крупнокускового материала, малая, средняя, большая и очень большая производительность карьера

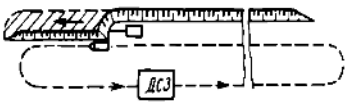
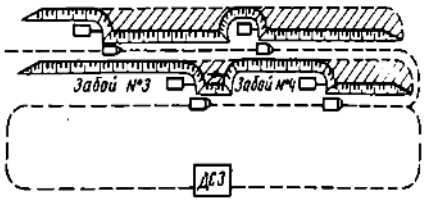
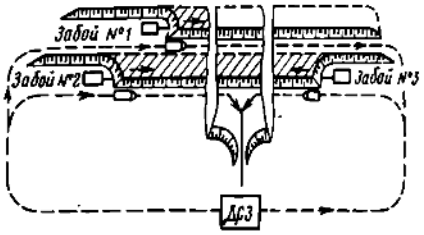
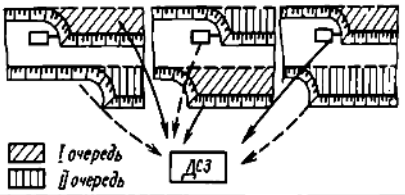
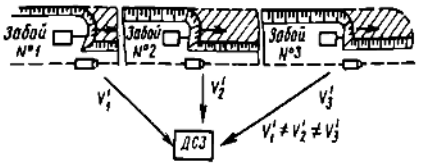
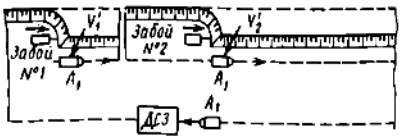
№ класса комплекса	Классы технологического комплекса	Группы технологического комплекса по способу управления качеством сырья	№ группы комплекса	Принципиальная технологическая схема производства добычных работ
1	2	3	4	5
I	Управление формированием качества сырья отсутствует			
II	Усреднение качества сырья	Усреднение путем изменения количества одновременно действующих забоев	II.1	
		Выбор оптимального направления движения выемочно-погрузочного оборудования вдоль фронта работ	II.2	
		Регулирование очередности отработки выемочных блоков	II.3	
		Изменение нагрузки на забои	II.4	
		Догрузка транспортных средств в различных забоях	II.5	

Рис. 6.6. Виды и способы управления качеством сырья:
ДСЗ - дробильно-сортировочный завод (перерабатывающий сырье комплекс); СБП - самоходный бункер-питатель; УВПП - установка для выделения пустых и некондиционных пород; СДА - самоходная дробильная установка; ПДУ - передвижная дробильная установка; ГМ - гидравлический молот; V_1', V_2', V_3' - относительные объемы сырья из забоев № 1, 2, 3; A_1, A_2, $Э_1$, $Э_2$ - порядковые номера соответственно автосамосвалов и экскаваторов

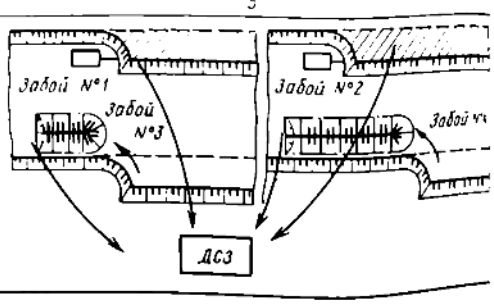
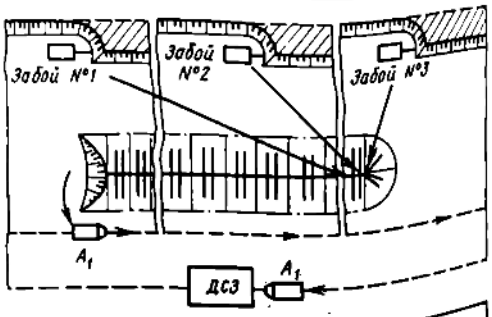
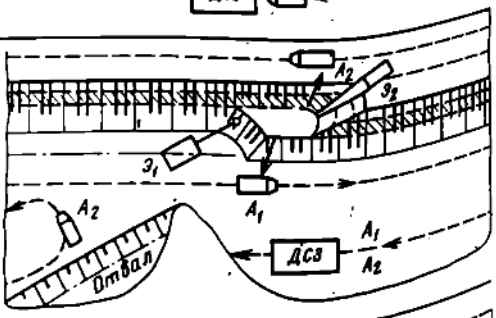
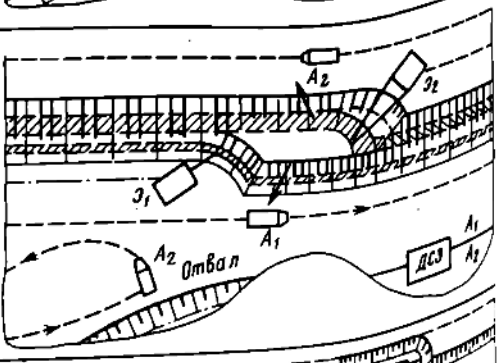
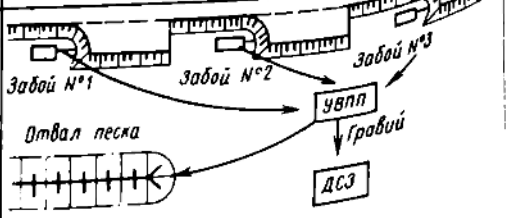
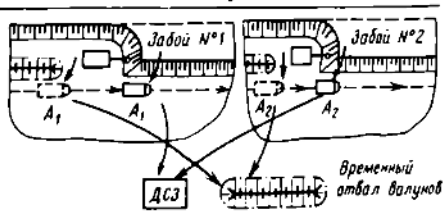
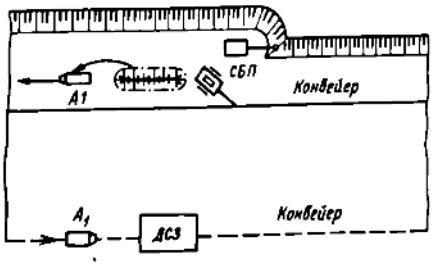
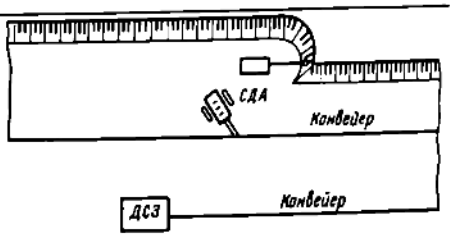
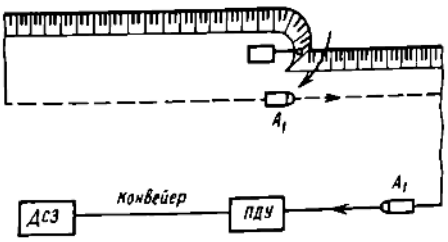
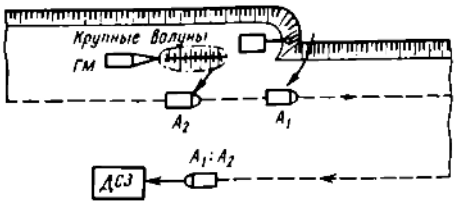
		3	4	5
		[illegible]	II.6	
		Организация усреднительного склада	II.7	
III	Повышение качества сырья и удаление прослоев пустых и некондиционных пород	Полная селективная выемка прослоев пустых и некондиционных пород	III.1	
		Частичная селективная выемка прослоев пустых и некондиционных пород	III.2	
		Использование специальных карьерных установок для выделения пустых и некондиционных пород	III.3	

Рис. 6.6. (Продолжение)

1	2	3	4	5
IV	Регулирование (ограничение) крупности поставляемых на ДСЗ фракций сырья	Сортировка полезного ископаемого выемочно-погрузочным оборудованием	IV.1	
		Сортировка полезного ископаемого на грохотах карьерных установок	IV.2	
		Дробление крупнокускового материала в забое с использованием самоходных дробильных и передвижных установок	IV.3	
		Дробление крупных кусков породы вне забоя с использованием передвижных и полустационарных установок	IV.4	
		Дробление крупных кусков породы на рабочей площадке с использованием специальных средств и механизмов	IV.5	

на семь групп (II.1, II.2, II.3, II.4, II.5, II.6, II.7). III класс технологических комплексов обеспечивает повышение качества сырья путем удаления прослоев пустых и некондиционных пород. Он подразделяется на три группы (III.1, III.2, III.3) IV класс комплексов позволяет регулировать крупность поставляемых на ДСЗ фракций пород (сырья) и подразделяется на пять групп (IV.1, IV.2, IV.3, IV.4, IV.5).

Условия применения технологических комплексов добычных работ для различных типов месторождений строительных горных пород должны определяться исходя из характеристик этих месторождений и конкретных классификаций технологических комплексов.

Ниже рассмотрены суть и эффективность различных способов усреднения при формировании качества сырья.

Все способы усреднения, кроме организаций усреднительного склада, обусловливают необходимость функционирования не менее двух добычных забоев.

Регулирование усреднения качества сырья числом одновременно действующих забоев (см. рис. 6.6, II.1). Способ характеризуется спонтанным усреднением качества сырья и воздействует на общую дисперсию показателя $D_{общ}$:

$$D = D_{общ}/N_з, \qquad (6.1)$$

где D - дисперсия показателя качества в сырье, поставляемом из карьера на перерабатывающий комплекс (ДСЗ); $N_з$ - число добычных забоев.

Применение комплексов с одноковшовыми экскаваторами ограничивается преимущественно очень большими производительностью карьера и длиной фронта работ, поскольку число забоев не должно быть менее трех-четырех. Использование одноковшовых погрузчиков на пневмоколесном ходу несколько расширяет возможность применения этого способа.

Усреднение качества сырья выбором оптимального направления движения выемочно-погрузочного оборудования вдоль фронта работ (см. рис. 6.6, II.2). Рассматриваемый способ оказывает различное воздействие на межблоковую и внутриблоковую дисперсию показателя. Межблоковая дисперсия $D_{меж.бл}$ как и в предыдущем случае, уменьшается только за счет числа забоев. В то же время этот способ направленно воздействует на внутриблоковую дисперсию $D_{вн.бл}$.

За счет выбора направления отработки выемочных блоков по фронту работ достигается уменьшение внутриблоковой дисперсии в 2,5 раза. Следовательно, дисперсия содержания гравия и валунов в сырье, поставляемом на ДСЗ, будет определяться выражением

$$D = D_{вн.бл}/(2{,}5N_з) + D_{меж.бл}/N_з \ . \qquad (6.2)$$

Усреднение качества регулированием очередности отработки выемочных блоков (см. рис. 6.6, II.3). Усреднение качества достигается за счет выбора рациональной последовательности отработки выемочных блоков. Порядок расчета заключается в следующем. Панель по фронту работ подразделяется на выемочные блоки, число которых должно быть кратно числу одновременно работающих экскаваторов. При этом объемы пород в различных блоках должны быть приблизительно одинаковы. Блоки нумеруются по порядку их следования по фронту работ. Для каждого блока определяется среднее значение показателя. Цель выбора рациональной последовательности отработки блоков - найти такое подразделение $N_б$ блоков на K групп по $n_б$ блоков в каждой группе, чтобы суммарные значения показателей по группам были возможно более однородны (блоки каждой группы отрабатываются одновременно, и, следовательно, их число равно числу забоев $N_з = n_б$). Начальное подразделение блоков на группу осуществляется следующим образом: к первой группе относят блоки с номерами 1, $K+1$, ..., $(n-1)K+1$; ко второй группе - блоки с номерами 2, $K+2$, ..., $(n-1)K+2$ и т.д. Оптимальное подразделение блоков на группы находится путем последовательных перераспределений блоков между группами. Первая часть расчета (алгоритма) состоит из двух шагов (возможно неоднократное повторение каждого шага).

Ш а г 1. Первоначально суммируются значения показателей по блокам каждой группы. Затем рассматриваются группа с максимальным суммарным значением и группа с минимальным суммарным значением показателя качества. Обозначим: $C' = C'_{б1} + ... + C'_{бn}$ - суммарное значение показателей в блоках группы с максимальным значением показателя: $C'' = C''_{б1} + ... + C''_{бn}$ - суммарное значение показателя в блоках группы с минимальным его значением. Далее рассматриваются разности вида $C'_i - C''_j$, где $1 \leqslant ij \leqslant n$ (берутся только положительные). Пусть максимальная из этих разностей будет $C'_{io} - C''_{jo}$. При этом возможны два случая:

а) $C'_{io} - C''_{jo} > (C' - C'')/2$ и б) $C'_{io} - C''_{jo} \leqslant (C' - C'')/2$.

В случае "а" необходимо поменять местами соответствующие блоки - io-й блок из группы с максимальным содержанием и jo-й блок из группы с минимальным содержанием и заново обратиться к шагу 1. После этой операции разница между суммарными значениями C' и C'' уменьшится, но останется $\geqslant 0$. В случае "б" возможен непосредственный переход к шагу 2.

Ш а г 2. Рассматриваются группы выемочных блоков с максимальным и минимальным значением показателя. Среди положительных разностей вида $C'_i - C''_j$ выбирается наиболее близкая к $(C' - C'')/2$. Пусть это будет разность $C'_{io} - C''_{jo}$. Возможны два случая:

а) $C'_{io}-C''_{jo} < C'-C''$ и б) $C'_{io}-C''_{jo} \geqslant C'-C''$.

В случае "а" необходимо поменять соответствующие блоки и перейти к шагу 1. В случае "б" расчет заканчивается.

Приведенный расчет справедлив для случая, когда число забоев составляет не менее трех. При наличии только двух забоев предлагается следующий простой порядок выбора очередности отработки выемочных блоков. Каждая панель (или заходка) разбивается на два участка (I и II), объемы полезного ископаемого в которых пропорциональны производительностям экскаваторов. Участки I и II подразделяются далее на одинаковое число выемочных блоков (с равным объемом пород). Для каждого выемочного блока вычисляется среднее значение показателя. Внутри каждого из участков блоки нумеруются в порядке возрастания среднего значения показателя в блоке. Для одновременной отработки первый блок участка I объединяется с последним блоком участка II, второй блок участка I объединяется с предпоследним блоком участка II и т.д.

Дисперсия показателя качества в сырье, поставляемом на ДСЗ, при рассмотренном способе усреднения, определяется выражением

$$D = D_{\text{вн.бл}}/N_{\text{э}} + D_{\text{меж.бл}}/(N_{\text{э}})^3 \ . \qquad (6.3)$$

При применении двух экскаваторов возможен также случай, когда используются экскаваторы не равной производительности. В этом случае формула (6.3) принимает вид

$$D = D_{\text{вн.бл}}/N_{\text{э}} + \frac{1+\alpha^2}{(1+\alpha)^2}\ 0{,}125\ D_{\text{меж.бл}}, \qquad (6.4)$$

где $\alpha \leqslant 1$ обозначает отношение меньшей производительности экскаватора к большей.

В качестве выемочно-погрузочного оборудования предпочтительно применение одноковшовых пневмоколесных погрузчиков.

Усреднение значения показателя качества изменением нагрузки на забои (см. рис. 6.6, *II*.4). Для определения нагрузки на забои необходимо определить величину объемов сырья в объемной V_i или относительной V'_i (в долях единицы) мере, которые следует отгружать из каждого забоя в соответствии с дисперсией значения показателя качества по забоям. Чтобы решить вопрос о выборе оптимальных значений V_i (или V'_i), рассмотрим величину общей дисперсии значения показателя качества из двух забоев, определяемой по формуле

$$D_{c_0} = D_{c_1}(V'_1)^2 + D_{c_2}(V'_2)^2, \qquad (6.5)$$

где D_{c_1} и D_{c_2} - соответственно среднеквадратическое отклонение значений показателя качества в первом и второ

забоях; V'_1 и V'_2 - относительный объем сырья в 1 и 2-м забоях соответственно.

В выражении (6.5) $V'_1 + V'_2 = 1$ и

$$V'_1 : V'_2 = (1/D_{c_1}):(1/D_{c_2}), \tag{6.6}$$

т.е. относительные объемы подлежащих смешиванию пород прямо пропорциональны величинам, обратным их дисперсиям показателей качества.

Для определения относительных объемов, поступающих из $N_з$ забоев, используются выражения:

$$V'_1 = \frac{1}{1 + \frac{D_{c_1}}{D_{c_2}} + \frac{D_{c_1}}{D_{c_3}} + \ldots + \frac{D_{c_1}}{D_{cN_з}}};$$

$$V'_2 = \frac{1}{\frac{D_{c_2}}{D_{c_2}} + \frac{D_{c_1}}{D_{c_3}} + \ldots + \frac{D_{c_1}}{D_{cN_з}}}.$$

. . . . . .

$$V'_{N_з-1} = \frac{1}{\frac{D_{cN_з-1}}{D_{c1}} + \frac{D_{cN_з-1}}{D_{c2}} + \ldots + \frac{D_{cN_з-1}}{D_{cN_з-2}} + 1 + \frac{D_{cN_з-1}}{D_{cN_з}}};$$

$$V'_{N_з} = \frac{1}{\frac{D_{cN_з}}{D_{c1}} + \frac{D_{cN_з}}{D_{c2}} + \ldots + \frac{D_{cN_з}}{D_{cN_з-1}} + 1}. \tag{6.7}$$

При заданном числе действующих забоев (выбираемого предварительно, как правило, из условия обеспечения производительности ДСЗ или перерабатывающего комплекса по объему поставляемого сырья) определяется диапазон отклонения показателя качества. Если его величина меньше допустимого, то однородность поставляемого сырья обеспечивается. В противном случае должно быть изменено число действующих забоев или введены в работу забои с более высокими качественными характеристиками.

Дисперсия показателя качества в сырье, поставляемом на ДСЗ, при данном способе усреднения определяется выражением

$$D = AD_{вн.бл}/(l_{бл}N_з) + D_{меж.бл}A/(l_{бл}3N_з), \tag{6.8}$$

где A - длина части выемочного блока, м, планируемая к выемке на определенный период времени (например, сутки или неделю), с заданным часовым или сменным объемом отгрузки сырья (т.е. с заданной нагрузкой на забой); $l_{бл}$ - длина блока, м.

Рассматриваемый способ может быть применен только при проведении эксплуатационной разведки с большой плотностью

сети разведочных выработок или при промышленном опробовании полезного ископаемого по фронту работ уступа. При этом расстояние между точками замеров содержания не должно превышать размеров части блока длиной *А*.

Усреднение показателя качества с догрузкой транспортных средств в различных забоях (см. рис. 6.6, *II.5*). Этот способ по условиям применения и регулированию изменчивости показателя качества в сырье аналогичен предыдущему.

Усреднение показателя качества комбинацией способов II.2-II.5 с промежуточным складированием сырья на рабочих площадках уступов (см. рис. 6.6, *II.6*). Целесообразно преимущественное использование комплексов с одноковшовыми экскаваторами, в особенности гидравлическими, или совместное их использование с одноковшовыми погрузчиками.

Усреднение показателя качества путем организации усреднительного склада (см. рис. 6.6, *II.7*). Наиболее целесообразно использование комплексов с комбинированным автомобильно-конвейерным транспортом. Дисперсия содержания гравия и валунов, полученная в результате процесса усреднения качества сырья, служит исходным показателем для выбора диапазона отклонений содержания при расчете параметров технологических схем переработки сырья. Процесс усреднения позволяет сократить коэффициент резервирования перерабатывающего оборудования с 2-1,5 до 1,25-1,1.

Повышение показателя качества (содержания полезного компонента) путем удаления прослоев пустых и некондиционных пород (см. рис. 6.6, *III.1*). При полной селективной выемке удаляются все прослои пустых и некондиционных пород.

При разработке гравийно-песчаных пород повышение содержания (%) гравия и валунов при полной селективной выемке прослоев:

безгравийных песков $\bar{C}' = \bar{C}/(1-д)$; (6.9)

некондиционных пород $\bar{C}' = (\bar{C}-C_0д)/(1-д)$, (6.10)

где $\bar{C}'$ - среднее содержание гравия и валунов после полной селективной выемки прослоев пустых или некондиционных пород, %; $\bar{C}$ - первоначальное среднее содержание гравия и валунов в полезной толще, %; $д$ - доля прослоев пустых или некондиционных пород по мощности полезной толщи, доли единицы; C_0 - содержание гравия и валунов в прослоях некондиционных пород, %.

Повышение показателя качества

(содержания полезного компонента) при частичной селективной выемке прослоев пустых и некондиционных пород (см. рис. 6.6, *III.2*). Удаляются те прослои пустых и некондиционных пород, мощность и условия залегания которых позволяют осуществлять эффективную селективную выемку при применяемом типе экскавационного оборудования.

При разработке гравийно-песчаных пород повышение содержания (%) гравия и валунов при частичной селективной выемке:

безгравийных песков $\bar{C}'' = \bar{C}/(1-\partial y)$; (6.11)

некондиционных пород $\bar{C}'' = (\bar{C}-C_0\partial y)/(1-\partial y)$, (6.12)

где $\bar{C}''$ - среднее содержание гравия и валунов после частичной селективной выемки прослоев пустых и некондиционных пород, %; y - доля удаляемых прослоев пустых и некондиционных пород, доли единицы.

При использовании гидравлических экскаваторов с оборудованием "обратная лопата" и выемкой нижним черпанием возможна селективная отработка прослоев с минимальной мощностью до 0,2-0,3 м.

В отдельных случаях возможно применение селективной выемки в комбинации с экскаваторной сортировкой. При этом повышение содержания гравия и валунов достигается за счет специального метода отработки уступа, обеспечивающего сегрегацию пород по крупности. Этот способ был применен на карьере Дровнинского карьероуправления. Его применение позволило повысить содержание гравия и валунов с 50-55 до 70-75%. Повышение содержания гравия и валунов (%) при данном способе определяется по формуле, аналогичной выражению (6.10):

$$\bar{C}' = (\bar{C}-\bar{C}_0\partial')/(1-\partial'), \quad (6.13)$$

где $\bar{C}'$ - среднее содержание гравия и валунов после селективной выемки и экскаваторной сортировки, %; $\bar{C}_0'$ - содержание гравия и валунов в породах, направляемых в отвал, %; ∂' - доля объема пород, направляемых в отвал, доли единицы.

Использование специальных карьерных установок для выделения пустых и некондиционных пород (см. рис. 6.6, *III.3*).

Повышение содержания гравия и валунов (%) при использовании специальных установок для выделения песка определяется по выражению

$$\bar{C}' = \frac{100\bar{C}(1-\gamma)}{100(1-\alpha)+\bar{C}(\alpha-\gamma)} - \gamma, \quad (6.14)$$

где α - доля удаляемого песка, доли единицы; γ - извлечение гравия (потери) в мелкий продукт, % (от содержания гравия).

Возможно также повышение содержания гравия и валунов при комбинации способов III.1 и III.2 со способом III.3. В этом случае селективной выемке подлежат прослои глинистых пород, что существенно облегчает применение установок для выделения песка.

Регулирование (ограничение) крупности поставляемых на дробильно-сортировочные установки и заводы фракций сырья. Одна группа способов этого класса предназначена для отделения крупных, негабаритных кусков для подготовки сырья к переработке или транспортированию, другая - для дробления крупных кусков породы в забое с целью создания условий для эффективного использования конвейерного транспорта.

При подготовке сырья к переработке удаляются куски породы, негабаритные для используемых дробилок первичного дробления, при подготовке к транспортированию - негабаритные при применении ленточных конвейеров. Этот класс технологических комплексов подразделяется на шесть групп.

Сортировка полезного ископаемого выемочно-погрузочным оборудованием, экскаваторная сортировка (см. рис. 6.6, II.1). Воздействие на качественный состав сырья может быть охарактеризовано изменением средней крупности фракций (мм) взорванных пород (при разработке скальных пород) или фракций валунов (при разработке гравийно-песчаных пород):

$$Q_{ср} = (Q_{ср} - \beta_{ср}\varkappa)/(1-\varkappa), \qquad (6.15)$$

где $Q_{ср}$ - средний размер фракций после выделения негабаритных кусков породы, мм; $Q_{ср}$ - средний размер фракций (средний фракционный состав) до выделения негабаритных включений, мм; $\beta_{ср}$ - средний размер отделяемых негабаритных включений, мм, $\varkappa$ - содержание отделяемой фракции негабаритных включений, доли единицы.

Эффективность способа резко снижается с увеличением объема негабаритных включений, в особенности при использовании экскаваторов с ковшами вместимостью 2,5 м^3 и выше.

Сортировка полезного ископаемого на грохотах карьерных установок (см. рис. 6.6, II.2). В основном способ используется для отделения валунов, негабаритных для транспортирования ленточными конвейерами. Параметры колосниковых грохотов и решеток, которые служат для отделения негабаритных фракций, обусловливают ширину лент применяемых конвейеров. Способ может быть охарактеризован эффективностью разделения фракций валунов на грохотах сортировочных установок, т.е. выходом подрешетного продукта.

