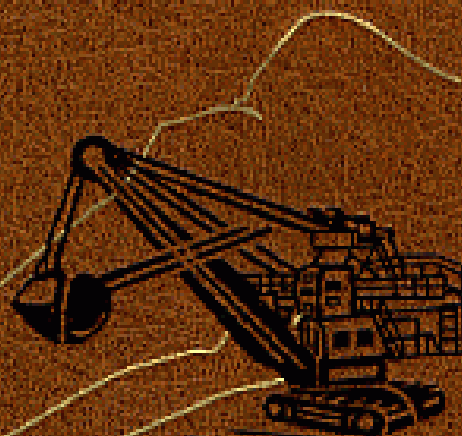


А.С. Чирков

Д

**ОБЫЧА
И ПЕРЕРАБОТКА**

**СТРОИТЕЛЬНЫХ
ГОРНЫХ ПОРОД**





Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

В.В. КУРЕХИН

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

*ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА*

*ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН*

*директор
Издательства МГГУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАНВШ

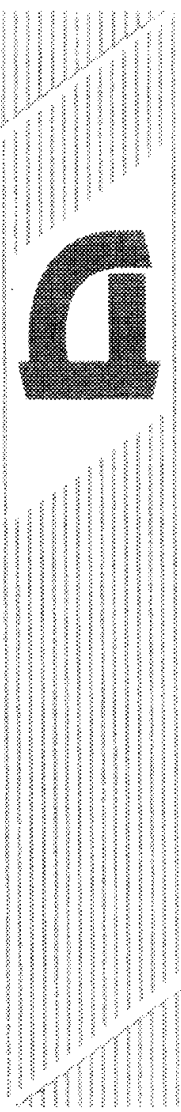
академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

Э.М. Соколов



**ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ
А.С. ЧИРКОВ**

ОБЫЧА И ПЕРЕРАБОТКА

СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Допущено Министерством образования Российской Федерации в качестве учебника для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению подготовки бакалавров и магистров «Горное дело» и по специальности «Открытые горные работы» направления подготовки дипломированных специалистов «Горное дело»



МОСКВА

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА**

2001

УДК 622.35; 622.36
ББК 33.342
Ч 95

ФЕДЕРАЛЬНАЯ ПРОГРАММА КНИГОИЗДАНИЯ РОССИИ

Рецензенты:
Российский университет дружбы народов,
кафедра горного дела, зав. кафедрой,
Проф., докт. техн. наук *Л. Н. Кашипар*
Красноярская академия цветных металлов и золота
кафедра «Открытые горные работы», зав. кафедрой,
Проф., докт. техн. наук *А. И. Косолапов*

Чирков А. С.
Ч 95 Добыча и переработка строительных горных пород: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2001. — 623 с.
ISBN 5-7418-0144-7 (в пер.)

В книге изложены основные положения технологии и комплексной механизации производственных процессов на карьерах строительных горных пород: на щебеночных, карбонатных и песчано-гравийных карьерах, а также на карьерах природного стенового и облицовочного камня. Освещены применяемые на производстве схемы переработки камня и песчано-гравийной смеси, а также обработки природного облицовочного камня.

Для студентов горных вузов и факультетов, специализирующихся на открытой разработке месторождений строительных горных пород. Книга может быть полезна специалистам проектных и научно-исследовательских организаций.

УДК 622.35; 622.36
ББК 33.342

ISBN 5-7418-0144-7

© А. С. Чирков, 2001
© Издательство МГГУ, 2001

ПРЕДИСЛОВИЕ

Начало добычи строительных горных пород уходит в далекое прошлое, когда основным орудием труда был камень. Камень был первым материалом, из которого древний человек научился изготавливать достаточно прочные орудия труда и оружие. Наиболее ранние свидетельства его использования относятся к древнему палеолиту (700—100 тыс. лет назад). Применялись кварцит (метаморфическая горная порода, состоящая в основном из кварца — SiO_2), обсидиан (вулканическое стекло), из которых выделяли различные орудия труда. Расширение зоны обитания неандертальского человека (от названия долины Неандерталь в Германии; неандертальцы — ископаемые древние люди, создавшие археологические культуры раннего палеолита 200—35 тыс. лет назад) в восточном и особенно в северном направлениях сопровождалось использованием по преимуществу тех же каменных пород.

В эпоху верхнего (позднего) палеолита (35—10 тыс. лет назад) увеличивается зона обитания человека вплоть до полярных областей Евразии. Добыча и использование камня в этот период значительно возрастают; начинается добыча охр для ритуальных целей и для наскальной живописи (Капова пещера на Южном Урале).