Изучение работы неподвижных наклонных колосниковых грохотов на дробильно-сортировочных заводах при переработке гравийно-песчаных пород показал: каменный материал крупностью менее 0,75 ширины щели между колосниками почти полностью уходит в подрешетный продукт.

Максимальный размер валуна в подрешетном продукте в 1,5 раза превышает ширину щели между колосниками.

Извлечение фракции, равной 0,75-1,5 ширины щели между колосниками, в подрешетный продукт зависит от конструктивного исполнения колосникового грохота (угла наклона и расположения колосников) и формы кусков породы.

В общем виде эмпирическая формула для определения выхода подрешетного продукта при сортировке гравийно-песчаных пород с использованием неподвижного колосникового грохота имеет вид

$$\gamma = \beta_{0,75d_{ср}} + K_{(0,75\div1,5)d_{ср}}\,\beta_{(0,75\div1,5)d_{ср}}, \qquad (6.16)$$

где $d_{ср}$ - средний размер ширины щели между колосниками грохота, мм; $\beta_{0,75d_{ср}}$ - содержание в исходном сырье фракции крупностью $0,75d_{ср}$; $\beta_{(0,75\div1,5)d_{ср}}$ - содержание в исходном сырье фракции крупностью от $0,75d_{ср}$ до $1,5d_{ср}$; $K_{(0,75\div1,5)d_{ср}}$ - коэффициент извлечения фракций крупностью от $0,75d_{ср}$ до $1,5d_{ср}$ в подрешетный продукт.

Для наклонного колосникового грохота этот коэффициент может быть принят равным 0,8.

Возможна комбинация способов IV.1 и IV.2, основное назначение ее - подготовка пород к транспортированию ленточными конвейерами.

При этом наиболее крупные валуны отделяются, учитывая их ограниченное количество, с помощью экскаваторной сортировки. Основная масса негабаритных для транспортирования валунов отделяется на грохотах и колосниковых решетках карьерных бункеров-питателей.

Дробление крупнокускового материала в забое с использованием самоходных и передвижных дробильных установок (см. рис. 6.6, IV.3). Дробление осуществляется с целью подготовки пород к транспортированию ленточными конвейерами.

Используются комплексы, включающие забойный конвейерный транспорт.

Для повышения экономичности использования конвейерного транспорта целесообразна отработка полезной толщи высокими уступами.

Дробление крупных кусков пород вне забоя с использованием передвижных и полустационарных уста-

новок (см. рис. 6.6, IV.4). Как и в предыдущем случае, дробление осуществляется для подготовки сырья к транспортированию ленточными конвейерами. Используется комбинированный автомобильно-конвейерный транспорт.

Дробление крупных кусков породы на рабочей площадке с использованием специальных средств и механизмов (см. рис. 6.6, IV.5). Способ может использоваться в комбинации со способами IV.1 и IV.2. Способ позволяет производить подготовку сырья как к переработке, так и к транспортированию ленточными конвейерами.

Для дробления негабаритных кусков породы непосредственно на рабочих площадках уступов перспективно использование гидрогрохотов. Выделение негабарита может осуществляться как с помощью экскаваторной сортировки, так и на колосниковых решетках самоходных и передвижных бункеров-питателей.

Все три вышеперечисленные способы управления качеством сырья в карьере могут быть охарактеризованы степенью дробления негабаритных кусков пород максимального размера:

$$S' = d_{max}^{нег}/d_{max}, \qquad (6.17)$$

где $d_{max}^{нег}$ - размер максимального негабаритного куска породы; d_{max} - максимальный размер куска породы после дробления.

К минеральному сырью для производства цементов предъявляются весьма высокие требования по однородности химического состава как к карбонатным, так и глинистым составляющим клинкера. Усреднение сырья с целью обеспечения требуемого качества может производиться внутри забоя, между забоями (блоками, горизонтами), в транспортном потоке и на усреднительных складах.

Внутризабойное усреднение наиболее эффективно при слоистом строении забоя из разнородных по качеству пород. В этом случае при черпании в ковш экскаватора поступает порода из нескольких слоев, что приводит к выравниванию качества загруженного сырья.

При недостаточной эффективности внутризабойного усреднения прибегают к усреднению межзабойному, межблоковому и межуступному, когда однородности сырья добиваются изменением нагрузки на забои с различным качеством, блоки и уступы. Схема реализации этих способов близка к приведенной на рис. 4.19, а порядок расчета количественного соотношения добываемых сортов для получения требуемого содержания полезного (вредного) компонента в получаемом сырье следующий:

находится разница между заданным содержанием полезного (вредного) компонента и содержанием его в добываемых сортах полезного ископаемого:

$$\Delta P_{max} = P_{max} - P \qquad (6.18)$$

и

$$\Delta P_{min} = P - P_{min}, \qquad (6.19)$$

где P - заданное содержание полезного (вредного) компонента, %; P_{max}, P_{min} - содержание полезного (вредного) компонента в добываемых сортах соответственно больше и меньше заданного, %; ΔP_{max} - разница в содержании полезного (вредного) компонента между добываемым полезным ископаемым и требуемым, %; ΔP_{min} - разница в содержании полезного (вредного) компонента между требуемым полезным ископаемым и добываемым, %;

находится количественное соотношение добываемых сортов:

$$\frac{Q_н}{Q_в} = \Delta P_{max}/\Delta P_{min}, \qquad (6.20)$$

где $Q_н$, $Q_в$ - доля полезного ископаемого с содержанием полезного (вредного) компонента соответственно ниже и выше заданного;

проверяется содержание полезного (вредного) компонента в получаемом сырье.

ПРИМЕР 1. Месторождение мергеля "Гора Груздовик" Катав-Ивановского цементного завода весьма неоднородно по химическому составу и сложено четырьмя продуктивными пластами, в которых содержание CaO меняется по мощности и площади. Завод потребляет мергель, содержащий 42% CaO. При этом смешиваются низкокарбонатные (низкотитрованные, CaO < 42%) и высококарбонатные (высокотитрованные, CaO > 42%) мергели, добываемые с двух горизонтов одновременно.

На гор. 425 м извлекается мергель с содержанием P_{min} = = 35,6% CaO, на гор. 455 м - содержанием P_{max} = 43,8% CaO. Каково должно быть количественное соотношение добываемых сортов?

Определяем разницу содержания CaO в добываемых сортах и в заданном сырье:

$$\Delta P_{max} = 43,8 - 42 = 1,8; \quad \Delta P_{min} = 42 - 35,6 = 6,4.$$

Соотношение сортов известняка в формировании цементного сырья

$$Q_н:Q_в = \Delta P_{max}:\Delta P_{min} = 1,8:6,4 \approx 3:11.$$

На три части (или три автосамосвала) низкотитрованного мергеля необходимо добывать одиннадцать частей (одиннадцать автосамосвалов) высокотитрованного. В соответствии с этим долевым участием необходимо планировать объемы работ по добыче на рассматриваемых уступах.

ПРИМЕР 2. На Слюдянском месторождении мраморизованного известняка содержание MgO в первом слое в среднем 0,6%, во втором - 4,5%. Допустимый же предел содержания MgO в цементном известняке установлен 3,2%. Определить необходимое количественное соотношение низкомагнезиального и высокомагнезиального известняка в сырье, поставляемом из карьера.

Определяем разницу в содержании MgO:

$$\Delta P_{max} = 4,5 - 3,2 = 1,3\%; \quad \Delta P_{min} = 3,2 - 0,6 = 2,6\%.$$

Необходимое соотношение сортов известняка

$$Q_н : Q_в = 1{,}3 : 2{,}6 = 1 : 2.$$

На две части (или два автосамосвала) высокомагнезиального известняка необходимо добывать одну часть (или один автосамосвал) низкомагнезиального, чтобы получить сырье заданного состава.

При календарном планировании именно в таком соотношении следует намечать к отработке объемы в вышеуказанных слоях мраморизованного известняка.

Усреднение в транспортном потоке продолжает межзабойное, межблоковое или межуступное усреднение за счет увеличения объема опробования. Опробуется полезное ископаемое в каждом транспортном сосуде, т.е. более мелкими порциями, что позволяет достигать более высоких результатов усреднения.

Внутрикарьерные усреднительные склады, представляющие собой сооружения открытого типа, размещаются в выработанном пространстве или на борту карьера и служат для дальнейшего усреднения полезного ископаемого, поступающего из забоев. Сырье, доставленное железнодорожным транспортом, разгружается в приямок, расположенный вдоль насыпи. Затем с помощью экскаватора его укладывают в штабель. Вместимость склада определяется длиной фронта разгрузки составов, поэтому для ее увеличения штабеля располагают по обе стороны железнодорожного пути. Склады такого типа называются экскаваторными.

При применении на карьерах в качестве технологического транспорта автосамосвалов усреднительные склады могут быть автомобильными либо бульдозерными. На автомобильном складе автосамосвалы разгружаются с кровли штабеля под откос вдоль фронта разгрузки. При этом образуются наклонные слои разносортных пород. Существенный недостаток такого способа формирования штабеля заключается в том, что при падении породы происходит сортировка пород по крупности: более крупные концентрируются в нижней части штабеля. В ряде случаев это препятствует процессу усреднения из-за неравномерности распределения полезных компонентов в мелких и крупных фракциях.

На бульдозерном складе порода из автосамосвалов разгружается на площади штабеля и затем планируется бульдозерами. В результате образуется штабель с горизонтально расположенными слоями пород.

Из штабеля усреднительного склада сырье чаще всего отгружается экскаваторами либо через бункер на конвейерный транспорт, либо непосредственно в транспортные сосуды.

Эффективность усреднения во всех случаях оценивается коэффициентом усреднения:

$$K_у = \sigma_0/\sigma_у, \qquad (6.21)$$

где σ_0 и σ_y - средние квадратические отклонения показателей качества сырья соответственно до и после усреднения.

6.4. МЕТОДИКА ПОСТРОЕНИЯ КАЛЕНДАРНОГО ПЛАНА ГОРНЫХ РАБОТ

Итак, когда построен график развития производительности и выбран способ реализации усреднения извлекаемых объемов и содержания полезных компонентов, приступают к построению календарного плана на погоризонтных (слоевых) планах, т.е. к распределению годовых объемов по рабочим горизонтам. Рассмотрим методику построения (нарезки) годовых объемов на погоризонтных планах в условиях крутого месторождения.

В соответствии с принятой схемой вскрытия, принятым направлением развития горных работ и параметрами системы разработки на верхнем горизонте наносят положения вскрывающей и подготовительной выработок (для упрощения работ и сокращения затрат времени положения работ отстраивают одной линией - нижней бровкой уступов).

Подсчитывают извлекаемые объемы горной массы, подразделяя их на полезное ископаемое и вскрышу, а также выделяя объемы по проходке вскрывающих и подготовительных выработок. Полученные результаты заносят в таблицу, аналогичную табл. 6.2.

Если на карьере осуществляется селективная выемка полезного ископаемого (по сортам), то в таблице оно также разделяется по сортам.

Затем строят положение вскрывающей и подготовительной выработок на втором горизонте от поверхности, накладывают на

Таблица 6.2

Расчетные объемы полезного ископаемого и пород по годам разработки, м³ (т)

Горизонт	1-й год					2-й год				
	Полезное ископаемое	Порода	Вскрывающие и подготовительные выработки		Горная масса	Полезное ископаемое	Порода	Вскрывающие и подготовительные выработки		Горная масса
			полезное ископаемое	порода				полезное ископаемое	порода	
100										
85										

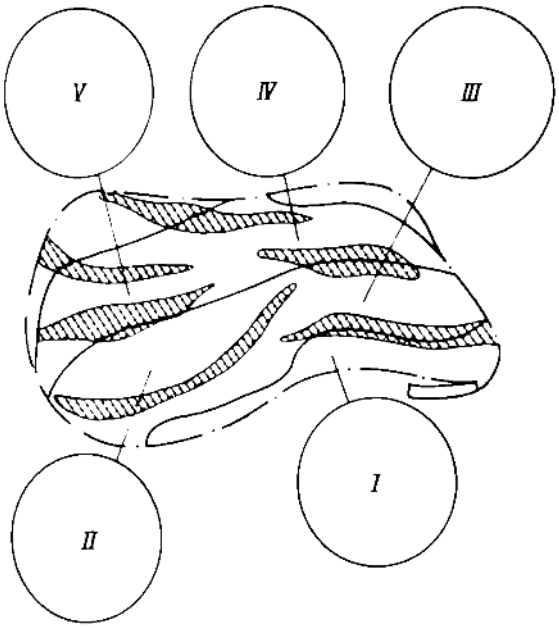


Рис. 6.7. План горизонта 520 (штрихпунктирная линия - граница карьера на конец отработки; сплошная - годовые нарезки): *I* - 2-й год разработки, экскаватор № 4, полезное ископаемое - 15 тыс. м^3, порода - 103 тыс. м^3; *II* - 3-й год разработки, экскаватор № 3, полезное ископаемое - 100 тыс. м^3, порода - 291 тыс. м^3; *III* - 3-й год разработки, экскаватор № 4, полезное ископаемое - 85 тыс. м^3, порода - 304 тыс. м^3; *IV* - 4-й год разработки, экскаватор № 4, полезное ископаемое - 97 тыс. м^3, порода - 303 тыс. м^3; *V* - 4-й год разработки, экскаватор № 3, полезное ископаемое - 109 тыс. м^3, порода - 278 тыс. м^3

него верхний погоризонтный план и строят на нем положение работ, обеспечивающее подготовку нижнего горизонта. Подсчитывают объемы. Так поступают до тех пор, пока не будет нарезан объем первого года работы карьера. На конец года составляется план, который характеризует взаимное положение рабочих горизонтов в карьере на данное время. Аналогично нарезаются объемы и строятся сводные планы горных работ для каждого года планируемого периода. На рис. 6.7 приведен характерный погоризонтный план с годовыми нарезками, а на рис. 6.8 - сводный (совмещенный) план.

На основании сводных планов подсчитываются готовые к выемке запасы и сравниваются с установленными для данных условий нормативами.

Иногда не удается полностью соблюсти принятое развитие производительности по объемам полезного ископаемого, вскрыши или по качеству. Поэтому в процессе составления календарного плана могут измениться решения по возможной производительности карьера по добыче и горной массе. Тогда в результате окончательного уточнения корректируется график развития производительности.

Параллельно с нарезкой годовых объемов работ на погоризонтных планах строят график работы экскаваторов, выполняющих эти объемы. Для этого устанавливается (принимается по нормам или рассчитывается) годовая и месячная производительность экскаваторов для всех видов работ: на добыче, на

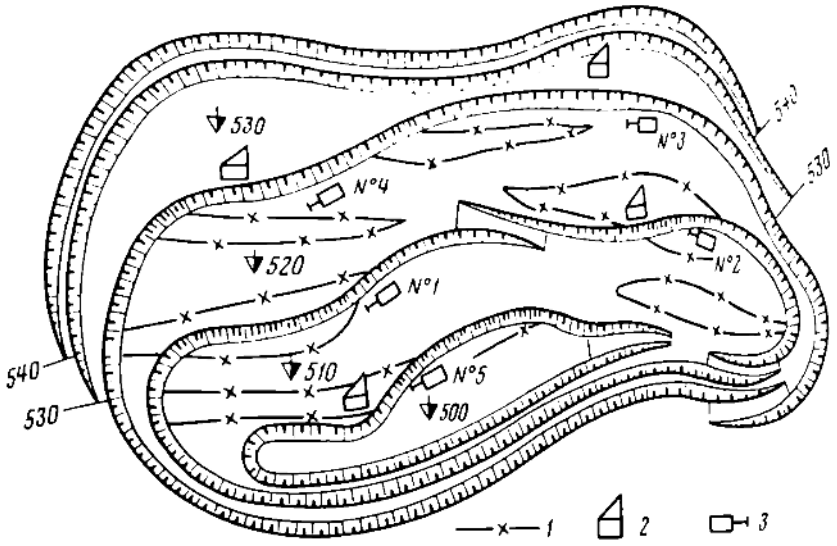


Рис. 6.8 Сводный (совмещенный) план горных работ на конец четвертого года разработки:
1 - контуры рудных тел; *2* - буровой станок; *3* - экскаватор

вскрытии, на проходке въездных и разрезных траншей и т.д. При этом следует учитывать следующие положения:

на вновь строящемся карьере производительность экскаваторов на всех видах работ в первый год следует снижать на 20%, а во второй год на 10% по причине недостаточной квалификации машинистов;

производительность добычных экскаваторов следует снижать на 10-20% по сравнению с породными по причине более сложных условий работы (шихтовка или селекция полезного ископаемого в забое, более жесткие требования к выдерживанию габаритов кусков полезного ископаемого и т.д.);

при проходке траншей с лобовой (тупиковой) погрузкой в транспортные средства производительность механических лопат снижать при автомобильном транспорте на 15%, при железнодорожном - на 30%;

при отработке глинистых пород производительность мехлопат и драглайнов снижать на 15%.

Годовые объемы работ на горизонтах относят к соответствующей производительности экскаватора (как правило, месячной) и таким образом определяют необходимое число экскаваторов и время их работы на горизонтах. Соответствующим образом это отражается на графике работы экскаваторов (рис. 6.9). Первый слой "540-поверхность" отрабатывается с гор. 540 м. Для вскрытия и подготовки этого горизонта вводят в работу экскаватор № 1. На графике эта работа показывается полосой и объемом работ на ней. Длина полосы соответствует части времени года, затраченной на выполнение этой работы в

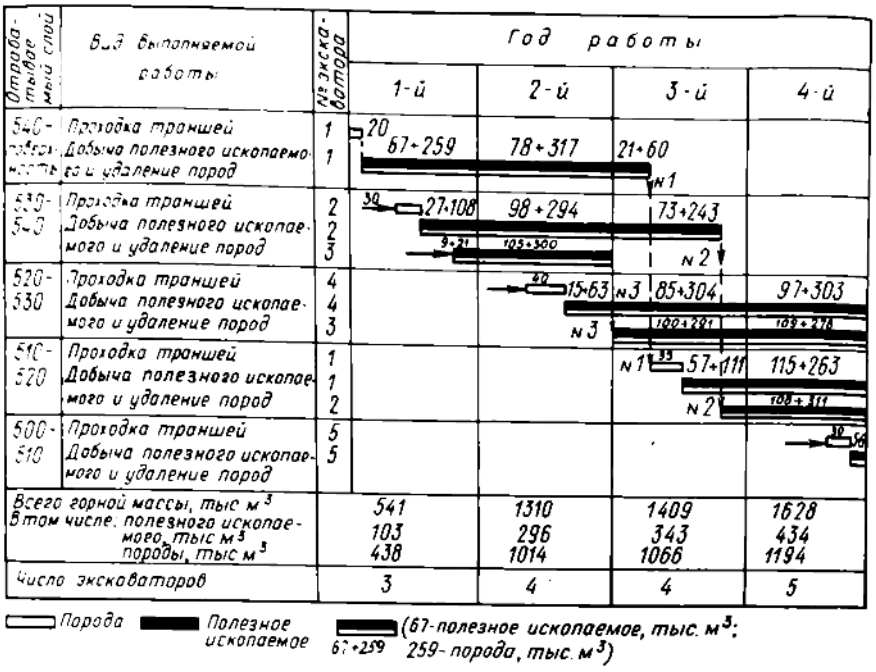


Рис. 6.9. График работы экскаваторов

масштабе, принятом для данного графика. После проходки траншей экскаватор № 1 приступает к добыче и удалению пустых пород. Как правило, на карьерах, отличающихся сложной формой залежи, каждому экскаватору приходится выполнять добычные и вскрышные работы, поэтому на графике их работа отражается двойной полосой (например, черно-белой) и над ней приводится сумма, в которой первое слагаемое - объем добычи, второе - объем породы.

После выполнения на гор. 540 м необходимого объема работ вводят экскаватор № 2 для вскрытия и подготовки гор. 530 м. В дальнейшем экскаватор № 2 работает на добыче и удалении пустых пород. Однако годовые объемы работы на гор. 530 м превосходят возможности экскаватора № 2 и поэтому в конце года на этот горизонт вводят экскаватор № 3. Точное время ввода определяется расчетом. Таким образом, на конец первого года в карьере работают три экскаватора.

Подобным же образом строят графики ввода и работы экскаваторов на второй и все последующие годы планируемого периода. При построении графика работы экскаваторов необходимо стремиться к минимальному числу переходов экскаваторов с одного горизонта на другой, так как при этом снижается их производительность и ухудшается техническое состояние.

Построенный график работы экскаваторов свидетельствует о реальности выполнения годовых объемов горных работ и служит

основой для рационального распределения экскаваторов в процессе эксплуатации. С графика работы экскаваторов на годовые нарезки погоризонтных планов наносятся номера экскаваторов и объемы, выполняемые ими по добыче и вскрыше (см. рис. 6.7). На сводных планах на конец каждого года фиксируется положение экскаваторов в соответствии с графиком их работы, буровых станков и транспортных коммуникаций (см. рис. 6.8).

В результате составления календарного плана представляются следующие документы:

график развития производительности по полезному ископаемому и горной массе (см. рис. 5.8);

погоризонтные планы с годовыми нарезками (см. рис. 6.7);

таблицы годовых объемов полезного ископаемого и пород по горизонтам (см. табл. 6.2);

сводные (совмещенные) планы горных работ на конец каждого календарного года с указанием местоположения погрузочного и бурового оборудования (см. рис. 6.8);

график работы экскаваторов (см. рис. 6.9).

Контрольные вопросы

1. Что такое календарный план горных работ?
2. Назовите необходимые исходные данные для построения календарного плана горных работ.
3. Какие требования следует учитывать при составлении календарного плана?
4. Назовите способы усреднения извлекаемых объемов вскрышных пород при эксплуатации карьеров.
5. Назовите способы усреднения качества при разработке гравийно-песчаных месторождений.
6. Назовите способы усреднения качества при добыче цементного сырья.
7. Какие документы являются результатом выполнения календарного плана горных работ?

При проектировании карьеров нерудных строительных материалов основное внимание уделяется контролю подсчета запасов полезного ископаемого и отнесение их к определенной категории по разведанности. Согласно инструкциям Государственной комиссии по запасам (ГКЗ) балансовые запасы (использование которых экономически целесообразно на современном уровне техники и технологии добычи и переработки и которые удовлетворяют кондициям, установленным для подсчета запасов нерудных строительных материалов в недрах) месторождений строительных горных пород (гравия, песка, карбонатных, магматических и метаморфических пород) подразделяются на категории А, В, C_1.

К категории А относятся запасы, для которых установлены условия залегания, прослои других пород, карстовые пустоты (в каменных породах), выделены однородные слои и пачки их. Качество пород оценено по каждому блоку согласно стандартам или заданным кондициям, выделены сорта, оконтуренные по площади и в глубину. Технологические свойства полезного ископаемого и его выход из горной массы детально изучены с целью использования в определенных видах строительных материалов (бетон, основания, дорожная одежда и др.). Установлено содержание примесей (содержание валунов в гравии, гравия в песке, слабых разностей полезного ископаемого, прослоев мергеля в известняке и др.). Детально выявлены гидрогеологические условия залегания полезного ископаемого и рассчитан ожидаемый приток воды в карьер. Определены условия залегания, мощность, физико-механические и другие свойства вскрышных пород. Запасы категории А подсчитываются только внутри контура, проведенного по крайним разведочным выработкам (скважины, шурфы). Расстояние между скважинами, шурфами и другими разведочными выработками находится в пределах 25-200 м в зависимости от вида полезного ископаемого и строения его залежи.

К категории В относятся запасы, для которых определены основные особенности залегания, наличие включений и пустот, примерное распределение крупности зерен (для гравия и песка), наличие и число прослоев слабых пород (для каменных пород и петрографически однородных слоев). По образцам, отобранным из выработок, достаточно полно изучено качество пород. Выход кондиционного материала установлен приближенно. Выяснены водоносные горизонты, их положение и дебит. Определены объем и характеристика вскрышных пород. Расстояние между разведочными выработками 50-300 м. Запасы могут быть подсчитаны как внутри контура, проведенного по крайним выра-

Таблица 7.1

Соотношение запасов в месторождениях

Месторождение	Регламентированное количество запасов по категориям разведанности, %		
	A+B	В том числе А (не менее)	C_1
Простого строения с выдержанной мощностью залежей и равномерным распределением полезных компонентов	30	10	70
Сложного строения	20		80
Очень сложного строения	-		100

боткам, так и в зоне экстраполяции до половины расстояния разведочной сетки от категории А.

К категории С относятся запасы, для которых условия залегания и качество выяснены приближенно или по аналогии с детально разведанными прилегающими участками месторождения. Запасы подсчитываются, главным образом, по экстраполяции. Расстояние между разведочными выработками 100-400 м.

Согласно нормам технологического проектирования разработка месторождений открытым способом допускается только при определенном соотношении на них запасов по категориям разведанности, приведенном в табл. 7.1.

Месторождения полезных ископаемых могут отрабатываться либо только подземным способом, либо комбинированным, когда часть запасов отрабатывается открытым способом, другая часть - подземным, либо только открытым способом.

Определение границ открытых работ при комбинированном или только открытом способе разработки (основном для строительных материалов) заключается в решении ряда задач:

установление граничного коэффициента вскрыши;

нахождение углов откосов бортов карьера в конечном положении (на конец отработки);

выбор принципа оконтуривания и определения границ открытых работ на поперечных профилях;

построение плана карьера на конец отработки.

7.1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНОГО КОЭФФИЦИЕНТА ВСКРЫШИ

Как известно, большое влияние на себестоимость полезного ископаемого при открытом способе разработки оказывает объем вскрышных работ, отношение которого к количеству добываемого полезного ископаемого называется коэффициентом вскрыши.

Поэтому основным критерием эффективности открытых работ в

процессе проектирования, по общему мнению, считается граничный коэффициент вскрыши, определяемый из экономических предпосылок. Это максимально допустимый коэффициент вскрыши, при котором в данных условиях открытая разработка месторождения экономически целесообразна.

В тех случаях, когда решается вопрос об отработке месторождения открытым или подземным способом, или определяется граница перехода с открытого способа на подземный, граничный коэффициент, как правило, устанавливается на основе сравнения открытого и подземного способов разработки месторождения. При этом принимается условие, чтобы себестоимость полезного ископаемого, добытого открытым способом $c_р$, не превышала себестоимости этого же полезного ископаемого, добытого подземным способом $c_п$, т.е.

$$c_р \leqslant c_п.$$

Если

$$c_р = a + nb,$$

то

$$n \leqslant (c_п - a)/b.$$

Максимальное значение этого коэффициента вскрыши ($м^3/м^3$) и будет граничным:

$$n_г = (c_д - a)/b, \qquad (7.1)$$

где a - себестоимость добычи открытым способом 1 $м^3$ полезного ископаемого без погашения вскрыши; b - себестоимость выемки 1 $м^3$ пустых пород при открытом способе разработки.

Для установления величины граничного коэффициента вскрыши при наличии попутного полезного ископаемого целесообразно пользоваться формулой, предложенной В.В. Ржевским:

$$n_г = \frac{c_п - a}{b} + q(n_d + 1). \qquad (7.2)$$

где q - доля добычи попутного полезного ископаемого по отношению к объему добычи основного полезного ископаемого; n_d - допускаемое количество пород на 1 $м^3$ попутного полезного ископаемого (устанавливают, исходя из рентабельности добычи попутного полезного ископаемого в каждом конкретном случае).

В практике проектирования встречаются случаи, когда разработка месторождения возможна только открытым способом (практически все месторождения строительных горных пород крутого наклонного падения и горизонтальные. Тогда при определении граничного коэффициента вскрыши в выражении (7.1) заменяют себестоимость $c_п$ на допустимую себестоимость $c_д$, под которой понимают максимально возможное значение себе-

стоимости полезного ископаемого, обеспечивающее работу карьера с нормальной экономической эффективностью:

$$n_г = (c_д - a)/b. \qquad (7.3)$$

Допустимая себестоимость определяется на основе оптовых цен на полезное ископаемое или продукты его переработки с учетом нормативной прибыли.

Если производственный цикл состоит из добычи полезного ископаемого и обогащения (что характерно для горно-обогатительных комбинатов, дробильно-сортировочных заводов), то

$$c_д = \gamma_к \; c_{дк} - c_ф, \qquad (7.4)$$

где $c_{дк}$ - допустимая себестоимость концентрата, щебня и т.д., руб/т; $\gamma_к$ - выход концентрата, щебня и т.д. из 1 т добытого полезного ископаемого; $c_ф$ - себестоимость переработки 1 т полезного ископаемого на обогатительной фабрике, дробильно-сортировочном заводе, руб/т.

Все стоимостные показатели в вышеуказанных выражениях принимаются в соответствии с достигнутыми на действующих передовых предприятиях, имеющих аналогичные проектируемому горно-технические условия разработки и масштаб горных работ, либо принимаются по проектам аналогичных новых предприятий.

При различии между проектируемым предприятием и аналогом в производительности для сопоставимости стоимостных показателей производится их пересчет, учитывающий снижение себестоимости в зависимости от увеличения масштаба производства и наоборот.

7.2 УСТАНОВЛЕНИЕ УГЛОВ ОТКОСОВ БОРТОВ КАРЬЕРА В КОНЕЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ

Углы наклона бортов карьера необходимо устанавливать на основании анализа геологических, горнотехнических и физико-географических условий месторождения, влияющих на устойчивость горных пород в откосах, и принятого способа вскрытия.

В самом простейшем случае при крепких слаботрещиноватых породах, слагающих борта карьера, или при породах средней крепости и высоте борта до 150 м угол откоса борта в конечном положении можно найти из выражения

$$\beta_0 < \beta = \operatorname{arctg} \frac{\Sigma h_i}{\Sigma a_i + \Sigma h_i \operatorname{ctg} \psi_i}, \qquad (7.5)$$

где β_0 - угол откоса борта по условиям устойчивости пород, градус; h_i - высота уступа, м; a_i - ширина бермы, м; ψ_i - угол откоса уступа в предельном положении, градус.

Ориентировочные значения углов наклона бортов карьеров приведены в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Углы откосов бортов в конечном положении

Группа пород	Характеристика пород, слагающих борт	Геологические условия	Ориентировочный угол откоса бортов карьера, градус
I	Крепкие (предел прочности пород на сжатие в образце $\sigma_{сж}$>80 МПа)	Крепкие, слаботрещиноватые породы, при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	55
		Крепкие, слаботрещиноватые породы при наличии крутых (>60°) или пологих (<15°) поверхностей ослабления	40-45
		Крепкие, слаботрещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 25-55°	40-45
		Крепкие, слаботрещиноватые и трещиноватые породы при падении поверхностей ослабления в сторону карьера под углом 20-30°	20-30
		Породы, относительно устойчивые в откосах при отсутствии неблагоприятно ориентированных поверхностей ослабления	40-45
II	Средней прочности ($\sigma_{сж}$=8÷÷80 МПа)	Породы, относительно устойчивые в откосах при наличии поверхностей ослабления с падением в сторону карьера под углом 35-55°	30-40
		Породы, интенсивно выветривающиеся в откосах	30-35
		Все породы группы при наличии поверхностей ослабления с падением в сторону карьера под углом 20-30°	20-30
III	Слабые или не связные ($\sigma_{сж}$<8 МПа)	Пластичные глины. Древние поверхности скольжения, слабые контакты между слоями и другие поверхности ослабления отсутствуют	20-30
		Поверхности ослабления имеются в средней или нижней частях борта	15-20

Примечание. Большему значению угла откоса борта соответствует большее значение угла падения поверхности ослабления.

Для более сложных случаев на стадии технического проекта устойчивые углы откоса бортов карьера определяются по методике, разработанной специализированными организациями (ВНИМИ, ВИОГЕМ), при наличии всех данных о физико-механических свойствах пород, интенсивности и направлении трещиноватости пород, поверхностей ослабления и т.п.

Ширину и расположение предохранительных берм по вертикали

на отдельных уступах на конец отработки карьера следует устанавливать, исходя из принятого угла откоса борта карьера и углов откосов уступов с учетом правил безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Ширина предохранительной бермы должна быть не менее одной трети высоты между двумя соседними бермами и во всех случаях обеспечивать механизированную очистку. Расстояние между бермами по вертикали устанавливается с учетом прочности и строения пород и должно быть не более, чем тройная высота уступа.

7.3. УСТАНОВЛЕНИЕ ГРАНИЦ ОТКРЫТЫХ РАБОТ НА ПОПЕРЕЧНЫХ РАЗРЕЗАХ

Определив граничный коэффициент вскрыши и допустимый угол откоса борта карьера на конец отработки, приступают к нахождению границ карьера на геологических разрезах.

Геологические разрезы желательно иметь нормальными (перпендикулярными) к простиранию залежи (линия *1-1* на рис. 7.1). В случаях, когда разрезы даны под острым углом к простиранию (линия *1′-1′* на рис. 7.1), необходимо вводить понижающий коэффициент к величине максимального устойчивого угла наклона борта карьера. Для указанных разрезов угол наклона борта карьера

$$\beta = \operatorname{arctg}(\cos\gamma \operatorname{tg}\alpha), \tag{7.6}$$

где β - угол наклона борта карьера на косом разрезе, градус; α - максимальный устойчивый угол наклона борта карьера, градус; γ - плоский угол между нормальным и косым разрезами, градус.

Теперь необходимо выбрать принцип оконтуривания, т.е.

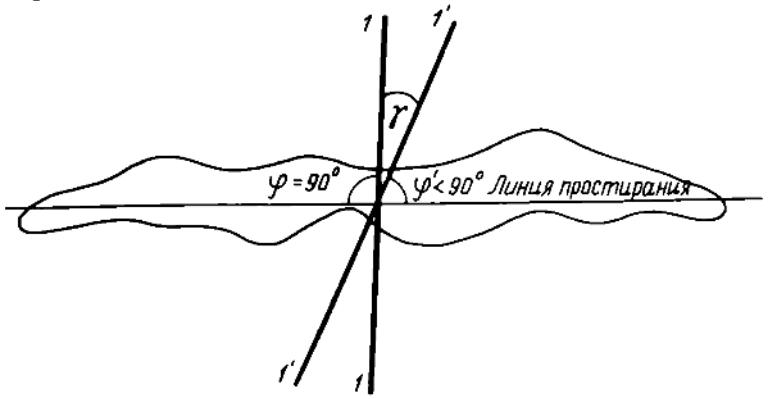


Рис. 7.1. Схема к установлению угла откоса конечного борта карьера при оконтуривании на косых разрезах

определить, к какому коэффициенту вскрыши приравнивать граничный коффициент при построении контуров открытых работ на разрезах. В настоящее время при проектировании используется несколько принципов: $n_г \geqslant n_к$ - приравнивание граничного коэффициента вскрыши контурному (М.И. Гоберман, А.И. Стешенко, Н.А. Кузнецов, П.И. Городецкий, Б.П. Боголюбов); $n_г \geqslant n_т$ - приравнивание граничного коэффициента вскрыши текущему (В.В. Ржевский); $n_г \geqslant n_{ср}$ - приравнивание граничного коэффициента вскрыши среднему (А.И. Стешенко, И.А. Кузнецов, А.В. Бричкин); $n_г \geqslant n_о+n$ - приравнивание граничного коэффициента вскрыши сумме первоначального коэффициента вскрыши $n_о$ и максимального усредненного по периодам работы карьера эксплуатационного коэффициента вскрыши n (А.И. Арсентьев). Здесь $n_о$ - первоначальный коэффициент вскрыши, равный отношению объема пород, вынимаемых за счет капитальных затрат, к общему объему извлекаемых запасов полезного ископаемого в контурах карьера, приведенный по стоимости к эксплуатационному коэффициенту вскрыши.

Во всех случаях глубина карьера устанавливается в основном графически по принципу приравнивания к граничному коэффициенту вскрыши отношений линейных участков бортов карьера, находящихся во вмещающих породах висячего и лежачего боков, к соответствующим участкам бортов, находящихся в залежи.

Правомерность подобного подхода продемонстрируем на примере. На рис. 7.2 представлен разрез по месторождению с конечными контурами карьера ABC. При бесконечно малом изменени границ карьера (контур $A'B'C'$) глубина карьера увеличится на величину ΔH. Прирост запасов на рассматриваемом борту составит ΔP, а пустых пород ΔV. Расстояние по нормали между старым (BC) и новым ($B'C'$) положениями бортов отражается величиной Δl. В этом случае контурный коэффициент вскрыши

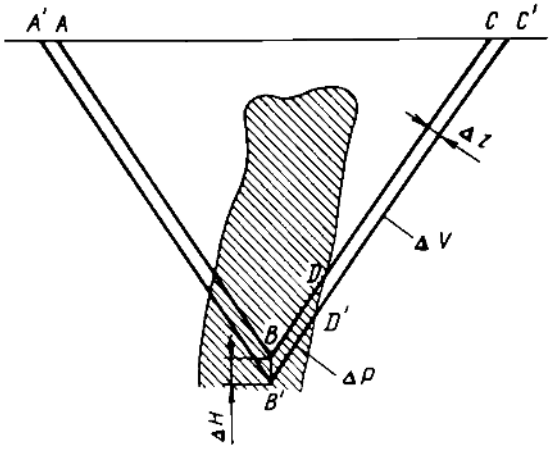


Рис. 7.2. Схема к установлению границ карьера на поперечных разрезах

$$n_к = \Delta V/\Delta P.$$

В свою очередь

$$\Delta V = \frac{1}{2}\,\Delta l(DC + D'C')$$

и

$$\Delta P = \frac{1}{2}\,\Delta l(BD + B'D').$$

Тогда

$$n_к = \frac{\Delta l\,(DC+D'C')}{\Delta l\,(BD+B'D')}\ .$$

Переходя к пределу, имеем

$$n_к = \lim_{\substack{\Delta l \to 0 \\ DC \to D'C' \\ BD \to B'D'}} \frac{\Delta l\,(DC+D'C')}{\Delta l\,(BD+B'D')} = \frac{DC}{BD}\ ,$$

что и требовалось доказать.

По принципу $n_г > n_к$ на каждом геологическом разрезе со стороны висячего и лежачего боков залежи проводят линии под углом к горизонту, равным принятому углу откоса борта карьера в конечном положении (рис. 7.3). Точка O пересечения линий должна находиться в пределах залежи. Перемещая эти линии по вертикали и горизонтам (при обязательном соблюдении принятых углов откосов бортов), находят такое их положение, при котором отношение длины отрезка $L_п$ каждой линии, идущей по вмещающим породам, к длине отрезка $L_р$, идущего по полезному ископаемому до пересечения с такой же линией противоположного наклона, будет равно по величине граничному коэффициенту вскрыши, т.е. $n_г = L_{пi}/L_{pi}$ и $n_г = L_{пd}/L_{pd}$. Такое положение наклонных линий будет ориентировочно соответствовать положению конечных бортов карьера при принятом $n_г$. Дно карьера на каждом разрезе определяется горизонтальной линией, проведенной в пределах залежи. Длина этой прямой d на рис. 7.3, *а* выражает ширину карьера по дну и определяется нормами технологического проектирования.

Для упрощения работ по определению границ по принципу $n_г > n_к$ в проектной практике часто используют трафарет, представляющий собой вычерченные на кальке откосы борта карьера в конечном положении. Перемещая вершину трафарета в зоне залежи, находят указанные выше соотношения на бортах.

В тех случаях, когда залежь представлена несколькими телами (см. рис. 7.3, *б*), найденным границам должны соответствовать соотношения:

$$n_г = \frac{L'_{п\,i}+L''_{п\,i}}{L'_{р\,i}+L''_{р\,i}}$$

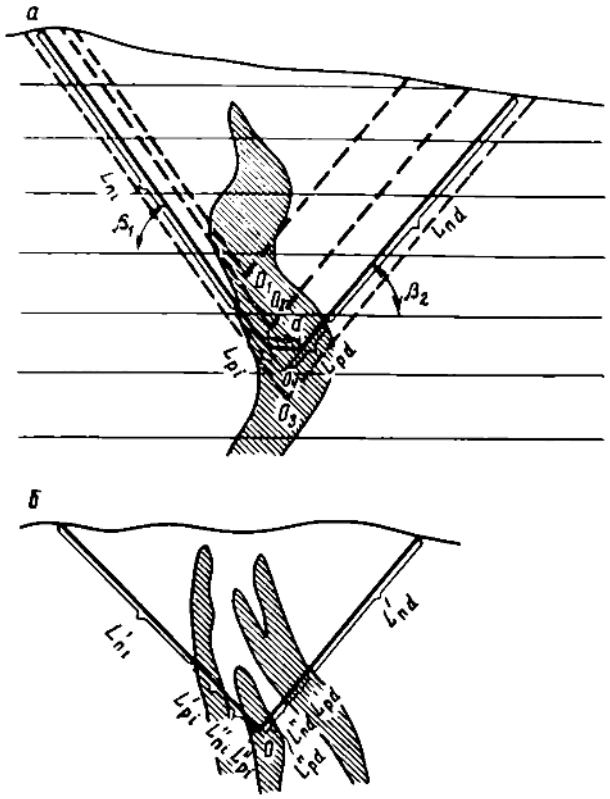


Рис. 7.3. Схемы к установлению границ карьера по принципу $n_г \geqslant n_к$:
а - при одиночной залежи; *б* - при группе залежей

и

$$n_г = \frac{L'_{nd} + L''_{nd}}{L'_{pd} + L''_{pd}}$$

или в общем виде

$$n_г = \frac{\sum_{j=1}^{k} L_{nj}}{\sum_{j=1}^{k} L_{pj}}$$

где k - количество тел, представляющих залежь полезного ископаемого.

По принципу приравнивания граничного коэффициента текущему ($n_г > n_т$) конечная глубина карьера определяется следующим образом (рис. 7.4, *а*): в соответствии с принятым направлением развития горных работ на глубину на поперечных разрезах вычерчиваются положения рабочих бортов карьера при максимальных углах откосов φ_1 и φ_2 (может быть применен трафарет). Определяются значения текущего коэффициента по

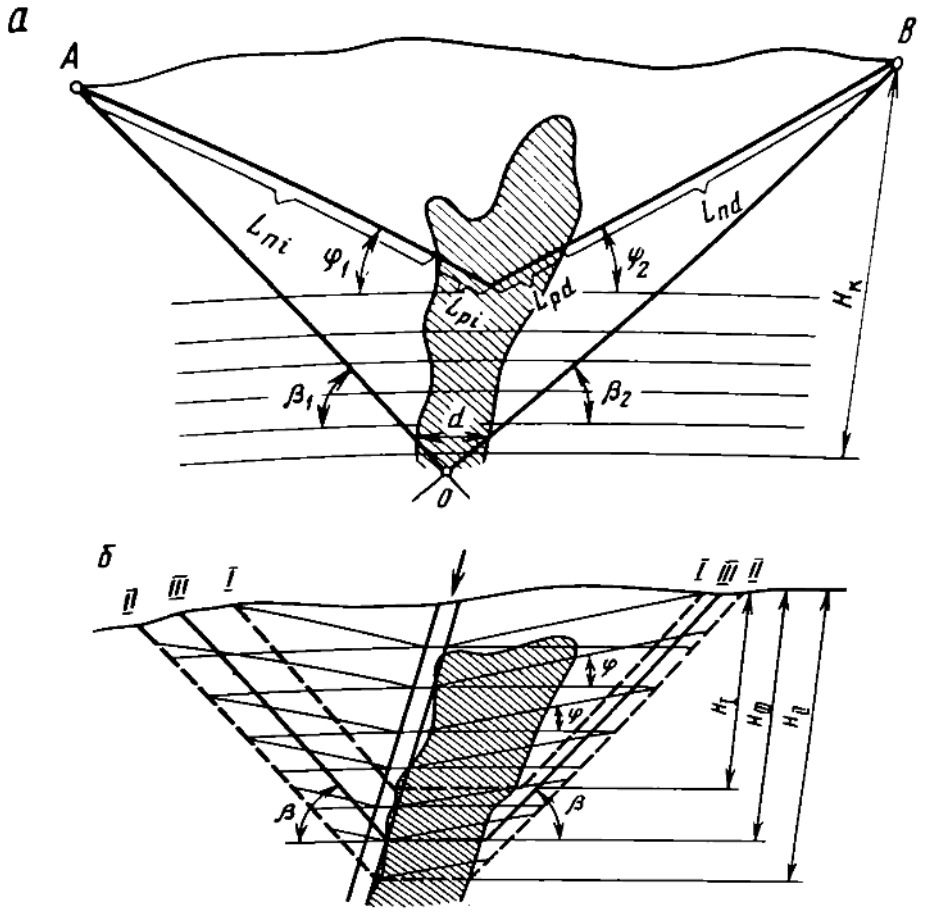


Рис. 7.4. Схемы к определению конечной глубины карьера по принципу $n_г \geqslant n_т$(*а*) и $n_г \geqslant n_{ср}$(*б*)

отношению отрезков (как и при применении принципа $n_г \geqslant n_к$) и сравниваются с граничным коэффициентом вскрыши. Когда будет достигнуто равенство $n_т = n_г$, фиксируются верхние бровки карьера (точки *A* и *B*) и от них вниз под углами погашения β_1 и β_2 проводятся борта карьера до пересечения в точке *O*. Затем строится дно карьера и определяется его конечная глубина $H_к$. Если точка *O* окажется вне залежи, то карьер переносят параллельно самому себе до размещения указанной точки в центре залежи и далее поступают, как описано.

По принципу равенства граничного коэффициента среднему $n_т \geqslant n_{ср}$ границы карьера определяются методом последовательного приближения. Строится карьер первого приближения, (*I* на рис. 7.4, *б*), подсчитывается объем пород и полезного ископаемого, определяется средний коэффициент вскрыши и сравнивается с граничным. Если коэффициенты не совпадают, изменяют границы карьера (опускают или поднимают дно) (*II* на

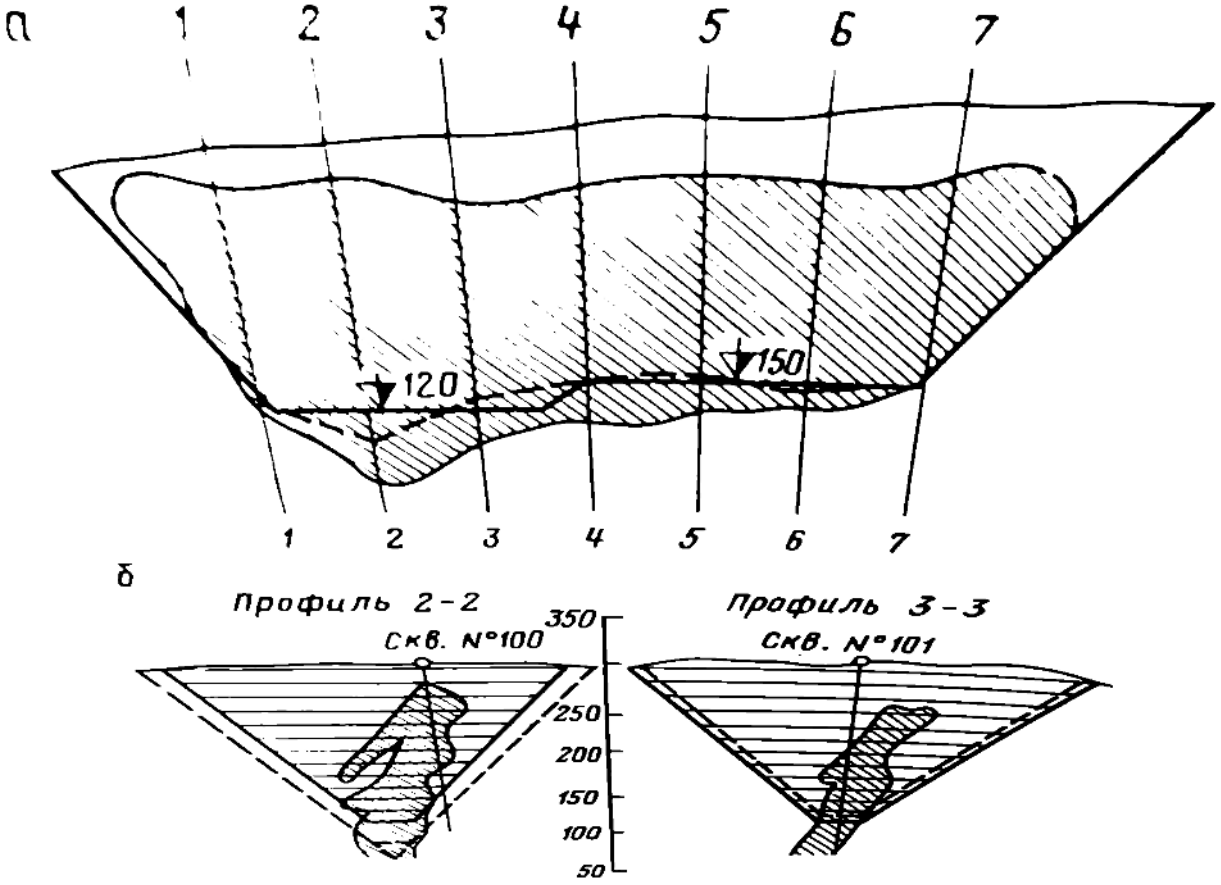


Рис. 7.5. Схемы к выравниванию дна карьера:
а - продольный профиль; *б* - поперечные профили; — — — - расчетный контур карьера; —— откорректированный контур карьера

рис. 7.4, *б*). И так до тех пор, пока не будет достигнуто соответствие (*III* на рис. 7.4, *б*).