В эпоху мезолита (8—4 тыс. лет до нашей эры), с освобождением от ледникового покрова северных окраин Евразии, меняется характер обработки камня для выделки орудий труда, появляются ножевидные пластины из кремня (минерального образования, состоящего из кварца и халцедона), халцедона (скрытокристаллической, полупрозрачной разновидности квар-

ца), обсидиана, которые использовались в качестве вкладышей в деревянную и костяную основу для формирования острой режущей кромки. Для изготовления наконечников стрел, шлифованных топоров дротиков, скребков и резцов нередко использовались кремнистые сланцы, кварциты и другие породы.

В эпоху неолита (6—2 тыс. лет до нашей эры) началось использование глин для выделки керамической посуды, для строительства различных сооружений и глинобитных жилищ. Наряду с кремнем, обсидианом, сланцем начинают использоваться известняки и различные изверженные породы. Закладываются первые шахты по добыче кремня (выработки у с. Красное в Белоруссии).

Природный камень как простейший материал применялся еще для первобытных построек. При строительстве крупных сооружений в рабовладельческом (на рубеже 4 и 3 тысячелетий до нашей эры) обществе (дворцов, храмов, крепостей, дорог, мостов и т.д.) широко использовались горные породы в виде камней и плит правильной формы (Урарту — древнее государство, 9—6 века до нашей эры — территория современной Армении; Хорезм древнее государство Средней Азии в низовьях Амударьи — 7—6 века до нашей эры; пирамиды Хеопса, Хефрена и Микериноса в Египте — около 5 тыс. лет назад и др.).

Широкая разведка каменных строительных материалов и испытание их в России начались с 70-х годов 19 в., главным образом в связи со строительством железных и шоссейных дорог, городов (Петербурга) и других центров. Ведущая роль в исследовании каменных и других материалов принадлежала механической лаборатории, организованной в 1853 г. в Петербурге при Институте путей сообщения. Это была первая в России лаборатория по испытанию строительных материалов. Ее деятельность приобрела широкий размах с 1875 г., когда лабораторию возглавил проф. Н.А. Белелюбский. Наряду с другими работами Н.А. Белелюбского большое значение имели его

работы по исследованию морозостойкости каменных материалов.

В дальнейшем каменные материалы в России исследовали проф. И.Г. Малюга в Военно-инженерной академии в Петербурге, проф. Н.К. Лахтин в лаборатории Училища живописи, ваяния и зодчества в Москве (лаборатория Московского архитектурного института) и др. Но все же в царской России знание природных богатств страны было крайне недостаточным, поэтому считалось, что в России нет хороших природных камней, и они зачастую ввозились из-за границы (мрамор из Италии, гранит из Швеции и др.).

Разведка полезных ископаемых и исследования каменных материалов получили широкое развитие после 1917 г. Благодаря трудам академиков Д.С. Белянкина, Ф.Ю. Левинсон-Лессинга, В.А. Обручева, А.Е. Ферсмана и других ученых, а также работам исследовательских и строительных институтов хорошо известны и используются наши богатейшие месторождения природных каменных материалов (гранитов, мраморов, известняков, базальтов, туфов, ракушечников и др.).

В дореволюционной России промышленность нерудных строительных материалов была развита крайне слабо. Интенсивное развитие современной отрасли промышленности нерудных строительных материалов началось у нас в 50-х годах текущего столетия, когда темпы производства щебня, гравия и песка были значительно выше, чем темпы роста добычи угля и руды. В 1990 г. в стране было произведено 1,3 млрд м³ заполнителей (щебня, гравия, песка).

Наряду с ростом производства резко повысились требования к качеству нерудных строительных материалов в связи с выпуском высокопрочных бетонов. Получение продукции высокого качества при разработке различных месторождений строительных горных пород возможно только при строгой взаимосвязи процессов добычи и переработки сырья.

Добыча строительных горных пород является самой древней и, к сожалению, наименее изученной областью горного дела.

До настоящего времени прогресс в развитии промышленности строительных материалов определяется с учетом рекомендаций и направлений развития угольной, рудной и других отраслей промышленности. Это касается прежде всего вопросов технологии разработки месторождений, выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, технологических схем переработки горных пород, отвалообразования, охраны окружающей среды и др.

Весьма широкий диапазон изменения производственных мощностей предприятий строительных горных пород (от нескольких десятков тысяч до нескольких миллионов кубических метров в год), наличие значительного числа мелких предприятий, повсеместная потребность и дефицит строительных материалов в некоторых районах страны (дальние перевозки к месту потребления; многоцелевой характер использования продукции), особые требования к качеству продукции (прочность, зерновой состав и др.), возможность комплексного использования минерального сырья в различных отраслях народного хозяйства предопределяют необходимость разработки специальных способов вскрытия, систем разработки, структур комплексной механизации и технологических схем вскрышных и добычных работ. При наличии таких особенностей прямое перенесение техники и технологии, способов вскрытия и систем разработки, применяемых в других отраслях горнодобывающей промышленности, на карьеры строительных горных пород технически и экономически не оправдано. Для этих карьеров необходимо создание техники и технологии, соответствующих особенностям их разработки.