Независимо от применявшегося принципа оконтуривания следующим этапом работ после установления границ на поперечных разрезах является нивелировка дна карьера, так как на каждом разрезе отметка дна может быть различной в силу изменения мощности полезного ископаемого (рис. 7.5). Для этого строят вертикальную продольную проекцию залежи и на нее наносят линии поперечных разрезов с полученными отметками дна. Затем устанавливают единую усредненную отметку дна для всего карьера (или для отдельных его частей) и по ней отстраивают новое дно (сплошная линия на рис. 7.5, *а*).

При выравнивании необходимо соблюдать правило, согласно которому запасы, прирезаемые к расчетному контуру (штриховая линия на рис. 7.5, *а*), должны быть равны запасам, отрезаемым от него.

Принятая усредненная отметка дна карьера переносится на поперечные профили и согласно ей корректируются расчетные границы (рис. 7.5, *б*).

Если амплитуда изменения отметок дна по разрезам велика, то карьер разделяют по длине на несколько частей, для каждой из которых устанавливается своя усредненная отметка (▽120 и ▽150 на рис. 7.5, *а*). Каждая из таких частей должна иметь длину, обеспечивающую нормальное ведение работ по вскрытию, разработке и расположению транспортных коммуникаций (не менее 200 м).

7.4. ПОСТРОЕНИЕ ПЛАНА КАРЬЕРА НА КОНЕЦ ОТРАБОТКИ

После нивелирования дна приступают к построению плана карьера на конец отработки.

На откорректированные в соответствии с принятой отметкой дна карьера поперечные разрезы (см. рис. 7.5, *б*) наносят линии горизонтов с интервалом по вертикали, равным высоте уступа в конечном положении, до пересечения с бортами карьера. Точки пересечения соответствуют бровке уступа (обычно нижней).

Топографический план поверхности участка месторождения, подлежащего разработке, снимают на кальку и наносят на него линии поперечных разрезов *1-1*, *2-2* и т.д. (рис. 7.6, *а*). На поперечных разрезах выбирают опорные линии (например, геологические скважины № 100 и 101) и наносят их на линии разрезов на плане.

На поперечных разрезах (см. рис. 7.5, *б*) замеряют отрезки от опорной линии до места встречи каждой горизонтальной линии с конечными бортами и делают засечки на соответствующих линиях разрезов на плане. Затем засечки с одинаковыми высотными отметками на всех линиях разрезов на плане соединяют между собой и таким образом получают план карьера на конец отработки, представленный нижними бровками уступов, находящихся в конечном положении (см. рис. 7.6, *а*). Отстроив заложения уступов, бермы безопасности и схему вскрытия, получают окончательно карьер в отработанном виде (рис. 7.6, *б*).

При построении схемы вскрытия, как правило, требуется дополнительный разнос того борта, на котором она расположена.

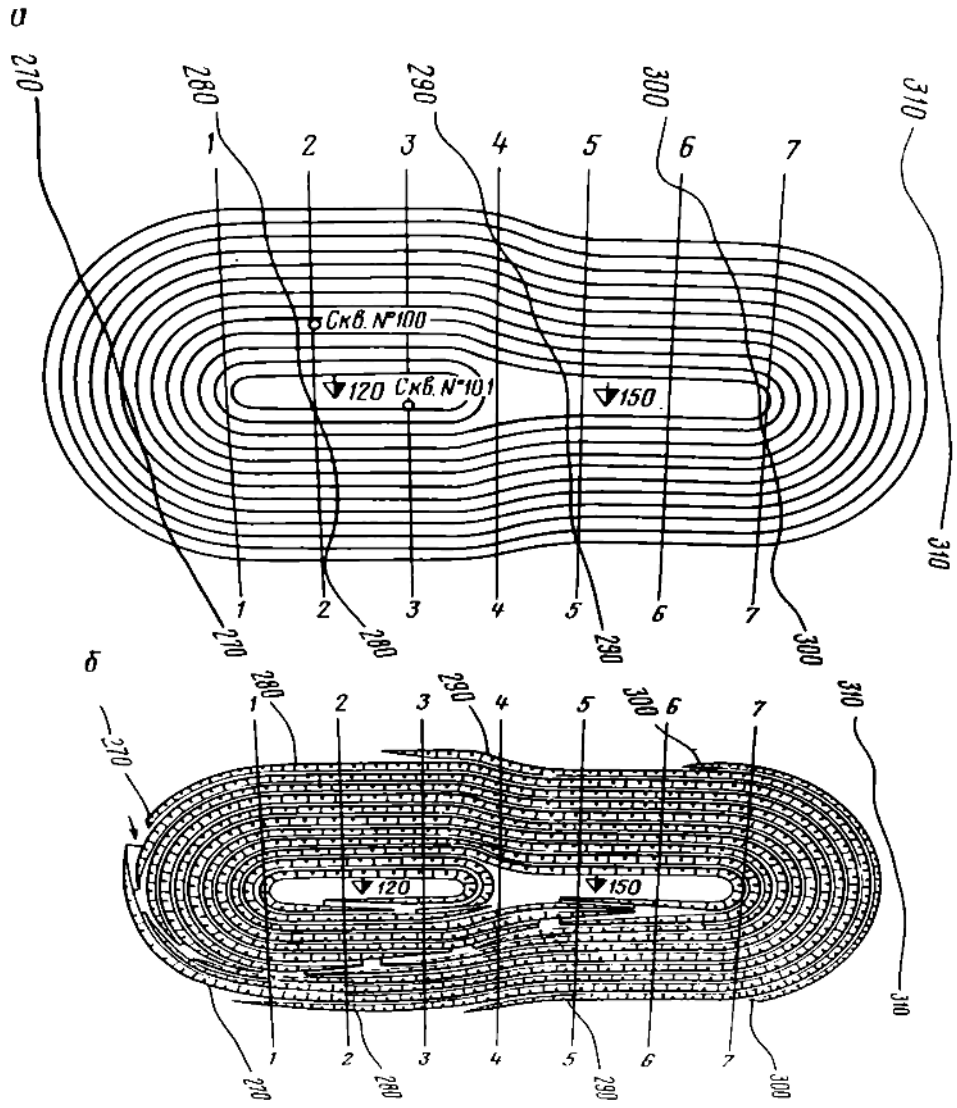


Рис. 7.6. План карьера на конец отработки:
а - выраженный нижними бровками уступа; *б* - в окончательном виде со схемой вскрытия

7.5. ГРАНИЦЫ ОТКРЫТЫХ РАБОТ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И ПОЛОГИХ ЗАЛЕЖЕЙ

При разработке горизонтальных и пологих месторождений границы открытых работ определяются на основе принципов, аналогичных изложенным для крутых и наклонных залежей.

В тех случаях, когда рельеф поверхности почти горизонтальный с незначительно изменяющимися высотными отметками, исходными материалами для проектирования контуров карьера служат планы изомощностей вскрышных пород и изолиний коэффициентов вскрыши. При этом необходимости в определении конечной глубины карьеров обычно не возникает, так как она соответствует отметке почвы пласта. Однако и в этом случае предварительно устанавливают экономичность применения открытых работ (условие $n_т > n_{ср}$).

В первом приближении средний коэффициент вскрыши

$$n_{ср} = H_в/m,$$

где $H_в$ - средняя мощность вскрыши, м; m - средняя мощность залежи, м.

При небольших по площади, но глубоких горизонтальных месторождениях средний коэффициент вскрыши определяется соотношением действительных объемов вскрыши V и фактических запасов полезного ископаемого P в контуре карьера:

$$n_{ср} = V/P.$$

Размеры карьера в плане ограничиваются минимально допустимой мощностью залежи, непромышленным содержанием полезных компонентов, природными или искусственными преградами (реки, озера, населенные пункты, железные дороги и т.д.), препятствующими на данном месте развитию открытых горных работ. При проектировании разработки месторождений строительных горных пород любого происхождения и назначения границы карьеров часто определяются контурами подсчета запасов, допускаемых по категории разведанности к эксплуатации.

В контур карьера должны попасть все участки залежи, для которых полная величина затрат на добычу полезного ископаемого не будет превышать его допустимой себестоимости.

Основными проектными документами по определению границ карьера являются:

записка по обоснованию граничного коэффициента вскрыши и устойчивых углов откосов бортов карьера в конечном положении;

поперечные разрезы месторождения с границами карьера на конец отработки;

план карьера на конец отработки со схемой вскрытия.

Контрольные вопросы

1. При каком соотношении запасов полезного ископаемого по разведанности допускается разработка месторождений открытым способом?
2. Перечислите основные задачи, решаемые при установлении границ карьеров.
3. Что такое граничный коэффициент вскрыши?
4. Назовите принципы оконтуривания карьеров на поперечных профилях.
5. Изложите оконтуривание по принципу $n_г \geqslant n_к$.
6. Изложите оконтуривание по принципу $n_г \geqslant n_т$.
7. Изложите оконтуривание по принципу $n_г \geqslant n_{ср}$.
8. Как осуществляется нивелирование дна карьера на продольном профиле?
9. Изложите последовательность выполнения работ при построении плана карьера на конец отработки.
10. В каких контурах часто отрабатываются месторождения нерудных строительных материалов и сырья для их производства?

8. ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

8.1. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Товарной продукцией карьеров, разрабатывающих строительные горные породы, являются либо готовые строительные материалы, либо минеральное сырье для их производства. К готовым строительным материалам, как уже говорилось, следует отнести песок, песчано-гравийные смеси, используемые в дорожном строительстве различного назначения; бутовый камень, применяемый при возведении фундаментов, плотин, дамб; стеновые камни и блоки, используемые в строительстве зданий и сооружений. Однако основная часть товарной продукции указанных карьеров представляет собой минеральное сырье, поступающее на перерабатывающие фабрики и заводы и после соответствующей обработки механическими, термическими и химическими методами превращающееся в минеральные строительные материалы.

Задачи технологии переработки товарной продукции карьеров определяются видом поступающего на фабрики сырья и получаемого из него строительного материала. В общих чертах они могут быть представлены следующим образом:

получение продукта определенной крупности и зернистости (щебень из магматических и карбонатных пород);

разделение продукции карьера по сортам (гравий и пески из гравийно-песчаных смесей);

получение строительных материалов, качественно отличающихся от исходного сырья (керамические изделия, силикатный кирпич, цементы, стекло и т.п.).

Из всех существующих технологий производства какого-либо строительного материала следует выбирать такую, которая обеспечит заданные качество и объем при наилучших технико-экономических показателях.

В зависимости от степени использования в хозяйстве горной массы, поступающей из карьера, технологии переработки подразделяют на безотходные (используется 100% горной массы), малоотходные (> 90%), высоко- (70-90%), средне- (55-70%) и низкопродуктивные (< 55%).

Рассмотрим основные технологические схемы перерабатывающих производств: дробильно-сортировочных (гравийно-сортировочных) заводов по производству щебня, гравия и песка; керамических и силикатных заводов; цементных заводов и др.

8.2. ПРОИЗВОДСТВО ЩЕБНЯ И ПЕСКА

Щебень производится из магматических (гравий, диорит, базальт, диабаз, габбро и т.п.), осадочных (известняк, доломит, песчаник, гравий, валуны) и метаморфических (кварцит, мраморизованный известняк, гнейс и т.п.) пород.

8.2.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ МАГМАТИЧЕСКИХ И МЕТАМОРФИЧЕСКИХ ПОРОД

При переработке прочных однородных изверженных и метаморфических пород используется, как правило, однопоточная технологическая схема. Она включает три-четыре стадии дробления и столько же операций грохочения, а также промывку щебня на грохотах. На рис. 8.1 представлена одна из схем переработки рассматриваемых пород на щебень.

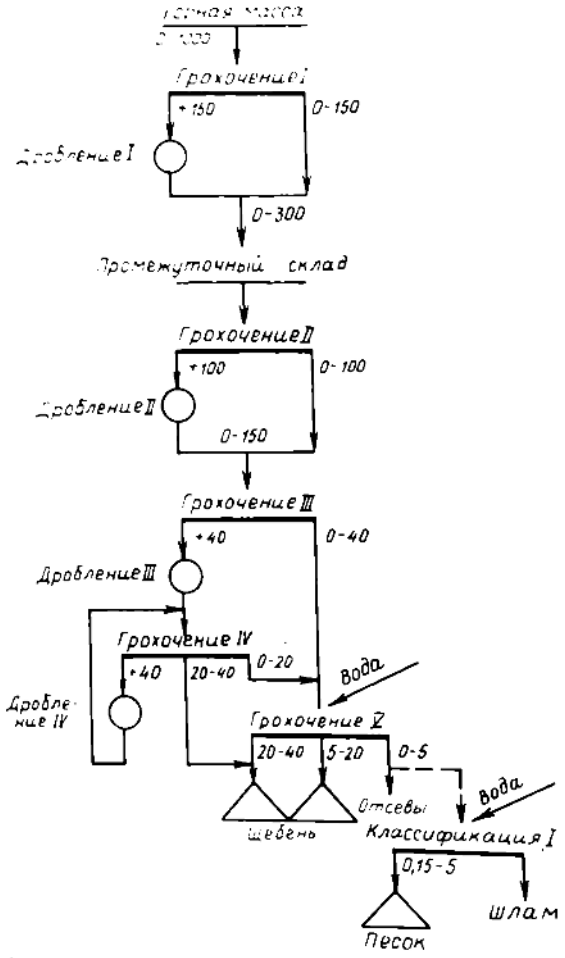


Рис. 8.1. Технологическая схема получения щебня из изверженных метаморфических пород

Согласно этой схеме горная масса с карьера при наличии в ней более 30% материала по размеру мельче ширины разгрузочной щели дробилки крупного дробления (дробление *I* на рис. 8.1) поступает на грохот (грохочение *I*), который разделяет с помощью сита поступающую массу на надрешетный (+150 мм) и подрешетный (0-150 мм) продукт.

Надрешетный продукт поступает в дробилку крупного дробления (дробление *I*). Продукты дробления и подрешетный продукт соединяются на промежуточном складе или на грохоте стадии "грохочение *II*". Надрешетный продукт проходит вторую стадию дробления (дробление *II*) и совместно с подрешетным продуктом второй стадии грохочения поступает на третью стадию грохочения (грохочение *III*). Подрешетный продукт поступает на товарное грохочение с водой (грохочение *V*), в результате которого получают требуемые фракции щебня: 20-40, 5-20 мм и отсев 0-5 мм. Отсев с водой поступает на классификацию, где выделяется песок размером 0,15-5 мм. Фракция < 0,15 мм является отходами (шламом), которая поступает в шламоотстойник.

Надрешетный продукт проходит третью стадию дробления (дробление *III*), а затем четвертую стадию грохочения (грохочение *IV*), где выделяются фракции 0-20, 20-40 и +40 мм. Фракция 20-40 мм поступает в готовую продукцию; фракция 0-20 мм проходит уже описанное товарное грохочение (грохочение *V*) и классификацию. Продукт +40 мм дробится в дробилке четвертой стадии (дробление *IV*) и вновь поступает на грохочение *IV*. Имеет место так называемый замкнутый цикл дробления, который, как правило, используется при переработке плитчатых (известняки) или слоистых (гнейсы, кварциты) пород, когда по одному из измерений (чаще всего по слоистости) куски породы имеют размеры больше 40 мм.

8.2.2. ПРОЦЕССЫ ПРОИЗВОДСТВА ЩЕБНЯ И ПЕСКА

Описанная схема включает процессы дробления, грохочения, промывки и классификации. Эти процессы имеют место и при переработке осадочных пород.

В зависимости от размеров получаемых кусков на выходе из дробилок различают крупное (до 300 мм), среднее (до 100 мм) и мелкое (до 40 мм) дробление.

При переработке прочных однородных изверженных и метаморфических пород, однородных карбонатных пород, а также гравия и валунов крупное дробление осуществляют в щековых дробилках, среднее и мелкое - в нормальных конусных и короткоконусных дробилках.

При переработке неоднородных по прочности карбонатных пород крупное дробление производится в щековых или роторных дробилках, среднее и мелкое - в роторных.

В щековых дробилках разрушение кусков

породы происходит в результате раскалывания их между рифлеными плитами (щеками), из которых одна (вертикальная или наклонная) неподвижна, а другая (наклонная), шарнирно подвешенная на неподвижной или подвижной оси, периодически приближается или удаляется от неподвижной щеки. Расстояние между щеками уменьшается сверху вниз по высоте камеры дробления. Дробление происходит в период сближения щек. Крупность продукта дробления определяется шириной разгрузочной щели.

Конусные дробилки бывают крупного, среднего и мелкого дробления. Процесс дробления в них осуществляется в рабочей камере - пространстве между броней наружного неподвижного и броней подвижного внутреннего конусов при их сближении.

Роторные дробилки относятся к дробилкам ударного действия. Рабочими элементами этих дробилок являются билы или молотки, закрепленные на роторе (могут быть два ротора). При вращении ротора породные куски разбиваются молотками, а также в результате ударов об отражательные плиты или футерованный корпус дробилки. Роторные дробилки применяют при дроблении малоабразивных пород (известняки, доломиты, мергели и т.п.).

Грохочением называют сортировку сыпучих материалов по крупности кусков на просеивающих поверхностях (ситах) грохотов.

Различают четыре вида грохочения: предварительное, промежуточное, товарное и контрольное (поверочное).

Предварительное грохочение предусматривает выделение перед дроблением материала, крупность которого меньше ширины разгрузочной щели дробилки.

Промежуточное грохочение применяется для выделения перед очередной стадией дробления материала, подлежащего дальнейшему дроблению.

Товарное грохочение - операция получения материала товарных фракций требуемого качества.

Контрольное (поверочное) грохочение осуществляется после последней стадии дробления для максимального извлечения из потока материала товарного продукта. В этом случае получаемый надрешетный продукт является циркулирующей нагрузкой в замкнутом цикле дробилки.

Грохоты подразделяют на две группы: неподвижные и подвижные.

К первой группе относятся колосниковые грохоты и конические гидрогрохоты, ко второй - барабанные и дисковые грохоты, в которых подвижной является только просеивающая поверхность, а также вибрационные и резонансные, в которых приводится в движение весь корпус с вмонтированными в него одной или несколькими просеивающими поверхностями.

Колосниковые грохоты (колосниковые

решетки) устанавливают перед первой и реже перед второй стадиями дробления, а также при гидромеханизированном способе добычи гравийно-песчаных пород для разделения на гравийную и песочную составляющие.

К о н и ч е с к и е г р о х о т ы применяют для разделения сыпучих материалов (песка и гравия). Они представляют собой цилиндрический корпус, в котором закреплено цилиндрическое сито. В верхнюю часть грохота подводят пульпу (например, земснарядом). Подрешетный продукт (песок) отводится по одному патрубку, надрешетный (гравий) - по другому.

Б а р а б а н н ы е г р о х о т ы применяются для отделения песка от гравия с промывкой на небольших установках. При их работе имеется возможность получения материала нескольких фракций.

В и б р а ц и о н н ы е г р о х о т ы применяются при производстве щебня и гравия. Их подразделяют на гирационные (эксцентриковые), инерционные, самобалансные (качающиеся) и резонансные.

Гирационные грохоты, характеризующиеся стабильностью колебательного режима, используются для предварительного и контрольного грохочения.

Инерционные грохоты наиболее распространены на всех стадиях грохочения на дробильно-сортировочных заводах. Они бывают тяжелого, среднего и легкого типов. Грохоты тяжелого типа осуществляют рассев пород с большой плотностью (до 2500-3000 кг/м^3) и крупностью кусков. Инерционные грохоты - самоцентрирующиеся, просты в конструкции и регулировке при работе.

В передвижных дробильно-сортировочных установках находят применение горизонтальные виброгрохоты с самобалансным возбудителем, в коробах которых устанавливают одно или два сита.

Резонансные грохоты применяют для товарного грохочения, когда необходимо получить широкую гамму узких фракций щебня и гравия (типичного для зарубежной практики).

Рабочими элементами грохотов являются сита различной конструкции: проволочные, штампованные, наборные, щелевидные и колосниковые. Материалами для их изготовления служат металл, резина и полиуретан.

Промывка нерудных строительных материалов (щебня, гравия, песка) осуществляется в основном для удаления глинистых включений. Их содержание и крупность определяют выбор типа промывочной машины.

Для промывки крупнокускового материала (до 200-250 мм) после первой стадии дробления устанавливают б а р а б а н н ы е м о й к и, которые представляют собой вращающийся барабан, расположенный горизонтально или с небольшим наклоном в сторону разгрузки материала. На выходе устанавливают конический гидрогрохот для отделения шлама и обезвоживания.

Вибрационные промывочные машины используют для промывки среднекускового материала крупностью до 100-120 мм и устанавливают после второй стадии дробления. Различают гирационные и инерционные вибромойки с поперечным или продольным расположением вибровозбудителя относительно рабочих органов, которыми могут быть барабаны, желоба и корыта различной формы. Вибромойки гирационного типа имеют промывочные органы в виде перфорированных желобов, которые расположены по обе стороны эксцентрикового возбудителя. Более устойчивыми в работе считаются вибромойки с инерционным приводом и круговой траекторией колебаний.

Мелкокусковый материал крупностью до 40 мм промывают в корытных мойках с последующим ополаскиванием промытого материала на грохотах. Процесс промывки заключается в загрузке материала с глинистыми примесями в наклонное корыто, в котором вращающиеся навстречу друг другу лопастные валы интенсивно перемешивают материал и перемещают его вверх. В нижнюю часть корыта подают осветленную оборотную воду, на выходе материала - чистую. Глинистые примеси диспергируются, переходят в суспензии и удаляются вместе с водой через сливной порог. Промытый материал обезвоживается в зоне над зеркалом воды и выгружается из корыта на грохот, где он отмывается от глинистых пленок и рассеивается на товарные фракции.

Кроме промывки может иметь место процесс обогащения, выполняемый оттирочными машинами и заключающийся в удалении глинистых и оксидных пленок с поверхности зерен песка. Широко используется обогатительный процесс, в частности, для удаления пленок оксидов железа со стекольных кварцевых песков.

Процесс разделения песков на несколько узких фракций в горизонтальном или вертикальном (восходящем) потоке воды за счет различия в скоростях падения является гидравлической классификацией.

К гидроклассификаторам горизонтального типа относят конусные и многокамерные классификаторы, которые устанавливаются в схеме цепи аппаратов ДСЗ после грохотов. Конусные классификаторы - безнапорные аппараты, предназначены для грубого разделения фракций размером 0-3 мм, сброса воды и шлама. В многокамерных классификаторах можно получить несколько узких фракций песка.

Гидроклассификаторы вертикального типа - напорные аппараты с разделением материала в восходящем потоке. Они предназначены для разделения материалов крупностью зерен от 0,5 до 3 мм.

После промывки с целью обеспечения несмерзаемости и возможности транспортирования конвейерами предусматривается обезвоживание сырья. На ДСЗ для этих целей применяют виброобезвоживатели (гравия и щебня до влажности

3-6%), элеваторные обезвоживатели (песка до 10-17%), спиральные классификаторы (песка до 16-18%) и центрифуги (песка и мелкого щебня до 2,5-4%).

8.2.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ОСАДОЧНЫХ КАРБОНАТНЫХ ПОРОД

Технология переработки неоднородных по прочности карбонатных пород, что характерно для большинства месторождений России и стран-членов СНГ, предусматривает их разделение на прочные и слабые разности ("прочный" и "слабый" потоки сырья). Разделение осуществляется грохочением на колосниках перед первой стадией дробления. В ряде случаев, при большом количестве отходов, представляющих собой мелкие фракции горной массы, включающие песок, суглинок и слабые породы, их выделяют в "грязный" поток, удаляя до первичного дробления, и направляют в отвал.

Схема переработки карбонатных пород на щебень предусматривает три-четыре стадии дробления в щековых, роторных и реже конусных дробилках с замкнутым циклом на последней стадии, четыре-пять и более операций грохочения, промывку щебня в корытных мойках.

В рассматриваемой схеме (рис. 8.2) горная масса (взорванные карбонатные породы) крупностью 0-1200 мм загружается в приемный бункер и пластинчатым питателем подается на неподвижный колосниковый грохот, где происходит разделение материала на фракции +150 мм и 0-150 мм. Надрешетный продукт дробится в роторной или щековой дробилке (установленных на *I* стадии) и конвейером транспортируется на промежуточный склад.

Подрешетный продукт (0-150 мм) поступает на вторую стадию грохочения (грохочение *II*) и рассеивается на три фракции: 40-150 мм, поступающую на промежуточный склад совместно с продуктами дробления *I*, 20-40 мм, являющуюся готовой продукцией, и 0-20 мм, отправляемую в отходы.

С промежуточного склада материал крупностью 0-300 мм транспортируется на грохочение третьей стадии (грохочение *III* на рис. 8.2), где разделяется на фракции +100 и 0-100 мм. Надрешетный продукт дробится в роторной дробилке второй стадии (дробление *II*), а подрешетный продукт поступает на грохочение четвертой стадии (грохочение *IV*), откуда фракция 0-10 мм направляется в отсевы, 10-40 мм - на грохочение пятой стадии (грохочение *V*), +40 мм - в дробилку третьей стадии дробления (дробление *III*).

Продукты дробления второй и третьей стадий совместно с подрешетным продуктом четвертой стадии грохочения (фракцией 10-40 мм) поступают на грохот пятой стадии грохочения. В результате этой операции известняк крупнее 40 мм поступает

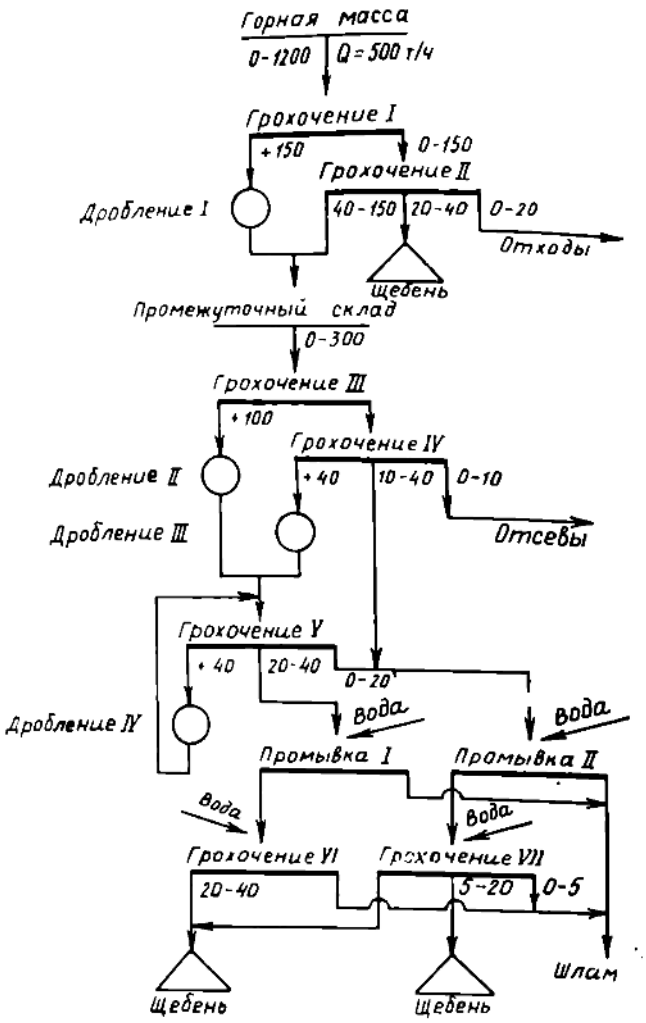


Рис. 8.2. Технологическая схема переработки неоднородных карбонатных пород

на дробление в роторные дробилки (дробление *IV*), работающие в замкнутом цикле. Фракции 20-40, 0-20 и 0-40 мм следуют на промывку в корытные мойки. Затем на грохотах с промывкой продукты корытных моек разделяются на щебень фракций 5-20 и 20-40 мм и поступают на склад.

Технология переработки прочных однородных известняков включает дробление в три стадии в щековой и конусных дробилках соответственно среднего и мелкого дробления. Применение вместо роторных конусных дробилок позволяет на 6-8% снизить переизмельчение известняка и повысить выход щебня.

8.2.4. ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ГРАВИЙНО-ПЕСЧАНЫХ ПОРОД

За счет переработки гравийно-песчаных пород в России осуществляется производство более половины нерудных строительных материалов.

Главными признаками, определяющими выбор и формирование технологических схем ДСЗ при переработке гравийно-песчаных пород, являются: среднее содержание гравия и валунов (фракции +5 мм) в добываемом сырье, максимальная крупность валунных фракций и гранулометрический состав фракций гравия и валунов. Эти признаки определяют также возможный ассортимент выпускаемой продукции. Построение технологической схемы, наличие одной или нескольких независимо работающих линий отражают влияние мощности ДСЗ на ее компоновку. На компоновку технологических схем и эффективность их функционирования большое влияние оказывают степень стабильности перерабатываемого сырья. Существует и ряд других, менее значимых факторов, которые в определенных случаях также оказывают влияние на формирование технологических схем ДСЗ. К таким факторам могут быть отнесены: влияние промывистости сырья, определяющее число стадий промывки, комплексность использования сырья - от валунов (для дамб) до мелкозернистых песков (для штукатурных работ), улучшение качества отгружаемой продукции (контрольная промывка при отгрузке), возможность шихтовки отгружаемой продукции, необходимость производства кубообразного щебня, обогащенного песка и т.п.

Решающую роль в формировании технологической схемы ДСЗ играет среднее содержание гравия и валунов в исходном сырье и максимальная крупность валунных фракций. Исходя из этого признака, можно выделить следующие три основные типа технологических схем ДСЗ:

Технологические схемы, рассчитанные на переработку сырья с содержанием гравийных фракций до 10 - 15%. Как правило, при этом фракции валунов отсутствуют. Завод пиредназначается для выпуска песка.

Технологические схемы, рассчитанные на переработку сырья со средним содержанием гравия и валунов до 60%.

Применительно к условиям разработки с содержанием гравийно-валунных фракций 40-60% в технологических схемах увеличивается производительность на II и III стадиях дробления. При равном среднем уровне содержания гравия и валунов в месторождениях максимальная крупность перерабатываемых валунных фракций зависит от мощности ДСЗ.

Крупность фракций гравия и валунов определяет число стадий дробления и тип дробилок на I, II и III стадиях. При

крупности валунных фракций до 300-350 мм в технологической схеме, как правило, предусматриваются две стадии дробления, при крупности до 600 мм - три стадии дробления, при крупности валунов свыше 600 мм (до 800-900 мм) - четыре стадии дробления.

Технологические схемы, рассчитанные на переработку сырья со средним содержанием гравия и валунов свыше 60 %. При сохранении стадийности дробления, т.е. как и в предыдущей схеме, увеличивается число дробилок на II и III стадиях дробления.

Большинство ДСЗ, перерабатывающих гравийно-песчаные породы, имеют однолинейную схему с песчаным, гравийным и щебеночным потоками, даже если на II и III стадиях установлено по два грохота или две дробилки. Только на ДСЗ большой мощности предусмотрено несколько независимых технологических линий (потоков).

Как правило, нагрузки на технологическое оборудование заводов имеют резкие колебания, а технологические потоки перерабатываемых пород неоднородны по своему составу. Это обусловлено двумя основными факторами: аритмичностью поступления сырья на переработку из-за стохастичности процесса горнотранспортных работ и большим размахом колебаний содержания и гранулометрического состава гравия и валунов по площади месторождения и мощности полезной толщи. Колебания содержания и гранулометрического состава гравия и валунов в исходном сырье ведут в большинстве случаев к неполноте загрузок на всех стадиях дробления.

С целью получения продукта дробления заданной крупности в соответствии с оптимальными параметрами процесса дробления необходимо питать дробилки сырьем, имеющим постоянный состав по содержанию гравия и валунов и обеспечивать постоянство потока по мощности. Как правило, производительность первичной дробилки в 10-15 раз выше производительности дробилок мелкого дробления. Поэтому пиковые нагрузки после первой стадии дробления ведут к кратковременной перегрузке дробилок мелкого дробления. В связи с этим продукт мелкого дробления получается закрупненным. Неравномерность загрузки оборудования приводит к уменьшению производительности технологических линий.

Основным методом улучшения ритмичности загрузки перерабатывающего оборудования является создание промежуточных складов, промежуточных и распределительных бункеров. Промежуточные склады могут принимать на себя роль усреднительных складов при подаче на них сырья из различных забоев.

При неполной реализации песка целесообразно часть его, не подлежащую реализации, оставлять непосредственно в карьере. Это позволяет, как правило, повысить производительность ДСЗ по выпуску щебня и гравия.

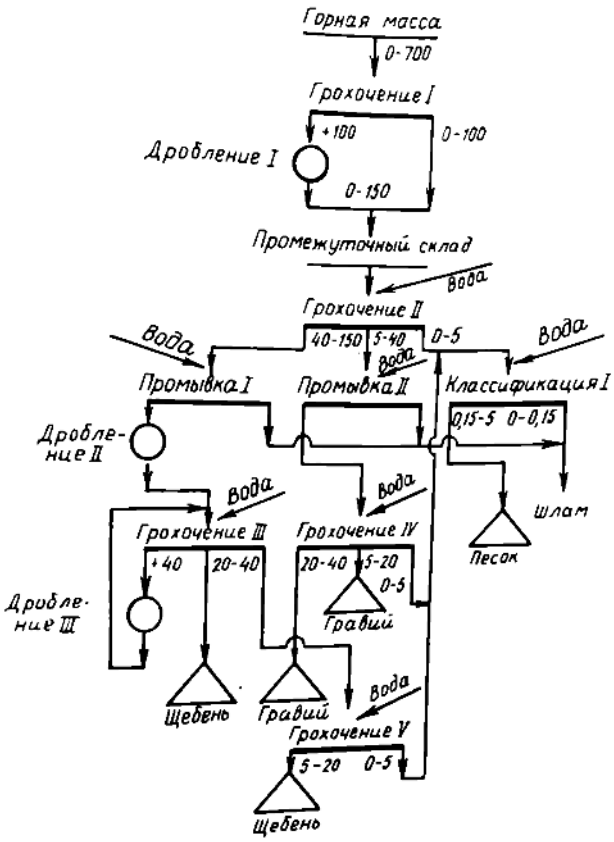


Рис. 8.3. Технологическая схема гравийно-сортировочного завода

На рис. 8.3 приведена технологическая схема переработки гравийно-песчаной смеси, согласно которой исходный материал поступает в приемный бункер ДСЗ, а из него подается на колосниковый грохот.

Иногда бункер перекрывают колосниковой решеткой, на которой отделяют негабаритные валуны. Эти валуны разрушаются с помощью различных приспособлений (гидромолотов, термогорелок и т.д.).

На колосниковом грохоте материал разделяется по крупности 150 мм. Надрешетный материал дробится в щековой дробилке *I* стадии, объединяется с подрешетным продуктом и транспортируется на грохочение *II*. Иногда после *I* стадии дробления (при наличии в месторождении большого количества валунов) в схему включают промежуточный склад. На грохочении *II* с промывкой материал разделяется на фракции +40, 5-40 и 0-5 мм. Гравий крупнее 40 мм поступает на промывку *I* (в вибромойку), фракция 5-40 мм - на промывку *II* (в корытную мойку), а пе-

сок - в спиральный классификатор с получением обогащенного песка фракции 0,05-5 мм. Гравий фракции 5-40 мм ополаскивается и обезвоживается на грохотах (грохочение *IV*) с получением фракций 5-20 и 20-40 мм. Гравийный материал крупнее 40 мм дробится в конусной дробилке (*II* стадия) и направляется на грохочение с промывкой. Фракция + 40 мм поступает на *III* стадию дробления в коротконусную дробилку, где дробится до крупности 40 мм. Дробилка *III* стадии работает в замкнутом цикле.

Щебень крупностью 0-20 и 20-40 мм получают на грохочении *III*. Фракция 0-20 мм разделяется на грохочении *V* на щебень 5-20 мм и песок 0-5 мм.

Подрешетные продукты грохочениия гравия и щебня в виде песчаной пульпы поступают в спиральный классификатор, где обесшламливаются и обезвоживаются.

8.3. ПРОИЗВОДСТВО КЕРАМИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ

Производство керамических изделий (кирпичи и камни, половые плитки, черепица, дренажные и канализационные трубы и т.п.) из сырья, поставляемого с карьеров, включает механическую обработку глиняной массы, формование изделий, их сушку и обжиг.

Надо сказать, что обработка промежуточного запаса глины начинается еще в карьере, где в течение года влажная глина вылеживается, вымораживается, теряет природную структуру, диспергируется на элементарные частицы, что в значительной мере повышает ее пластичность и формовочные свойства.

Механическая обработка предусматривает выделение или измельчение каменистых включений и получение необходимых формовочных свойств. Для выделения каменистых включений используют специальные машины, где глина проходит через винтовые камневыделительные вальцы. Более полную очистку глины можно осуществлять, размывая ее водой в глиноболтушках. Полученную глинистую пульпу (шликер) пропускают через сито, на котором отделяются камни размером более 0,5 мм. Затем шликер обезвоживают в мощных распылительных сушилках. Иногда глиноболтушки устанавливаются в карьере. Обогащенный шликер на завод доставляется по пульповоду.

После обогащения (очистки от камней) глину дробят, тонко измельчают и проминают для получения массы с необходимой формовочной влажностью в открытых лопастных глиномялках с водяным орошением или паровым увлажнением. Последнее предпочтительнее по производительности ленточных прессов и энергозатратам.

Для формования керамических изделий (кирпича,

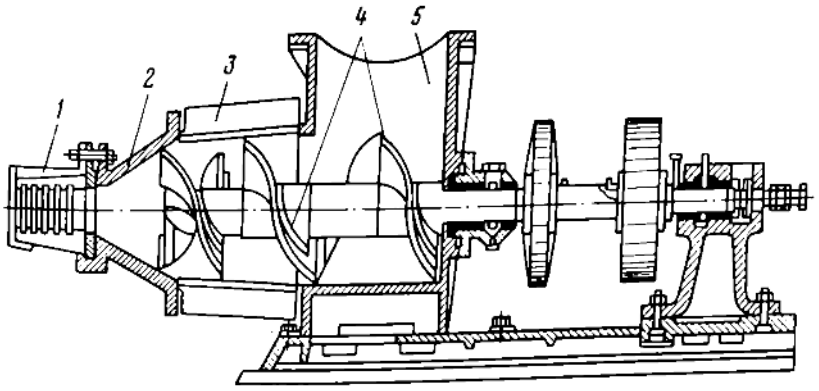


Рис. 8.4. Схема устройства ленточного пресса:
1 - мундштук; *2* - головка пресса; *3* - цилиндр пресса; *4* - лопасти шнека; *5* - воронка

черепицы, труб и т.д.) используются способы пластического формования и полусухого прессования.

Пластическое формование осуществляется в вакуумных и безвакуумных ленточных шнековых прессах (рис. 8.4). Глиняная масса поступает через воронку и питающий валик, подхватывается шнеком и перемещается к переходной головке пресса и мундштуку. Мундштук пресса имеет форму сечения, соответствующую формируемому изделию (для обычного кирпича - прямоугольную). Для формования пустотелого кирпича и камня в мундштуке устанавливают специальные приспособления - пустотообразователи, для черепицы - фасонные вставки с узкими щелями, для труб - кольцевые вставки.

При изготовлении кирпича из мундштука пресса выходит глиняный брус, от которого автоматами отрезается, отбирается от пресса и грузится на печные вагонетки кирпич-сырец. Вагонетки со штабелями кирпичей поступают в туннельные сушилки.

В вакуумных прессах в результате извлечения воздуха и снижения влажности повышается плотность и прочность сырца, а в последующем и обожженного кирпича.

Способ полусухого прессования применяют при изготовлении обыкновенного и пустотелого кирпича, фасадных плиток. При этом способе целесообразно использовать глины с небольшой естественной влажностью. Тогда удается избежать процесса сушки глины перед помолом. При повышенной влажности осуществляется сушильно-помольная подготовка. Глина дробится на дезинтеграторных вальцах, сушится в сушильных барабанах, мелется в корзинчатых дезинтеграторах. Затем просеиванием на ситах обеспечивается определенный зерновой состав керамических пресс-порошков, после чего они увлажняются паром до равномерной влажности 8-10%. Из полученной шихты формуют изделия прессованием под давлением 15-

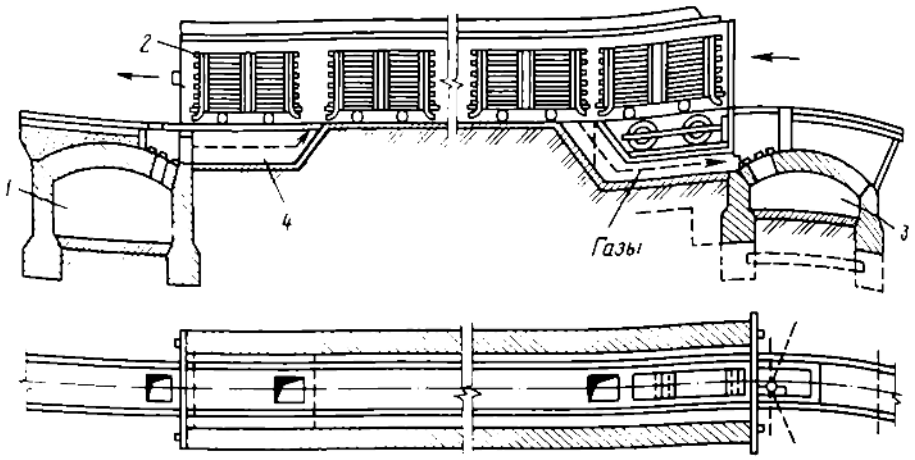


Рис. 8.5. Схема туннельной сушилки:
1 - камера приема теплоносителя; *2* - вагонетка с сырцом; *3* - камера отбора теплоносителя; *4* - центральный канал для подачи теплоносителя в сушилку

40 МПа. Преимущество способа перед пластическим формованием - в уменьшенных энергозатратах при сушке сырца.

Сушка сырца осуществляется в туннельных (рис. 8.5) и камерных сушилках до содержания в нем влаги не более 5%, с тем чтобы при обжиге избежать неравномерной усадки и растрескивания. В туннельных сушилках вагонетки с сырцом движутся навстречу горячему воздуху с температурой 120-150°. Продолжительность сушки 16-36 ч. При сушке в камерных сушилках сырец проходит систему камер, в которые подаются горячие печные газы. Установленные в камерах вентиляторы обеспечивают интенсивную циркуляцию газов и эффективность сушки. С влажностью не более 5% кирпичи поступают в печь на обжиг.

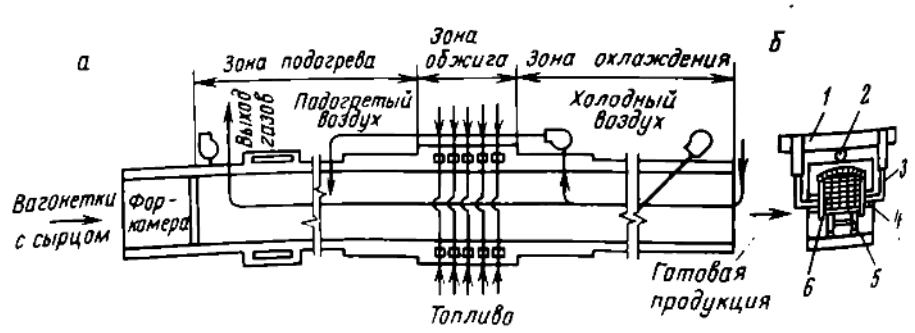


Рис. 8.6. Схема туннельной печи:
а - план; *б* - разрез; *1* - газопровод; *2* - трубопровод для подогретого воздуха; *3* - газовая горелка; *4* - топка; *5* - вагонетка; *6* - обжигаемый сырец

О б ж и г керамических изделий - завершающая стадия их производства - осуществляется в туннельных печах с автоматическим управлением. Туннельная печь (рис. 8.6) представляет собой длинный футерованный изнутри канал, по которому движется бесконечный поезд вагонеток со штабелями кирпичей. Каждая вагонетка таким образом проходит последовательно зоны подогрева, обжига (950-1000 °С) и охлаждения. При входе вагонетки с сырцом в зону подогрева обжиговой печи из зоны охлаждения выходит вагонетка с готовой продукцией.

8.4. ПРОИЗВОДСТВО СИЛИКАТНОГО КИРПИЧА

Карьерным сырьем для производства силикатного кирпича являются кварцевый песок и известняк. Типовая схема его производства приведена на рис. 8.7, согласно которой вначале проходит обработку каждый из компонентов. Известняк проходит обжиг в печи, в результате чего получается "негашеная"

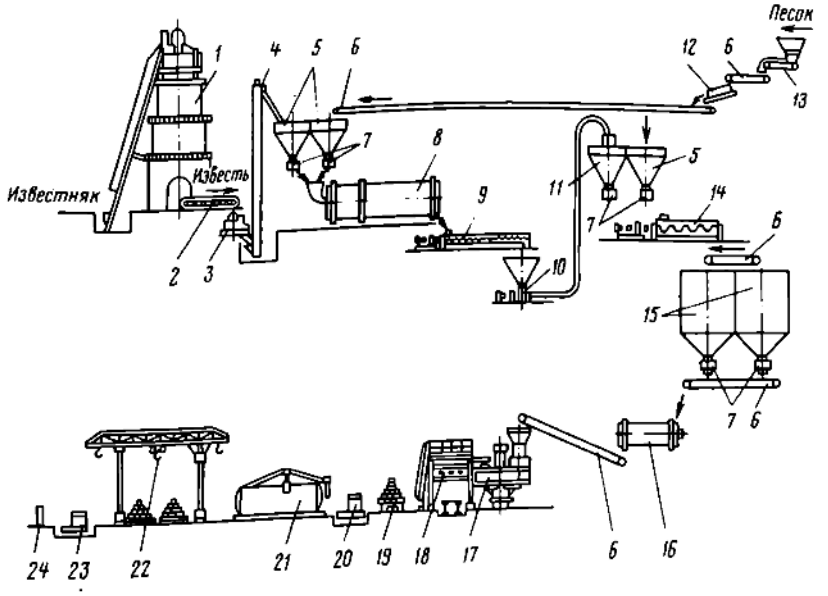


Рис. 8.7. Типовая схема производства силикатного кирпича:
1 - печь обжига извести; *2* - скребковый конвейер; *3* - дробилка; *4* - вертикальный ковшовый конвейер; *5* - бункеры; *6* - ленточные конвейеры; *7* - тарельчатые питатели (дозаторы); *8* - мельница для помола извести с песком; *9* - винтовой питатель; *10* - двухкамерный пневмонасос; *11* - бункер известково-песчаной смеси; *12* - грохот; *13* - питатель; *14* - смеситель; *15* - силосы (реакторы); *16* - стержневой смеситель; *17* - пресс; *18* - автомат-укладчик; *19* - вагонетка; *20* - электропередаточный мост; *21* - автоклав; *22* - кран; *23* - электропередаточная тележка; *24* - установка по очистке платформ автоклавных вагонеток

(активная) известь CaO. Из печи известь по скребковому конвейеру поступает в дробилку. Дробленый материал вертикальным ковшовым конвейером поднимается до бункера. Кварцевый песок, поступающий в приемный бункер, питателем и конвейером подается на грохот, где классифицируется для получения фракции 0,2-2 мм, которая является наиболее рациональной при производстве силикатного кирпича. Кроме того, содержание глинистых включений в кварцевом песке должно составлять не более 10%, а органических сведено до минимума. Обработанный песок доставляется ленточным конвейером в бункер-накопитель, откуда с помощью тарельчатых питателей (дозаторов) составляющие сырьевой смеси силикатного кирпича - известь и песок - подаются в мельницу для помола. При этом содержание активной извести CaO в смеси должно составлять от 7 до 10%. Подготовленная смесь винтовым питателем и двухкамерным пневмонадозаторов известково-песчаная смесь, увлажненная водой, подается в смеситель.

Перемешанная увлажненная смесь извести с песком по реверсивному ленточному конвейеру поступает в металлические или железобетонные бункера-силосы (способ производства кирпича называется с и л о с н ы м), где выдерживается в течение 1-4 ч в зависимости от скорости гашения извести. При гашении смеси во вращающихся барабанах способ называется б а р а б а н н ы м. При строительстве современных новых заводов силикатного кирпича в технологические схемы вводят реакторы непрерывного действия, что обеспечивает поточную технологию.

Из силосов смесь поступает в стержневой смеситель, а оттуда с влажностью 6-7% - под пресс, где под давлением до 37 МПа прессуются кирпичи. Кирпич-сырец автоматами укладывается на вагонетки и доставляется в автоклав на окончательную обработку. Процесс полной автоклавной обработки (запаривание) продолжается 8-12 ч, включая пять этапов: первый - с момента пуска пара до установлении в автоклаве температуры 100 °С, второй - с начала подъема давления до достижения его максимального значения, третий - выдержка кирпича при постоянном давлении и температуре, на четвертом этапе снижается давление, на пятом снижается температура со 100 до 18-20 °С. На всех этапах не следует допускать резких перепадов давления и температуры.

Готовый кирпич краном и передаточными устройствами складируется либо отгружается потребителям.

8.5. ПРОИЗВОДСТВО ПОРТЛАНДЦЕМЕНТА

Для получения портландцемента с карьеров на цементный завод поставляют известняк, глинистые материалы и гипс. Из поступивших компонентов приготавливается сырьевая смесь,

которая обжигается в печах до спекания, превращаясь в клинкер. В результате помола клинкера с добавкой гипса получается портландцемент.

Наиболее сложным и важным этапом в производстве портландцемента является получение сырьевой смеси, так как соблюдение необходимых соотношений компонентов обеспечивает полноту прохождения химических реакций между ними и однородность клинкера. Приготовление смеси может осуществляться мокрым, сухим и комбинированным способами.

М о к р ы й способ применяют при значительной влажности исходного сырья. В этом случае тонкое измельчение и смешение составляющих осуществляют в водной среде, используя способность мягких горных пород (мел, глины) легко распадаться в воде на мелкие частицы. На рис. 8.8 приведена технологическая схема получения цемента в целом при мокром способе подготовки сырьевой смеси. По этой технологии глина, поступающая из карьера, смешивается с водой, превращается в водную

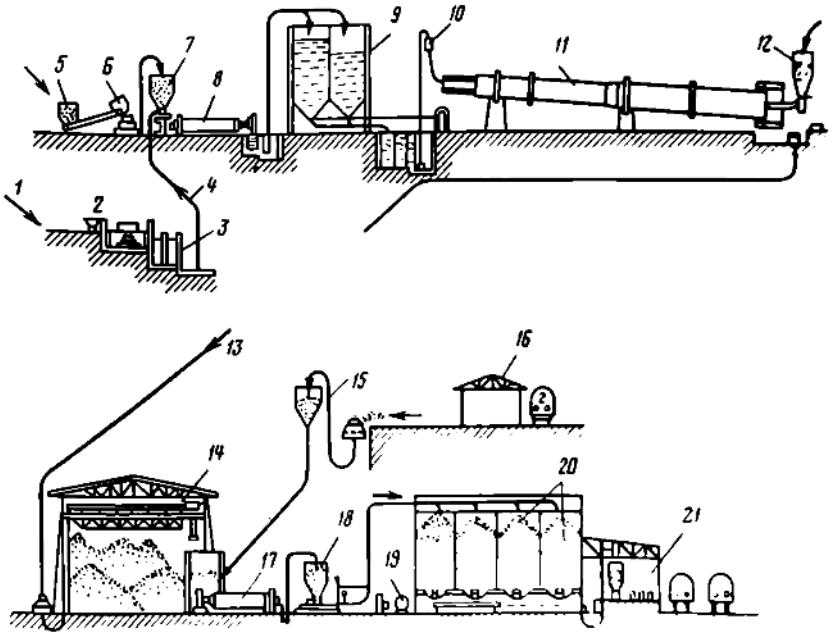


Рис. 8.8. Схема производства портландцемента мокрым способом:
1 - подача из карьера; *2* - насосная установка для подачи воды; *3* - глиноболтушка; *4* - подача глиняной суспензии в сырьевую мельницу; *5* - подача известняка из карьера; *6* - дробилка; *7* - дозатор; *8* - сырьевая трубная мельница; *9* - шламбассейн; *10* - дозатор шлама; *11* - вращающаяся печь; *12* - подача топлива; *13* - транспортирование клинкера; *14* - склад клинкера; *15* - дробление и дозирование гипса; *16* - склад гипса; *17* - трубная мельница для помола клинкера с гипсом; *18* - пневматический насос; *19* - компрессор; *20* - склад (силос) цемента; *21* - пункт расфасовки и упаковки цемента

суспензию в глиноболтушках (рис. 8.8) и подается в весовой дозатор непрерывного действия с автоматическим управлением, где в необходимой пропорции смешивается с известняком, поступающим из карьера и прошедшим дробление в дробилке. Совместное измельчение в сырьевой трубной мельнице известняка и глины обеспечивает тщательное смешение материалов. Более 90% частиц смеси имеют размер менее 80 мкм. После мельниц известково-глинистый шлам насосами перекачивается в шламбассейны, в них окончательно корректируют химический состав шлама. Подготовленный шлам через автоматический питатель-дозатор поступает во вращающуюся наклонную печь для обжига со стороны верхнего холодного конца. Со стороны нижнего (горячего) конца подается топливо (газ, мазут, воздушно-угольная смесь), сгорающее в виде 20-30-метрового факела. Поступающее сырье медленно движется навстречу горячим газам, проходя несколько температурных зон.

В з о н е и с п а р е н и я (сушки) сырьевая смесь высушивается при постепенном повышении температуры с 70 (в начале зоны) до 200 °С (в конце зоны). Материал комкуется.

В з о н е п о д о г р е в а температура поднимается с 200 до 700 °С. Выгорают органические вещества. Зоны сушки и подогрева - подготовительные, занимают 50-60% длины печи.

В з о н е д е к а р б о н и з а ц и и (20-23% длины печи) температура материала поднимается с 700 до 1100 °С. Здесь завершается диссоциация $CaCO_3$, сопровождающаяся большим потреблением теплоты.

В з о н е э к з о т е р м и ч е с к и х р е а к ц и й (1100-1250 °С, 5-7% длины печи) образуется белит и другие соединения; выделяется большое количество тепла; температура материала повышается на 150-200 °С.

В з о н е с п е к а н и я (1300-1450-1300 °С, 10-15% длины печи) температура обжигаемого материала достигает 1450 °С, при которой образуется главный минерал клинкера - алит; материал спекается и частично оплавляется.

В з о н е о х л а ж д е н и я температура клинкера снижается с 1300 до 1000 °С.

Цементный клинкер выходит из печи в виде гранул, интенсивно охлаждается с 1000 до 100-200 °С подающимся навстречу воздухом и поступает на склад, где выдерживается одну-две недели.

Для получения цемента из клинкера последний поступает в трубную многокамерную мельницу. При помоле к клинкеру добавляют гипс (не более 3,5%) для замедления схватывания портландцемента. Готовый портландцемент пневматическим насосом подается на склад (силос) цемента, а оттуда - на упаковку и отправку потребителю.

Схема производства цемента с у х и м способом приведена на рис. 8.9. Этот способ наиболее выгоден при использовании известняка и глины с невысокой влажностью (10-15%), одно-

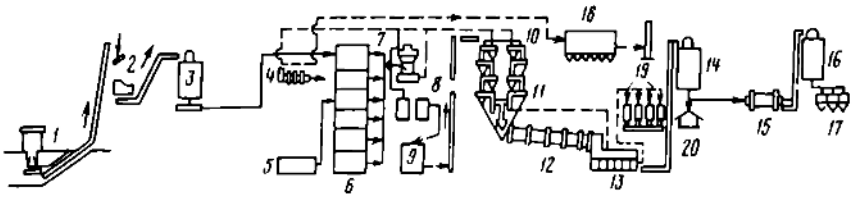


Рис. 8.9. Схема производства портландцемента сухим способом:
1 - дробилка первичного дробления известняка; *2* - дробилка вторичного дробления; *3* - силос известняка; *4* - сушильный барабан для глины; *5* - склад добавок; *6* - дозировочный узел; *7* - валковая мельница М-36; *8* - гомогенизационный силос; *9* - запасной силос; *10* - циклонный теплообменник; *11* - декарбонизатор; *12* - вращающаяся печь; *13* - холодильник; *14* - клинкерный силос; *15* - цементная мельница; *16* - цементный силос; *17* - отгрузочные бункера цемента; *18* - электрофильтр; *19* - пылеулавливатели; *20* - пункт отгрузки товарного клинкера

родного состава и физической структуры, когда можно получить гомогенную сырьевую муку при сухом помоле.

После двух стадий дробления с одновременным подсушиванием известняк поступает в силос. Глина проходит сушку в сушильном барабане. С помощью дозировочного узла компоненты в необходимом соотношении (3:1, 75% известняка и 25% глины) поступают в валковую мельницу. Для корректировки химического состава и свойств в смесь могут вводиться добавки (трепел, опока, колчеданные огарки и т.п.). В мельнице одновременно с тонким измельчением осуществляется сушка сырья до влажности 1-2%. Сырьевую муку направляют в силосы, где корректируют состав сырья и создают запас для бесперебойной работы печей.

Для обжига сырьевая мука поступает во вращающуюся печь, но предварительно проходит теплообменник, подогреваясь, и декарбонизатор (процесс декарбонизации вынесен из печи, что сократило ее размеры). При сухом способе производства цемента в печи отсутствует также зона испарения. В остальном обжиговая печь аналогична таковой при мокром способе производства. Готовый клинкер из печи поступает через холодильник, а затем в клинкерный силос. Помол клинкера с добавлением гипса осуществляется в мельнице, откуда выходит готовый портландцемент и складируется в силосе для последующей отправки потребителю.

8.6. ПРОИЗВОДСТВО СТЕКЛА

Основным минеральным сырьем для производства строительного стекла являются кварцевый песок, известняк или доломит, сода и сульфат натрия. Переработка этого сырья в строительное силикатное стекло предусматривает подготовку стекольной шихты, валку стекла в стекловаренных печах при различных

температурных режимах, введение в процессе варки стекла различных соединений, придающих ему специальные свойства.

Помещенная в стекловаренную печь шихта при температуре 800-900°С проходит стадию силикатообразования. Следующей стадией стеклообразования (1150-1200°С) является получение прозрачной массы, но при наличии в ней большого числа газовых пузырей. Освобождение от них (дегазация) осуществляется при поднятии температуры до 1400-1500°С. К концу этой стадии масса полностью дегазируется и становится однородной.

В зависимости от назначения стекла в процессе варки к нему могут добавляться осветлители, способствующие выделению газовых пузырей; обесцвечиватели, делающие стекольную массу бесцветной; глушители, если производимое стекло должно быть непрозрачным.

При производстве листового стекла из стекольной массы одним из существующих способов вытягивают бесконечную ленту, разрубаемую затем на стекольные листы требуемых размеров. При этом необходимая толщина стекла обеспечивается изменением скорости вытягивания.

Кроме листового стекла различного назначения - обычное оконное, теплопоглащающее, увиолевое (пропускающее ультрафиолетовые лучи), армированное, закаленное, архитектурно-строительное и др. - производятся облицовочное стекло, пустотелые стеклянные блоки, стеклянные трубы, панели профильного стекла и т.д.

8.7. ПРОИЗВОДСТВО АСБЕСТОЦЕМЕНТНЫХ ИЗДЕЛИЙ

Асбестоцемент - это композиционный цементный материал, упрочненный хризотил-асбестом (иногда амфиболовым асбестом). Предел прочности асбестоцемента при растяжении в 3-5 раз, а при изгибе в 2-3 раза выше, чем цементного камня.

В нашей стране выпускается свыше 40 видов изделий из асбестоцемента: профилированные листы для кровель и обшивки стен, обыкновенные или окрашенные плоские плиты для облицовки стен, панели стеновые, трубы напорные и безнапорные, вентиляционные короба и т.д.

Для производства изделий поставляемый с карьера асбест смешивается с портландцементом марок 400 или 500. В асбестоцементной массе должно содержаться около 15% асбеста. Для получения цветных изделий применяют цветные цементы или добавляют в массу минеральные щелочестойкие пигменты. Весь процесс можно разделить на следующие операции: расщепление (распушка) абсеста на тонкие волокна; приготовление асбестоцементной суспензии; отфильтрование из жидкой асбестоцементной массы тонкого полотна; формование изделий из полотна; твердение изделий в пропарочных камерах, водных бассейнах, автоклавах.

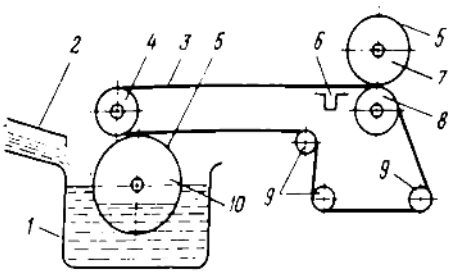


Рис. 8.10. Схема формовочной машины:
1 - ванна; *2* - желоб для подачи асбестовой массы; *3* - бесконечная суконная лента; *4* - прижимной вал; *5* - слой асбестоцементной массы; *6* - вакуум-коробка; *7* - форматный барабан; *8* - ведущий вал; *9* - натяжные валики; *10* - полый барабан, обтянутый сеткой

Распушка осуществляется на бегунах, а затем в голлендере - резервуаре, в котором вращается барабан с ножами. Сюда же добавляется цемент и вода. Из голлендера масса поступает в ковшовую мешалку, где завершается подготовка суспензии, подающейся в формовочную машину (рис. 8.10). Основным рабочим органом ее является полый барабан, обтянутый металлической сеткой. Вращающийся в ванне с суспензией барабан отфильтровывает на сетке слой асбестоцементной смеси, который снимается бесконечной суконной лентой и переносится на форматный барабан. Когда слой массы на форматном барабане достигает необходимой толщины, он разрезается по образующей барабана. Получаемый асбестоцементный лист конвейером подается для дальнейшей обработки (режется по размерам, прессуется, профилируется).

При изготовлении труб форматный барабан съемный. При достижении необходимой толщины стенки трубы форматный барабан снимается, а на его место устанавливается новый. Готовую трубу снимают с барабана и отправляют в водные бассейны или пропарочные камеры. Твердение изделий завершается в утепленных складах.

Кроме описанного существуют полусухой и сухой способы. При полусухом способе изделия формуют из концентрированной массы с влажностью 30-35% на специальных машинах бесслойного формования при сильном уплотнении. При сухом способе распушенный абсест смешивают с цементом и молотым песком в сухом состоянии. Затем смесь увлажняют до 14-16%, уплотняют на конвейере под прессом или валками, а затем направляют на отвердение в автоклавы.

Контрольные вопросы

1. Назовите основные процессы производства щебня и песка из скальных пород.
2. Каковы основные операции переработки минерального сырья при производстве керамических изделий?
3. Каков процесс обработки силикатного кирпича-сырца?
4. Назовите способы производства цементного клинкера.
5. Каковы основные операции процесса производства абестоцементных изделий?

9. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ И ВОССТАНОВЛЕНИЕ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

9.1. ВЛИЯНИЕ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО ПО ОХРАНЕ ПРИРОДЫ

Добыча полезных ископаемых является процессом активного воздействия на окружающую среду, сопровождающимся весьма существенными изменениями в земных недрах, на земной поверхности, в окружающем воздушном и водном бассейнах.

В земной коре образуются полости (выработанное пространство карьеров), иногда (при крутом падении залежей и пластов) достигающие очень больших размеров. Покрывающие и вмещающие полезное ископаемое пустые породы, не находящие применения в хозяйстве, размещаются в отвалах, образуя таким образом техногенный рельеф, зачастую отнюдь не равноценный тем площадям сельскохозяйственного, лесного и другого пользования, которые были отторгнуты в качестве горного отвода.

Как правило, существенно нарушается гидрологический режим местности, что ведет к ухудшению водопользования населения и промышленности из-за снижения уровня поверхностных и грунтовых вод и загрязнения их сточными водами. Кроме того, нарушается водоснабжение окрестных лесов, пастбищ, посевных площадей, что ведет к деградации растительности, снижению урожайности и, как следствие, существенному изменению животного мира.

Действующий карьер оказывает значительное влияние на окружающее воздушное пространство. Источниками выбросов вредных и загрязняющих веществ являются массовые взрывы (пыль, оксид углерода, оксиды азота) горнотранспортное оборудование (пыль, выхлопные газы - оксиды углерода, оксиды азота, углеводороды).

При разработке месторождений используются недра земли, главное богатство которых - полезные ископаемые, являющиеся практически невозобновимыми для нашего и последующих поколений человечества в обозримом будущем, так как они образуются в течение длительных геологических периодов. Это существенно отличает недра от других видов природных богатств.

Правовую основу природопользования составляет система законов, в которых сформулированы права и обязанности граждан и предприятий в области охраны природной среды и рационального использования природных ресурсов. К ним относятся водный, земельный и лесной кодексы России; законы о недрах, об охране атмосферного воздуха, об охране и исполь-

зовании животного мира, об охране окружающей природной среды; "Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых" и др. В этих документах отражается необходимость комплексного подхода к решению задач охраны природы и обеспечения рационального использования природных ресурсов, планирования природоохранных мероприятий, а также контроля за их реализацией и состоянием природной среды.

Указанный перечень документов пополняется правительственными постановлениями, которые, как правило, являются реакцией на изменения в экологии окружающей среды.

9.2. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

9.2.1. ОХРАНА НЕДР

Согласно требованиям единых правил охраны недр уже на стадии проектирования разработки, а затем при эксплуатации необходимо уделять самое серьезное внимание рациональному и комплексному использованию месторождений твердых полезных ископаемых и охране недр. В полной мере это относится и к разработке месторождений нерудных строительных материалов и сырья для их производства.

Рациональное использование недр предусматривает в первую очередь наиболее полное извлечение полезных ископаемых в их геологических контурах, что обеспечивается:

снижением уровня потерь полезного ископаемого на контактах с вмещающими, покрывающими и подстилающими пустыми породами, за счет применения прогрессивных технологий и техники и постоянного их совершенствования при отработке контактных зон (на современных карьерах карбонатного и глинистого сырья потери составляют 0,1-0,2 м по мощности пласта при зачистке кровли добычных уступов и до 0,5 м в целиках в подошве добычных уступов на контактах с подстилающими породами);

применением технологий и техники, способствующих максимальному извлечению кондиционного сырья - товарного продукта карьера. Так, на карьерах, отрабатывающих месторождения скальных магматических пород, осадочных или метаморфических, следует применять такую технологию буровзрывных работ, чтобы не допускать переизмельчения взрываемой горной массы и снижения таким образом выхода кондиционных фракций щебня. На карьерах стенового и блочного камня необходимо тщательно относиться к определению направления развития и выбору технологии ведения горных работ с тем, чтобы обеспечить максимальный выход товарной продукции, а появляющийся окол использовать в полном объеме для производства щебня и бутового камня;

вовлечением в разработку полезного ископаемого с некондиционным содержанием полезных (вредных) компонентов и последующей его шихтовкой с полезным ископаемым высокого качества (см. примеры усреднения цементного сырья в разд. 6);

комплексным использованием месторождений, при котором из недр извлекаются несколько полезных ископаемых (надо стремиться к извлечению всех горных пород, которые могут быть использованы в хозяйстве, т.е. к малоотходной и безотходной технологиям). Благодаря этому сокращаются объемы вскрышных и некондиционных пород, направляемых в отвал, улучшаются технико-экономические показатели карьеров, в частности, снижается себестоимость продукции, получаемой из основного полезного ископаемого, так как часть издержек относится на другие полезные ископаемые;

складированием строительных пород, временно не нашедших применения в хозяйстве, в спецотвалы.

Комплексное освоение месторождений полезных ископаемых в промышленности нерудных строительных материалов предопределяется еще на стадии геологоразведочных работ. Геологоразведочные организации на основании всестороннего изучения полезного ископаемого, вскрышных и попутно добываемых пород дают рекомендации по их использованию. Эти рекомендации рассматриваются проектными организациями с учетом технической возможности и экономической целесообразности их реализации и при положительном заключении вносятся в проект разработки месторождения. Например, по данным геологической разведки известняки Величковского месторождения (Андреапольский известняковый завод, Калининская обл.) утверждены в качестве карбонатной составляющей портландцементного клинкера. Однако, кроме того, они по химическому составу и физико-механическим свойствам пригодны для производства минеральной подкормки птиц, флюсового сырья, строительного щебня и бутового камня марки 400 и выше. Глинистые породы, залегающие между пластами известняка, могут быть использованы как глинистый компонент цементного клинкера, а также могут быть использованы для производства керамзитового гравия, песка и керамического кирпича. Согласно проекту на разработку месторождения, составленному Ленгипростромом, из карьера предусматривается добывать известняк для производства известняковой муки и щебня, а также глину для производства керамзита. Однако это не исключает использование полезных ископаемых в других целях в случае необходимости.

В цементной промышленности, где треть эксплуатируемых месторождений комплексные, такой порядок проектирования и освоения месторождений стал обязательным и дает высокую экономическую эффективность. При этом возможно использование совместно залегающих (с основным полезным ископаемым) пород в качестве компонента цементной сырьевой смеси или добавок (на карьере ПО "Михайловскцемент" наряду с основным сырьем -

известняком - добываются и используются в производстве юрские глины; на Фокинском карьере ПО "Брянскцемент" добывается трепел, залегающий в кровле основного карбонатного компонента - мела, и используется в качестве добавки в производстве цемента; на Серебряковском карьере наряду с мелом - основным полезным ископаемым - добывается использующаяся в сырьевой смеси глина и т.д.). Иногда попутно добываемые пустые породы и некондиционное сырье применяются для производства строительных материалов (кроме цемента) и других видов продукции (на карьере мраморизованных известняков "Перевал" некондиционное сырье используется для производства щебня, мраморной крошки; на карьерах Сланцевского цементного завода, Яблоновском и Афанасьевском из доломитовых включений получают щебень, доломитовую муку для сельского хозяйства, минеральный заполнитель для асфальтобетона). В некоторых случаях добываемое в избытке цементное сырье используется в других целях, в частности, в качестве флюсов в цветной металлургии и в сахарной промышленности (карьер Усть-Каменогорского цементного завода), для производства карбида кальция (карьер Карагандинского цементного завода), силикатного кирпича (карьер Семипалатинского цементного завода), инертной пыли, известняковой муки и т.д.

Нельзя не отметить тот факт, что практически все предприятия горнодобывающей промышленности укладывают в отвалы миллионы кубических метров пустых пород, которые чаще всего отвечают самым высоким требованиям ГОСТов на одноименные строительные горные породы. Так, на предприятия КМА завозился строительный щебень, а кварциты карьеров укладывались в отвалы.

Переход предприятий на хозрасчет и самофинансирование послужили хорошим толчком к изменению такого положения: строятся дробильно-сортировочные заводы для производства щебня, других стройматериалов, использующие пустые породы карьеров КМА, Оленегорского ГОКа и т.д. Таким образом, налаживание повсеместного производства строительных материалов на горнодобывающих предприятиях черной, цветной металлургии, угольной, химической и других отраслей позволит резко сократить число карьеров по добыче нерудных строительных материалов и сырья для их производства и тем самым улучшить экологическую обстановку в соответствующих регионах страны.

9.2.2. ОХРАНА ЗЕМЕЛЬНЫХ РЕСУРСОВ

Под охраной земельных ресурсов понимается система мероприятий, предусматривающих сохранение, улучшение и направленное изменение земельных массивов. Наиболее ценная и важная часть земель в обеспечении жизнедеятельности человека - это сельскохозяйственные угодья (пашня, сенокосы,

пастбища). Поэтому при рассмотрении вопроса об охране земельных ресурсов в первую очередь выделяется защита и улучшение земель, пригодных для сельского хозяйства, тем более что в нашей стране только треть территории находится в сравнительно благоприятных для земледелия климатических условиях.

Мероприятия по охране земель при разработке месторождений полезных ископаемых могут быть объединены в следующие две группы:

сокращение площадей земельных участков, отводимых для размещения горных предприятий, а тем более площадей, нарушаемых горными работами, путем: более рационального и компактного размещения промышленных площадок и различных сооружений; совершенствования технологии горного производства, в том числе отвалообразования, в первую очередь за счет изыскания возможности извлечения и последующего складирования пород в отвалы в природной последовательности, что значительно повысит эффективность восстановленных земель, а также за счет внедрения многоярусности и, как результат, экономии первозданной поверхности; всемерной утилизации образующихся в процессе производства отходов, устранения загрязнения почв и др;

восстановление ландшафта (рекультивация нарушенных земель) - возвращение ландшафту утраченных им свойств и функций (производство сельскохозяйственных культур, трав, возведение лесов и т.д.), а также преобразование ландшафта с целью рационального использования (хозяйственные и питьевые водоемы, зоны отдыха и т.д.).

Методы реализации мероприятий второй группы рассматриваются ниже.

9.2.3. ОХРАНА ВОЗДУШНОГО ПРОСТРАНСТВА

Охрана атмосферы на горнодобывающем предприятии должна осуществляться в двух основных направлениях:

предупреждение и сокращение выбросов вредных газообразных веществ и пыли при производстве горных работ в карьере, на отвалах пустых пород и в других подразделениях предприятия (дробильно-сортировочный, цементный, кирпичны завод, гараж и т.д.);

тщательный учет природных факторов при выборе площадки и размещении проектируемых сооружений.

Предупреждение и сокращение загрязнения атмосферы следует предусматривать уже при проектировании разработки месторождений, принимая в проектных решениях технологические агрегаты, дающие наименьшее количество выбросов в атмосферу; более мощные агрегаты с целью сокращения их количества; электрические и на газообразном топливе взамен работающих

на жидком и твердом; поточную технологию вместо цикличной и т.д.

Для сокращения выбросов вредных веществ и пыли в атмосферу от принятых в проекте технологических процессов и горнотранспортного оборудования следует выполнять специальные мероприятия:

при бурении скважин станками шарошечного и ударно-вращательного бурения применять пылеподавление воздушно-водяной смесью;

использовать ВВ с нулевым или близким к нему кислородным балансом при производстве взрывных работ;

для сокращения выделения оксидов азота стремиться к взрыванию высоких уступов с воздушными промежутками;

применять водяную забойку скважин;

орошать водой взрываемый блок, прилегающие к нему территории, взорванную горную массу после взрыва и забой погрузочных машин в процессе погрузки;

при складировании пустых пород в отвалах локализовывать источники пылеобразования водой, растворами, пеной, битумом, коллоидами;

увлажнять и покрывать автомобильные дороги, поверхности складов, бортов карьеров и другие пылящие поверхности предохранительными корками, пленками;

постоянно совершенствовать производственные процессы с целью максимального снижения и ликвидации выбросов.

Очень важную роль в обеспечении чистоты воздушного бассейна карьера, территории жилой и промышленной зоны играют планировочные мероприятия, которые предусматривают всесторонний учет и использование природных факторов при размещении предприятий;

рельефа местности, высотных отметок площадки предприятия, а также намечаемых к застройке жилых районов;

инверсионной характеристики района и розы ветров;

частоты образующихся туманов;

расположения русел рек в рассматриваемом районе и их влияния на изменение направлений ветров;

наличия и уровня сложившегося фонового промышленного загрязнения атмосферного воздуха в районе намечаемого строительства.

Во всех случаях при эксплуатации месторождений для поддержания нормального санитарного состояния воздушного пространства необходимо предусматривать создание санитарно-защитной зоны между карьером (заводом) и жилыми районами, а также проводить своевременную техническую и биологическую рекультивацию нарушенных площадей и отвалов.

Предприятия по добыче и переработке строительных горных пород являются одновременно крупными водопользователями и водосбрасывателями.

В больших масштабах воду потребляют и сбрасывают карьеры, откачивающие подземные воды из водоносных горизонтов при осушении месторождений, применяющие гидромеханизацию на вскрышных и добычных работах, осуществляющие мероприятия по подавлению пыли на всех пылящих агрегатах, поверхностях, отвалах, автодорогах; перерабатывающие дробильно-сортировочные, цементные, кирпичные, камнерезные заводы и цеха; объекты промышленных площадок; жилые массивы предприятия.

Пульпа из рыхлой вскрыши поступает в гидроотвал, отстаивается, осветленная вода сбрасывается в природные водохранилища и водотоки, фильтруется и соединяется с подземными водами, участвует в оборотном водоснабжении.

Строительство и эксплуатация горного предприятия сопровождается образованием выработанного пространства и сооружением значительных дренажных систем по осушению месторождения, что ведет к существенному нарушению естественного гидродинамического режима подземных вод, выражающегося в коренном изменении уровня, скоростей и направления фильтрации подземных вод на больших площадях. В результате истощаются запасы подземных вод, падает производительность водозаборов, оказавшихся в пределах развивающейся депрессионной воронки, нередко являющихся единственным источником хозяйственно-питьевого водоснабжения района отрабатываемого месторождения. При осушении с помощью скважин, заложенных с поверхности, и при условии постоянного санитарного надзора откачиваемая вода может быть использована непосредственно для водоснабжения ближайших населенных пунктов и предприятий. Однако в тех случаях, когда месторождение очень обводнено и для осушения применяются подземные горные выработки, откачиваемые подземные воды приобретают свойства рудничных вод, непригодны для питьевого и бытового водоснабжения и сбрасываются на поверхности.

Перерабатывающие заводы и цехи, объекты промплощадки и жилые массивы использованную воду направляют в хранилища промстоков (очистные сооружения), откуда она после очистки снова поступает в оборот или сбрасывается в водохранилища или водотоки на поверхности.

Подводя итоги рассмотрения водообменных взаимоотношений горнодобывающих предприятий с окружающей средой, можно сказать, что основными объектами водопотребления и водозагрязнения являются подземные воды и поверхностные водохранилища (озера) и водотоки (реки, ручьи). Поэтому при проектировании разработки месторождений открытым способом следует предусматривать мероприятия по сохранению запасов подземных вод

при осушении месторождений и предотвращению загрязнения рек и поверхностных водоемов.

В соответствии с водным законодательством России необходимо:

рационально использовать водные объекты, заботиться об экономном расходовании воды, восстановлении и улучшении качества воды;

принимать меры к полному прекращению сброса в водные объекты сточных вод, содержащих загрязняющие вещества.

Одним из основных мероприятий по сохранению подземных и поверхностных вод на действующем горнодобывающем предприятии является устройство замкнутых оборотных систем производственного водоснабжения для перерабатывающих заводов и цехов и для гидромеханизированной добычи и производства вскрышных работ на карьерах.

Для снижения вредного воздействия хвостохранилищ на подземные воды необходимо экранировать их ложе. Наиболее эффективным является сочетание пленочного покрытия с грунтовым экраном, предохраняющим покрытие от повреждения.

В определенных горно-геологических условиях может быть рациональным использование противофильтрационных завес, сооружаемых вокруг месторождения. В этом случае карьер защищается от поступления подземных вод, а водоносные горизонты изолируются от загрязняющих стоков карьера и чрезмерных потерь при его осушении. Сооружение завес предусматривает образование в горном массиве узких щелей (траншей) соответствующих размеров и заполнение их водонепроницаемыми, водоустойчивыми, механически прочными материалами: сборным железобетоном, бетоном, глиной. В последние годы для этого широко используются водонепроницаемое просмоленное полотно, войлок, синтетические пленки.

Предохранение рек в районах расположения карьеров от загрязнения горючесмазочными материалами осуществляется путем сооружения установок для очистки и восстановления отработанных масел. При отсутствии очистительных установок отработанные масла и другие материалы собирают и вывозят за пределы карьера в специально отведенные для этих целей места.

Если вывоз отходов затруднен, они сжигаются на специально отведенных площадках по согласованию с органами пожарного и санитарного надзора.

Добыча песчано-гравийных материалов из русел и в поймах рек, а также из других водоемов связана с поступлением в воду мелких фракций породы, изменением гидрологического режима, качества воды и экологии водоемов.

Размеры дополнительной мутности в водоеме обусловлены в основном гранулометрическим составом разрабатываемых пород, типом и производительностью используемых снарядов (землесосов, многочерпаковых, грейферных), количеством и способом

поступления в водоем нетоварных фракций, местоположением карьера в водоеме.

Основным мероприятием, способствующим предотвращению негативного влияния добычи строительных материалов на экологию водоемов, является совершенствование проектирования и организации добычи, в том числе:

обоснованный выбор водоемов и их участков для разработки карьеров с учетом рыбохозяйственного, санитарного и другого хозяйственного значения (учет расположения нерестилищ, водозаборов, сельскохозяйственных угодий, морфологии русла, гидрологического режима, максимальное использование закрытых акваторий для добычи и складирования отвалов и т.д.);

создание искусственных преград для распространения зоны мутности в потоке (оградительные дамбы, ветвистые завесы, сетки из синтетических материалов и т.д.);

применение прогрессивной технологии, оборудования и устройств, направленных на комплексное использование добываемых материалов на основе безотходной или малоотходной технологии и т.д.;

выбор и обоснование технических средств добычи с учетом их производительности, технологии работы и характеристики месторождения.

9.3. ВОССТАНОВЛЕНИЕ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

9.3.1. ФОРМЫ НАРУШЕНИЯ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЗЕМЕЛЬ

Со времени организации промышленности нерудных строительных материалов площадь земель, нарушенных открытыми работами, составляет свыше 120 тыс. га. Ежегодно при достигнутом объеме производства без учета песчано-гравийной массы, добываемой из русел рек, открытыми работами нарушается около 4 тыс. га поверхности. Площадь ежегодно образующихся отвалов рыхлых пород на карьерах промышленности нерудных строительных материалов составляет 3 тыс. га.

Основные формы нарушения земной поверхности при открытой разработке месторождений приведены на рис. 9.1, *а* и 9.2, *а*. Отработка горизонтального и пологого месторождения сопровождается образованием в земной поверности на глубину залегания полезного ископаемого выемки (выработанного пространства) часто заполненной внутренними отвалами с гребенчатой (при укладке пород экскаватором) или плоской (при транспортной доставке) поверхностью. При крутом падении пластов в земной коре образуется котлован внушительных размеров в глубину и в плане, значительная площадь поверхности занимается внешними отвалами.

Указанные выше масштабы нарушения земной поверхности только промышленностью нерудных строительных материалов сви-

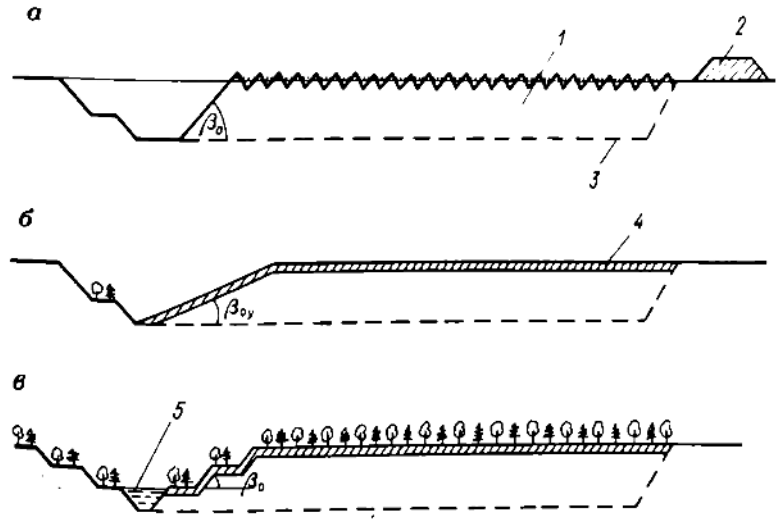


Рис. 9.1. Формы нарушения (*а*) и восстановления (*б*, *в*) земель при отработке горизонтальных и пологих залежей:
1 - внутренние отвалы; *2* - склад почвенно-растительного слоя; *3* - граница карьера на конец отработки; *4* - нанесенный почвенно-растительный слой; *5* - водоем

детельствуют о чрезвычайной важности мероприятий по восстановлению (рекультивации) нарушенных земель.

Под р е к у л ь т и в а ц и е й понимается восстановление нарушенных промышленностью земельных площадей с целью их использования в других отраслях хозяйства.

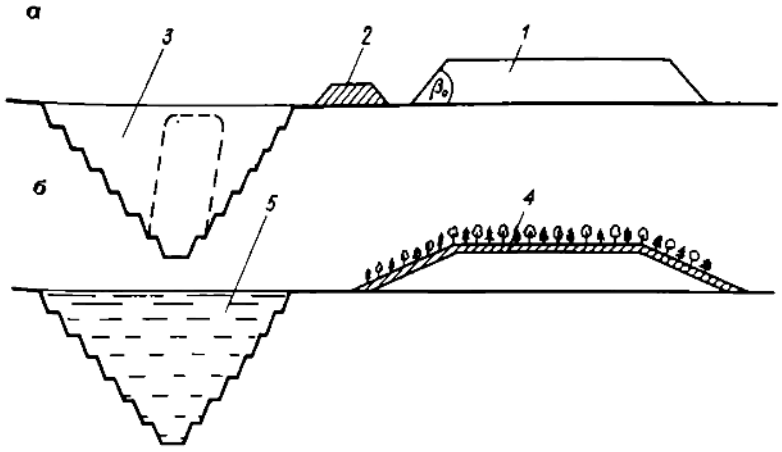


Рис. 9.2. Формы нарушения (*а*) и восстановления (*б*) земель при отработке крутых залежей:
1 - внешний отвал; *2* - склад почвенно-растительного слоя; *3* - отработанный карьер; *4* - нанесенный почвенно-растительный слой; *5* - водоем

Основными направлениями рекультивации являются сельскохозяйственное, природоохранное, водохозяйственное, строительное.

При сельскохозяйственном направлении рекультивации воссозданные земли используются для выращивания сельскохозяйственных культур, разведения садов, пастбищ и сенокосных угодий (рис. 9.1, *б*).

Лесохозяйственное использование восстановленных земель предполагает создание лесонасаждений целевого назначения (почвозащитные, водоохранные, климатические, лесопарковые, парковые), а также лесов деловой древесины (рис. 9.2, *б*).

Природоохранное направление - это создание зон отдыха, озеленение отвалов, загрязняющих окружающую среду, и др. (рис. 9.1, *в*).

Восстановление земель в водохозяйственных целях предусматривает создание водоемов различного назначения (водохранилища для разведения рыбы, домашней водоплавающей птицы технического назначения и др.) (рис. 9.2, *б*).

В случае необходимости нарушенные земли при восстановлении могут использоваться для жилищного и промышленного строительства, а также спортивных сооружений.

Из перечисленных направлений восстановления нарушенных земель предпочтение должно отдаваться рекультивации под сельскохозяйственное освоение.

9.3.2. ГОРНОТЕХНИЧЕСКАЯ РЕКУЛЬТИВАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ

Полное восстановление земель осуществляется, как правило, в процессе горнотехнической и биологической рекультивации.

Горнотехническая рекультивация, исходя из приведенных форм нарушения земной поверхности при открытых горных разработках, включает целый комплекс мероприятий, направленных на подготовку биологической рекультивации земель и их последующего целевого использования в хозяйстве. Содержание и последовательность выполнения мероприятий следующая:

снятие почвенно-растительного слоя на площади будущего карьера и на площадях, отведенных под внешние отвалы, его транспортирование и складирование в удобных для последующего использования местах;

формирование откосов отвалов и бортов карьеров в соответствии с последующим использованием;

планировочные работы на сформированных поверхностях;

транспортирование со склада и нанесение почвенно-растительного слоя на сформированные и спланированные поверхности (землевание);

строительство дорог целевого назначения, мелиорация,

устройство специальных гидротехнических сооружений при необходимости.

Съем почвенно-растительного слоя и его хранение - начальный этап горнотехнической рекультивации. Незначительная мощность почвы (20-120 см) предопределяет применение в основном легкого мобильного высокопроизводительного оборудования (экскаваторов с ковшом вместимостью до 1 м^3, скреперов, бульдозеров, погрузчиков, грейдеров, грейдеров-элеваторов), но не исключает применения мощной выемочно-погрузочной техники, отрабатывающей совместно почвенный слой и расположенный под ним вскрышной уступ (на Запорожском марганцевом карьере роторный экскаватор ЭРШР-5000 горизонтальной стружкой снимает почвенно-растительный слой мощностью 0,7 м, который конвейерами транспортируется на внутренний спецотвал, а затем вертикальными стружками отрабатывает освобожденный от почвы песчаный уступ высотой около 30 м).

Работа указанного оборудования на снятии почвы мало чем отличается от рассмотренных в разд. 2 выемочно-погрузочных машин. Иногда используются комбинации оборудования, например, бульдозер-экскаватор-автосамосвалы или бульдозер-погрузчик-автосамосвалы, особенно при размещении отвалов в оврагах и балках, когда работа бульдозера под уклон высокопроизводительна.

При разработке почвенного слоя высота временного спецотвала не должна превышать 10 м, а срок хранения 10 лет.

Технология рекультивации (формирования) откосов отвалов и бортов карьеров выбирается в соответствии с запроектированным направлением их использования.

Откосы овалов могут иметь сплошную и террасную формы.

Сплошная форма (A_1B_1 на рис. 9.3, *а*) придается одно- и двухъярусным отвалам небольшой высоты при использовании площади откосов для лесопосадок, в противоэрозионных и озеле-

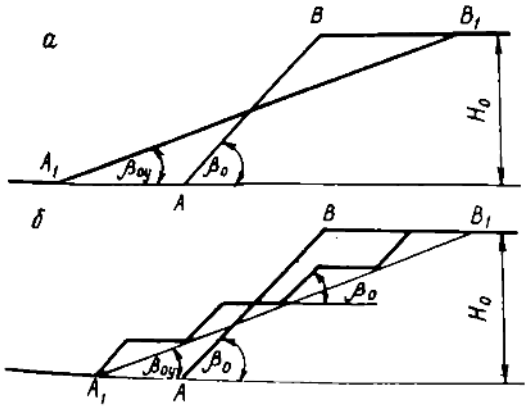


Рис. 9.3. Схема формирования сплошного (*а*) и террасного (*б*) откосов отвалов

15 Зак. 1217

Таблица 9.1

Значение углов откосов отвалов при различных противоэрозионных мероприятиях

Откосы отвалов	Угол откоса, градус	Противоэрозионные мероприятия
Пологие	4-6	Посадка почвозащитных лесонасаждений и кустарников, посев трав
Слабо покатые	6-10	Устройство водозащитных валов и шлейфов с водостоками, залужение (многолетние травосмеси), облесение
Покатые	11-20	Облесение, террасирование, устройство валов и шлейфов с водостоками
Крутые	21-40	Террасирование, устройство валов и водостоков, планировка, закладывание дерном, обрызгивание битумом, мочевиноформальдегидной смолой

нительных целях. В табл. 9.1 приведены углы откоса отвалов при проведении различных противоэрозионных мероприятий.

Рабочие углы отвальных откосов обычно находятся в пределах 30-40° (откос AB и угол β_0 на рис. 9.3, *а*), и необходимо их выполаживать, чтобы придать одно из значений табл. 9.1 (чаще всего 10-18°, откос A_1B_1 и угол условного откоса β_{oy} на рис. 9.3, *а*).

Формирование требуемого угла наклона откосов отвала может быть произведено в период строительства отвальной пионерной насыпи, во время отсыпки или после завершения отсыпки отвала.

Выполаживание отвалов может производиться сверху вниз с использованием при этом драглайнов и бульдозеров или снизу вверх - только драглайнами, так как бульдозеры при работе на подъем малопроизводительны.

Террасная форма придается откосам высоких отвалов, сложенных различными породами, с целью дальнейшего использования площади откоса в сельскохозяйственных и природоохранных направлениях.

Террасированные откосы отвалов должны закладываться под углом 15-40° (угол β_{oy} условного откоса A_1B_1 на рис. 9.3, *б*) в зависимости от устойчивости вскрышных пород и подлежащей применению впоследствии лесо- и сельскохозяйственной техники. Как показал опыт биологического освоения откосов отвалов, благоприятный рост растительности на откосах происходит при углах наклона не более 28°.

Как и при создании сплошной формы откоса, на террасировании чаще всего используются драглайны и бульдозеры.

Для предотвращения развития водно-ветровой эрозии угол наклона поверхности рекультивируемых площадей не должен превышать 1-2° при использовании их под пашню и 2-4° при использовании под пастбища и сенокосы. Для лесохозяйственного использования пригодны площади с продольным углом

наклона не более 10°, причем поперечный угол наклона не должен превышать 4°, а ширина террас по лесопосадке составлять не менее 10 м.

На карьерах месторождений равнинного типа, практически не имеющих вскрышных пород, после отработки месторождения остается только выработанное пространство. В этом случае подошву сухих карьеров ряхлят, планируют бульдозером, покрывают почвенно-растительным слоем и потенциально плодородными породами (суглинками) для дальнейшего использования под лесопосадки и многолетние травы. Откосам уступов придают углы от 7 до 15°.

Обводненные карьеры рекультивируются под водоемы различного назначения. На борту карьеров устраиваются пологие спуски, лестницы и лодочные станции. Откосы водоемов должны составлять: подводные до глубины 3 м - 10°, надводные высотой до 2 м - 5°. Откосы вышележащих уступов выполаживаются до 15-40°, а для предотвращения оползней в дальнейшем засаживаются деревьями.

Выработанное пространство отработанных карьеров при отсутствии или недостаточности своих вскрышных пород иногда закладывается вскрышными породами с действующих карьеров и промышленными отходами до уровня дневной поверхности, и рекультивированная площадь может быть использована для создания сельскохозяйственных и лесных угодий.

Выработанное пространство используется также для строительства зданий и сооружений. Таким образом рекультивирован карьер мела и глин "Большевик" ПО "Вольскцемент", где в выработанном пространстве построены и эксплуатируются две технологические линии цементного завода.

Борта карьеров месторождений нагорного типа превращаются в террасированный склон горы с указанными выше параметрами углов откосов и площадок.

Формирование откосов и поверхностей отвалов и карьеров заканчивается планировочными работами, предназначение которых - создание поверхности для нанесения почвенно-растительного слоя без просадочных участков (впадин), в которых могут скапливаться талые и дождевые воды.

Землевание - заключительный этап горнотехнической рекультивации - включает комплекс работ по доставке и нанесению почвенного слоя на сформированные поверхности. Начинается этап спустя 1-3 года после окончания отвалообразования, когда произойдет самоуплотнение (усадка) насыпных пород.

Доставка и нанесение почвы осуществляется, как правило, оборудованием, которое применялось при ее складировании. Наибольшее распространение на доставке имеют скреперы и автосамосвалы, но применяют также погрузчики, конвейеры. Планировка почвы осуществляется бульдозерами. В это же время строятся дороги в соответствии с назначением восстанавливаемых земель.

К горнотехническому этапу рекультивации относятся также мероприятия, которые предупреждают, устраняют или нейтрализуют вредное воздействие на сформированные поверхности ливневых и технических вод, особенно при расположении отвалов в балках, оврагах, на склонах (устройство водоотводных и нагорных канав, каналов, обвалований и других гидротехнических сооружений). В отвалах, имеющих в основании рекультивационного слоя токсичные породы, должны создаваться экраны из капилляропрерывающих или нейтрализующих материалов (песок, камень, гравий, пленка и т.п.) и, кроме того, очищаться дренирующие из отвала воды, содержащие токсичные вещества.

Биологическая рекультивация завершает восстановительные работы нарушенных земель и проводится после горнотехнической рекультивации. Суть ее заключается в восстановлении плодородия и биологической продуктивности нарушенных земель, создании сельскохозяйственных и лесных угодий, разведении рыбы в водоемах, дичи в посаженных лесах, т.е. в создании ландшафтов, благоприятных для жизни и деятельности человека.

Биологическая рекультивация ведется специальными организациями за счет средств горного предприятия. Вполне естественно, что себестоимость добываемого карьером сырья повышается.

Общие затраты на восстановление нарушенных земель зависят от конкретных горно-геологических условий и вида восстанавливаемой территории. Например, расходы по рекультивации 1 га земли под лесонасаждения, пастбища и пашню находятся в соотношении 1:2:3. На горнотехническую рекультивацию в этих расходах приходится 80-90%.

Контрольные вопросы

1. Какие законодательные природоохранные акты вы знаете?
2. В чем заключается рациональное использование земель и чем оно обеспечивается?
3. Что понимается под охраной земельных ресурсов?
4. Каковы основные направления охраны воздушного пространства на горнодобывающих предприятиях?
5. Назовите объекты водопользования и водосбрасывания на горнодобывающих предприятиях.
6. Назовите формы нарушения земной поверхности при открытой разработке месторождений.
7. Назовите формы восстановления земной поверхности по окончании горных работ в карьере.
8. Что такое горнотехническая рекультивация?
9. Назовите основные мероприятия (этапы) горнотехнической рекультивации.
10. Что такое биологическая рекультивация?

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Авдеев Ф.А., Барон В.Л., Гуров Н.В.* Нормативный справочник по буровзрывным работам. - М.: Недра, 1986.
2. *Арсентьев А.И.* Вскрытие и системы разработки карьерных полей. - М.: Недра, 1981.
3. *Арсентьев А.И.* Законы формирования рабочей зоны карьера. - Л.: ЛГИ, 1986.
4. *Арсентьев А.И.* Принятие решений о параметрах карьера. - Л.: ЛГИ, 1982.
5. *Арсентьев А.И., Букин И.Ю., Мироненко В.А.* Устойчивость бортов и осушение карьеров. - М.: Недра, 1982.
6. *Беляков Ю.И.* Выемочно-погрузочные работы на карьерах. - М.: Недра, 1987.
7. *Буянов Ю.Д.* Разработка гравийно-песчаных месторождений. - М.: Недра, 1988.
8. *Буянов Ю.Д., Краснопольский А.А.* Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых. - М.: Недра, 1980.
9. *Васильев М.В.* Транспортные процессы и оборудование на карьерах. - М.: Недра, 1986.
10. *Горчаков Г.И., Баженов Ю.М.* Строительные материалы. - М.: Стройиздат, 1986.
11. *Григорович М.Б., Немировская М.Г.* Месторождения минерального сырья для промышленности строительных материалов. - М.: Недра, 1987.
12. *Добыча* и обработка природного камня / А.Г. Смирнов, Н.Т. Бакка, И.С. Биржискис и др. - М.: Недра, 1990.
13. *Единая* методика проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. - Л.: Гипроруда, 1983.
14. *Единые* нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности / Экскавация и транспортирование горной массы автосамосвалами. - Центральное бюро нормативов по труду Госкомитета СССР по труду и социальным вопросам. - М.: 1989.
15. *Единые* правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. - М.: Недра, 1987.
16. *Единые* правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. - М.: Недра, 1987.
17. *Единые* правила безопасности при взрывных работах. - М.: Недра, 1987.
18. *Ильин Н.И.* Русловая добыча и перевозка нерудных строительных материалов. - М.: Транспорт, 1987.
19. *Кулешов А.А., Резников С.Н.* Расчет железнодорожного и автомобильного карьерного транспорта с помощью ЭВМ. - Л.: ЛГИ, 1986.
20. *Кумачев К.А., Майминд В.Я.* Проектирование железорудных карьеров. - М.: Недра, 1981.
21. *Лебедев И.Е.* Рабочий по добыче блочного камня. - Л.: Стройиздат, 1987.
22. *Малышева Н.А., Сиренко В.Н.* Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. - М.: Недра, 1977.
23. *Майминд В.Я., Арсентьев А.И.* Скреперные комплексы на открытых горных разработках. - М.: Недра, 1976.
24. *Мельников Н.В.* Краткий справочник по открытым горным работам. - М.: Недра, 1982.

25. *Нормы* технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. - Л.: Гипроруда, 1986.

26. *Нормы* технологического проектирования предприятий нерудных строительных материалов. - Л.: Союзгипронеруд, 1986.

27. *Нурок Г.А.* Процессы и технология гидромеханизации открытых горных работ. - М.: Недра, 1985.

28. *Промышленность* строительных материалов. - Сер. 7, вып. 1. Совершенствование техники и технологии добычи блоков природного камня. - М.: ВНИИЭСМ, 1986.

29. *Промышленность* строительных материалов. - Сер. 7, вып. 3. Технология буровзрывных работ на карьерах нерудных строительных материалов. - М.: ВНИИЭСМ, 1983.

30. *Промышленные* типы месторождений неметаллических полезных ископаемых / А.Е. Карякин, П.А. Строна, В.И. Шаронов и др. - М.: Недра, 1985.

31. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Ч. I.-М.: Недра, 1985.

32. *Романович И.Ф.* Месторождения неметаллических полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986.

33. *Симкин Б.А., Кутузов Б.Н., Буткин В.Д.* Справочник по бурению на карьерах. - М.: Недра, 1990.

34. *Синяков В.К., Никольский А.Ю., Фролов Н.Н.* Строительные материалы и работы. - М.: Недра, 1986.

35. *Спиваковский А.О., Потапов М.Г.* Транспортные машины и комплексы открытых горных разработок. - М.: Недра, 1983.

36. *Справочник* механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины непрерывного действия / Под ред. М.И. Щадова, В.М. Владимирова. - М.: Недра, 1989.

37. *Справочник* механика открытых работ. Экскавационно-транспортные машины цикличного действия / Под ред. М.И. Щадова, Р.Ю. Подерни. - М.: Недра, 1989.

38. *Техника* и технология добычи гранитных блоков / Б.Р. Ракишев, Ю.Н. Бабин, Б.Ф. Шерстюк и др. - М.: Недра, 1989.

39. *Технология* и механизация добычи пильного камня / Ф.П. Спиваков, И.И. Демченко, Ю.И. Михайлов, Е.С. Осадчук // Под ред. Ю.И. Михайлова. - М.: Недра, 1981.

40. *Трубецкой К.Н.* Технология применения и параметры карьерных погрузчиков. - М.: Недра, 1985.

41. *Умнов А.Е.* Охрана природы и недр в горной промышленности. - М.: Недра, 1987.

42. *Хохряков В.С.* Проектирование карьеров. - М.: Недра, 1991.

43. *Чеченков М.С.* Разработка прочных грунтов. - Л.: Стройиздат, 1987.

44. *Чиаев Т.И., Таранухин Н.А.* Технология разработки месторождений цементного сырья. - М.: Недра, 1980.

45. *Шлаин И.Б.* Разработка месторождений нерудного сырья. - М.: Недра, 1985.

46. *Шпанский О.В.* Минеральные строительные материалы, строительные горные породы и их месторождения. - Л.: ЛГИ, 1991.

47. *Шпанский О.В.* Производительность и границы карьеров. - Л.: ЛГИ, 1983.

48. *Шпанский О.В.* Сборник задач по проектированию карьеров. - Л.: ЛГИ, 1987.

49. *Шпанский О.В., Альманса Р.П.* Графоаналитический метод оперативного определения количества карьерных самосвалов // Межвузовский сб. науч. тр.: Проблемы теории проектирования карьеров. - Л.: ЛГИ, 1988, с. 114-118.

50. *Ялтанец И.М.* Проектирование открытых гидромеханизированных и дражных разработок месторождений. - М.: Недра, 1984.

А

Автосамосвал 165, 166
Аглопорит (песок, щебень, гравий) 13, 23

Б

Блок-заготовка 11, 20
- стеновой 9, 19
Бульдозер 63, 145
Бункер-питатель 184
Бурение скважин вращательное режущее 75
- - термическое 76
- - ударно-вращательное 76
- - ударно-канатное 76
- - шарошечное 76

В

Вермикулит вспученный 13
Вещество гипсовое вяжущее 13
Взрывание в зажатой среде 82, 83
- короткозамедленное 81
Время вскрытия и подготовки новых горизонтов 324
Вскрытие горизонтов 301
- карьерного поля 292, 301
Высота уступов 45, 312
Выход горной массы с 1 м скважины 88

Г

Гидромолот 89
Гидромонитор 199
Готовые к выемке запасы 314
Гравий
- керамзитовый 13, 22
- шунгизитовый 13, 23
График работы экскаваторов 400
- развития производительности карьера 370
Грохоты барабанные 421
- вибрационные 412
- колосниковые 420
- конические 421
Грохочение 420

Д

Дороги карьерные 167
Дробилки конусные 420
- роторные 420
- щековые 419
Думпкар 154, 155

З

Забойка скважины 74
Забой 139, 145
- площадка 128, 139, 145
- торцевой 101, 109, 120, 123, 128, 145
- тупиковый 101
- фронтальный 101, 109, 119, 123, 128
Заряд скважинный котловый 74, 79
- рассредоточенный 74, 79
- цилиндрический 74, 78
Земснаряды плавучие 204, 210

И

Известь строительная 13, 23
Изделия плавленные каменные 24

К

Камень блочный 11, 237
- бортовой 11, 237
Камень брусчатый 11, 20
- бортовой 11, 20
- бутовый
- керамический 11, 21
- пиленый стеновой 9,19
- силикатный 11, 22
Камнерезные машины баровые 260, 271
- дисковые 260
- канатные пилы 260, 273
- с кольцевой фрезой 260
- ударно-врубовые (ченнелеры) 280
Камнераспиловочные станки дисковые 281
- с эластичным рабочим органом 281
- штрипсовые 281

Карьер, его элементы 45
Классификация гидромониторов 199
- горных пород по трещиноватости 53
- грейферных установок 211
- грунтов и пород по трудности выемки 94
- земснарядов 204
- карьеров штучного камня 237
- месторождений по выходу блоков 239
- систем добычных работ пильного камня 283
систем разработки 308, 309
способов вскрытия современных карьеров 292
структур комплексной механизации 216
- технологических комплексов добычи строительных горных пород по управлению качеством сырья 379
Конвейеры забойные 176
магистральные 176
отвальные 176
подъемные 176
сборочные 176
соединительные 176
Коэффициент аккумуляции наносов 237
- вскрыши граничный 51, 403
- - контурный 51, 409
- слоевой 51
- среднеэксплуатационный 50
- - средний 50, 411
- текущий (эксплуатационный) 51, 410
- завалемости 194
- использования во времени одноковшовых экскаваторов 115
- наполнения ковша 115, 122, 132
- обеспечения забоя порожняком 157
- пересчета геологических запасов 358
- перехскавации 341
- потерь полезного ископаемого 357
- разрыхления породы в ковше 115, 122, 132
- разубоживания объемного 357
- - по массе 357
- экскавации 115, 122, 132

М

Материалы минеральные строительные 4
- нерудные 4

Месторождения строительных горных пород магматических и метаморфических 36
- осадочных 37
- гравийно-песчаных и песчаных 39
- глинистых 40
Модуль крупности песка 18

Н

Направление углубки (направление развития горных работ в карьерном пространстве) 344
Негабарит 73
Номограмма оперативного определения числа самосвалов 173

О

Обезвоживание гравия, щебня, песка 422
Обжиг керамических изделий 431
Обрушение пород управляемое 59
Ограничивающий перегон 159, 362
Организация работ автотранспорта по закрытому циклу 171
- - - по открытому циклу 171
Осушение месторождений 57, 58
Отвалообразование 185
- экскаваторное 188
- бульдозерное 193
- - периферийное 193
- - площадное 194
Отвод горный 45
- земельный 44
Оттирочные машины 422

П

Перебур скважины 87
Периоды развития производительности карьера 370
Песок дробленый 17
- из отсевов дробления 17
- перлитовый 13
- природный 17
- шунгизитовый 13
Погрузчик одноковшовый 127
Поле карьерное 44
Породы горные глинистые 13, 21
- магматические (гранит, сиенит, диорит, базальт и др.) 24
- метаморфические (гнейсы, кварциты, мрамор, сланцы и др.) 32
- органогенные 28, 32
- осадочные обломочные 28

- строительные 24
- химические осадки 28, 31
Принципы оконтуривания 407
Провозная способность карьерных автодорог 169
Продолжительность цикла (рейса) автосамосвала 171
- - - бульдозера 150
- - - локомотивосостава 159
- - - погрузчика 133
- - - скрепера 143
- - - экскаватора одноковшового 114
Производительность автокрана 256
- автосамосвала 172
- бульдозера 150
- гидромонитора 204
- деррик-крана 255
- земснаряда 209
- кабельного крана 255
- карьера 259, 268, 280
- конвейера 180
- локомотивосостава 160
- погрузчика 132, 133
- скрепера 142
Производительность экскаватора одноковшового 114
- - многоковшового цепного 122
- - роторного 125
Производство цемента по мокрому способу 433
- - по сухому способу 434
Промывочные машины вибрационные 422
- - корытные 422
Пропускная способность карьерных автодорог 168
Проходка траншей транспортная 295, 298
- - бестранспортная 298
Путевое развитие карьера 156
- - уступа 158

Р

Расход ВВ удельный 81
Рекультивация биологическая 452
- горнотехническая 448
Риск, уровень его при принятии решений 370
- общий принятого решения 370
Рыхление механическое 58, 62
Рыхлитель механический 64, 65

С

Себестоимость допустимая 405
Системы разработки 306
Скорость подвигания экскаваторного забоя (заходки) 320
- - фронта работ 321
- - понижения добычных работ 323
- - горных работ 323
Скрепер колесный 136
Смесь гравийно-песчаная 18
- песчано-гравийная 18
Сопротивление пород копанию удельное 93
Способы воздействия на массив при отделении блоков:
- статический 243
- динамический 243
- термический 243
Сушка сырца 430
Сырье минеральное строительное 4

Т

Технология переработки сырья безотходная 417
- - - высокопродуктивная 417
- - - малоотходная 417
- - - низкопродуктивная 417
- - - среднепродуктивная 417
- поточная 218
- цикличная 218
- циклично-поточная 219
Транспорт автомобильный 164
- железнодорожный 153
- конвейерный 175
Траншея вскрывающая 49, 293
- разрезная 49, 294

У

Угол откоса борта карьера в конечном положении 48, 405
- рабочего 48, 318
- - уступа нерабочего 47
- - - рабочего 47
Установка плавучая грейферная 112, 210
Утепление (предохранение от промерзания) массива 57, 59

Ф

Формирование керамических изделий 428
Фронт работ в карьере 49
- - - активный 318
- - - добычной 49
- - - общий 318
- - - породный 49

- - для одного экскаватора (длина экскаваторного блока) 361

Ц

Цемент на основе портладцементного клинкера 23, 432
- - глиноземистого клинкера 23

Ш

Ширина бермы 48
- забоя (заходки) 102, 111, 120, 131, 139
- зоны потерь и примешивания 359
- подпорной стенки при взрывании в зажатой среде 85
- рабочей площадки 47, 314
- развала взорванных пород 84

Э

Экскаватор гидравлический 97, 99
- драглайн 107
- механическая лопата 96, 98
- многоковшовый роторный 122
- - - цепной 119

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие 3

1. Современные нерудные строительные материалы 4

1.1. Номенклатура, характеристика и применение современных нерудных строительных материалов 4
1.2. Строительные горные породы 24
1.2.1. Магматические строительные породы 24
1.2.2. Осадочные строительные породы 28
1.2.3. Метаморфические строительные горные породы 32
1.3. Месторождения строительных горных пород 33
1.3.1. Морфологическая характеристика месторождений строительных горных пород 34
1.3.2. Месторождения магматических и метаморфических пород 36
1.3.3. Месторождения осадочных карбонатных пород 37
1.3.4. Месторождения гравийно-песчаных и песчаных пород . . . 39
1.3.5. Месторождения глинистых пород 40
Контрольные вопросы 43

2. Разработка месторождений строительных горных пород 44

2.1. Основные горнотехнические понятия открытых горных работ, элементы и параметры карьеров 44
2.2. Добычные и вскрышные работы в карьере 49
2.3. Факторы, влияющие на разработку горных пород в карьерах 52
2.4. Технологические процессы в карьерах 55
2.5. Подготовка горных пород к выемке 57
2.5.1. Характеристика методов подготовки горных пород к выемке 57
2.5.2. Подготовка горных пород к выемке механическим рыхлением 62
2.5.3. Подготовка горных пород к выемке буровзрывным способом 71
2.6. Выемочно-погрузочные работы в карьерах 90
2.6.1. Основные виды выемочно-погрузочного оборудования и область его применения 90
2.6.2. Классификация горных пород по сопротивляемости выемке горными машинами 93
2.6.3. Выемка и погрузка одноковшовыми экскаваторами - механическими лопатами 96
2.6.4. Выемка и погрузка одноковшовыми экскаваторами - драглайнами 106
2.6.5. Производительность одноковшовых экскаваторов и определение их количества 112
2.6.6. Выемка и погрузка пород многоковшовыми экскаваторами 119
2.6.7. Выемочно-погрузочные работы, производимые погрузчиками 127
2.6.8. Выемка пород скреперами 136
2.6.9. Выемочно-погрузочные работы, производимые бульдозерами 145
2.7. Перемещение горной массы в карьерах 152
2.7.1. Характерные особенности карьерного транспорта 152
2.7.2. Железнодорожный карьерный транспорт 153

2.7.3. Карьерный автомобильный транспорт 164
2.7.4. Конвейерный карьерный транспорт 175
2.8. Отвалообразование на карьерах 185
2.8.1. Характеристика отвалов и предъявляемые к ним требования 185
2.8.2. Технология экскаваторного отвалообразования 188
2.8.3. Технология бульдозерного отвалообразования 193
2.9. Гидромеханизированные способы разработки 199
2.9.1. Гидромониторная разработка 199
2.9.2. Разработка пород земснарядами 204
2.9.3. Выемочно-погрузочные работы плавучими грейферными установками 210
2.9.4. Гидромеханизированная добыча строительных материалов на шельфе 213
2.10. Структура комплексной механизации и технологические схемы горных работ 215
2.10.1. Классификация структур комплексной механизации 215
2.10.2. Технологические схемы горных работ, условия применения, механизация 218
2.10.3. Особенности разработки месторождений карбонатных пород 227
2.10.4. Особенности добычи глин в зимних условиях 230
2.10.5. Особенности разработки обводненных песчано-гравийных месторождений 233
2.11. Технология добычи штучного камня 237
2.11.1. Добыча блоков из твердых пород 237
2.11.2. Добыча блоков из пород средней и малой крепости . . . 259
2.11.3. Обработка блочного облицовочного камня 281
2.11.4. Добыча пильного стенового камня 283
2.12. Разработка месторождений открытым способом - взаимосвязь науки, проектирования и учебного процесса 289
Контрольные вопросы 291

3. Вскрытие карьерных полей 292

3.1. Общие положения 292
3.2. Вскрывающие и подготовительные открытые выработки, способы и скорость их проведения 293
3.3. Схемы вскрытия открытыми выработками 301
Контрольные вопросы 305

4. Системы разработки месторождений строительных горных пород . . 306

4.1. Общие положения, классификация систем 306
4.2. Параметры элементов и показатели систем разработки 310
4.3. Системы разработки с углубкой карьера 320
4.3.1. Показатели интенсивности развития систем с углубкой и их взаимосвязь 320
4.3.2. Организация работ по углубке карьера 324
4.4. Системы разработки без углубки карьера 327
4.4.1. Общие положения 327
4.4.2. Системы разработки продольными заходками с однократной непосредственной перевалкой пород во внутренние отвалы . . 328
4.4.3. Система разработки экскаватор - карьер 334
4.4.4. Параметры и показатели систем разработки без углубки при сезонном ведении работ 335
4.5. Системы разработки продольными заходками с многократной перевалкой пород во внутренние отвалы 337

4.5.1. Общие положения . . . 337
4.5.2. Системы разработки без засыпки добычных уступов . . . 340
4.5.3. Системы разработки с подсыпкой добычных уступов . . . 341
4.6. Системы разработки продольными, поперечными и радиальными ходами . . . 342
4.7. Направление развития горных работ в карьерном пространстве . . 344
4.7.1. Критерии оценки направления развития горных работ в карьере . . . 344
4.7.2. Методы определения направления развития горных работ . . . 347
Контрольные вопросы . . . 349

5. Производительность карьеров . . . 350

5.1. Общие положения . . . 350
5.2. Производительность карьера по полезному ископаемому по горнотехническим факторам . . . 351
5.2.1. Определение производительности по скорости понижения добычных работ . . . 351
5.2.2. Определение производительности по расстановке погрузочного оборудования (по числу добычных забоев) . . . 359
5.3. Производительность карьера по транспортным возможностям . . . 362
5.4. Производительность карьера по экономическим факторам . . . 363
5.4.1. Общие положения . . . 363
5.4.2. Определение производительности карьера по плановой потребности в полезном ископаемом . . . 365
5.4.3. Определение производительности карьера по обеспеченности запасами и срокам амортизации . . . 366
5.5. Производительность карьера по горной массе . . . 367
5.6. Принятие решений о производительности карьера . . . 370
Контрольные вопросы . . . 371

6. Календарное планирование горных работ . . . 372

6.1. Общие положения . . . 372
6.2. Исходные данные для построения календарного плана горных работ . . . 372
6.3. Усреднение при календарном планировании на карьерах строительных горных пород . . . 373
6.3.1. Усреднение объемов вскрышных пород . . . 374
6.3.2. Качественное усреднение (формирование качества) минерального строительного сырья . . . 378
6.4. Методика построения календарного плана горных работ . . . 397
Контрольные вопросы . . . 401

7. Определение границ карьеров . . . 402

7.1. Определение граничного коэффициента вскрыши . . . 403
7.2. Установление углов откосов бортов карьера в конечном положении . . . 405
7.3. Установление границ открытых работ на поперечных разрезах . . . 407
7.4. Построение плана карьера на конец отработки . . . 413
7.5. Границы открытых работ при разработке горизонтальных и пологих залежей . . . 415
Контрольные вопросы . . . 416

8. Переработка минерального сырья для производства строительных материалов . . . 417

8.1. Общие положения . . . 417

8.2. Производство щебня и песка 418
8.2.1. Технологические схемы переработки магматических и метаморфических пород 418
8.2.2. Процессы производства щебня и песка 419
8.2.3. Технологические схемы переработки осадочных карбонатных пород 423
8.2.4. Технология переработки гравийно-песчаных пород 425
8.3. Производство керамических материалов 428
8.4. Производство силикатного кирпича 431
8.5. Производство портландцемента 432
8.6. Производство стекла 435
8.7. Производство асбестоцементных изделий 436
Контрольные вопросы 437

9. Охрана окружающей среды и восстановление нарушенных земель. . . 438

9.1. Влияние деятельности горнодобывающих предприятий на окружающую среду и законодательство по охране природы 438
9.2. Охрана окружающей среды 439
9.2.1. Охрана недр 441
9.2.2. Охрана земельных ресурсов 442
9.2.3. Охрана воздушного пространства 444
9.2.4. Охрана водных ресурсов 446
9.3. Восстановление нарушенных земель 446
9.3.1. Формы нарушения и восстановления земель 448
9.3.2. Горнотехническая рекультивация нарушенных земель . . . 452
Контрольные вопросы 453

Список рекомендуемой литературы 455

Предметный указатель . . . . .

Ш 83 Шпанский О.В., Буянов Ю.Д.
Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов: Учеб. для вузов. - М.: Недра, 1996. - 462 с.: ил.
ISBN 5-247-01039-6

Дана характеристика нерудных строительных материалов. Рассмотрена технология разработки месторождений скальных и пластичных строительных пород, а также песчаных и песчано-гравийных месторождений. Приведены способы вскрытия карьерных полей, системы разработки месторождений нерудного сырья для производства строительных материалов. Изложены методы определения производительности карьеров и мероприятия по рекультивации нарушенных земель.

Для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению "Горное дело", специальности "Открытые горные работы".

Ш $\frac{2502030100 - 005}{043(01) - 96}$ Без объявл.

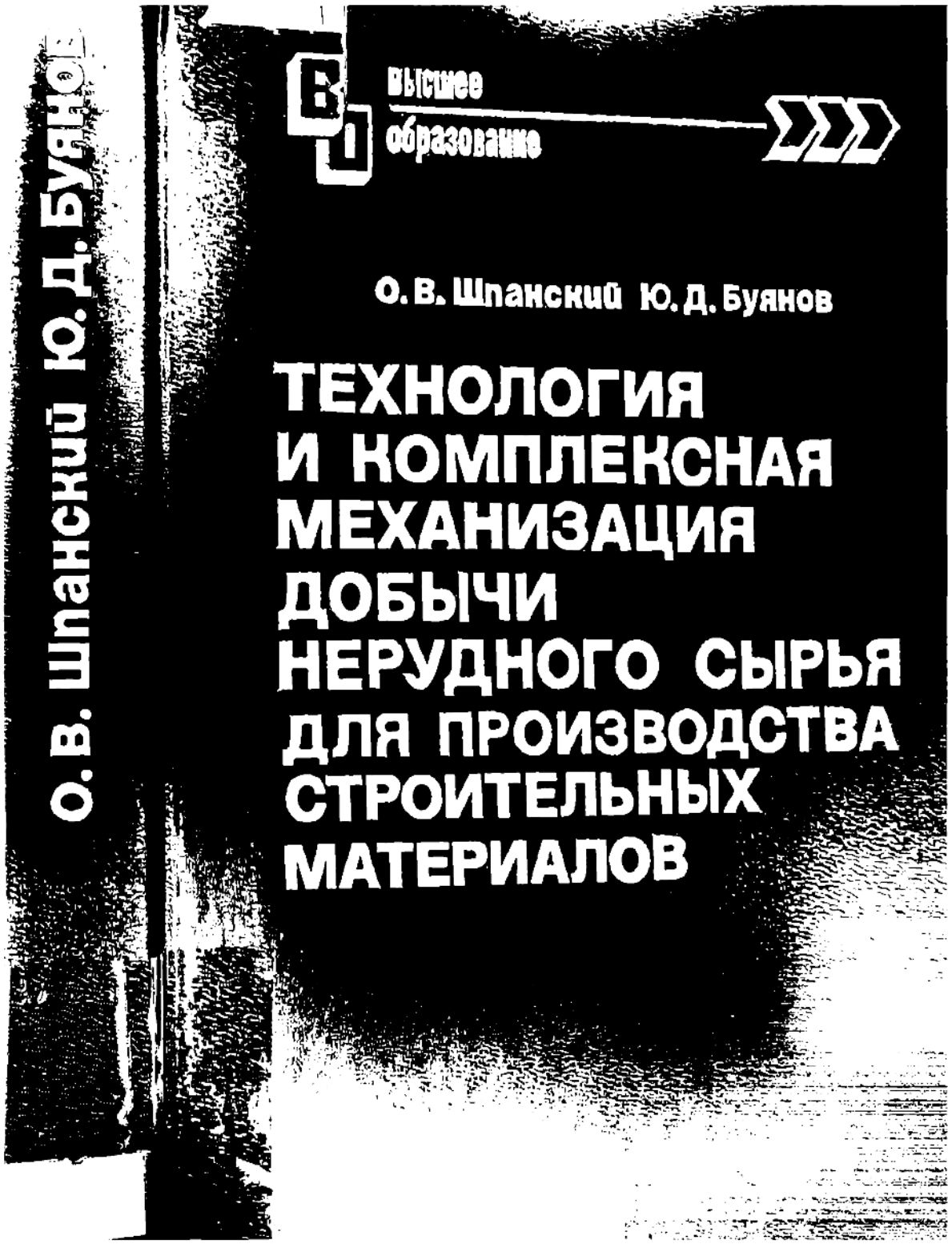
ББК 33.342

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Шпинский Олег Васильевич
Пучков Юрий Дмитриевич

ПЕСКОСТРУЙНАЯ И КОМБИНИРОВАННАЯ ОБРАБОТКА ДЕТАЛЕЙ ГИБКИМИ ШЛИФОВАЛЬНЫМИ МАТЕРИАЛАМИ

Редактор
Технический редактор
Корректор
Компьютерная верстка
Подписано в печать
Формат
Бумага
Печать
Усл. печ. л.
Уч.-изд. л.
Тираж
Заказ
Издательство
Отпечатано


О. В. Шпанский Ю. Д. Буянов
ВО
Высшее образование
О. В. Шпанский Ю. Д. Буянов
ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ НЕРУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