Основными видами строительных горных пород для производства щебня, гравия, песка, бутового камня, декоративных каменных материалов и др. являются: песчано-гравийные (64 %),

изверженные (20 %), осадочные скальные (15 %), метаморфические (1 %). Область применения продукции из строительных горных пород: производство бетона (35—40 %); дорожное строительство (30—35 %); строительные работы (15—20 %). Попутные продукты используются в сельском хозяйстве, цементной, металлургической, пищевой и в ряде других отраслей промышленности.

В нашей стране в 1961 г. утвержден ГОСТ 9867—61 «Международная система единиц». Этим стандартом, введенным в действие с 1 января 1963 г., устанавливается предпочтительное применение Международной системы единиц (СИ) во всех областях науки, техники и народного хозяйства, а также при преподавании, то наряду с основными единицами системы СИ (единица длины — метр, единица массы — килограмм, единица времени — секунда) в учебнике используются основные единицы измерения систем: СГС (сантиметр—грамм—секунда), МКГСС (метр—килограмм—сила—секунда), МТС (метр—тонна—секунда) и др.

В современных условиях рыночных отношений разработка месторождений строительных горных пород должна базироваться на передовых достижениях науки и производства, внедрении ресурсосберегающих малоотходных природоохранных технологий при комплексном использовании минерального сырья. Этому должна способствовать подготовка горных инженеров, специализирующихся в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Учебными планами горных вузов и факультетов на старших курсах предусматривается подготовка горных инженеров, включающая специализацию «Добыча и переработка строительных горных пород». В настоящем учебнике автор стремился изложить основные особенности разработки месторождений строительных горных пород в соответствии с программами подготовки горных инженеров по данной специализации.

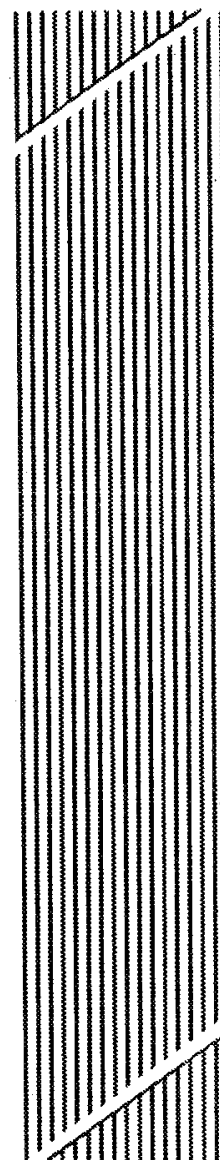
Цель данной работы — на основе опыта и научных исследований по добыче и переработке строительных горных пород, а также теоретических положений по открытым горным работам дать систему знаний, специфичных для рассматриваемой области.

Предисловие, главы 1, 2, 3 (за исключением параграфа 3.2), 4, 6, 7 и заключение написаны профессором А.С. Чирковым. Параграф 3.2 написан доцентом, канд. техн. наук В.С. Зайцевым. Глава 5 написана доцентом, канд. техн. наук А.Э. Тухелем совместно с автором; глава 8 написана канд. техн. наук Ж.А. Казаряном и В.Е. Горюновым совместно с автором.

Автор с благодарностью примет замечания и пожелания читателей, направленные на улучшение учебника.

Глава 1

СТРОИТЕЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ПОРОДЫ



1.1. ПОНЯТИЕ О ГОРНЫХ ПОРОДАХ И МИНЕРАЛАХ

Земную кору составляют многочисленные виды горных пород.

Под земной корой следует понимать верхнюю часть силикатной оболочки земного шара до глубины 16 км (литосфера), всю гидросферу (совокупность всех водных объектов — океанов, морей, рек, озер, водохранилищ, болот, подземных вод, ледников и снежного покрова) и нижнюю часть атмосферы (до 15 км). Основная масса вещества земной коры сосредоточена в литосфере (табл. 1.1).

Таблица 1.1

Строение и масса земной коры

Геосферы	Масса, т	Масса, %
Литосфера	$19 \cdot 10^{18}$	93,06
Гидросфера	$1,4 \cdot 10^{18}$	6,91
Атмосфера	$5 \cdot 10^{15}$	0,03
Всего	$20,4 \cdot 10^{18} + 5 \cdot 10^{15}$	100

Литосфера состоит преимущественно из изверженных горных пород (95 %).

Американский ученый Ф. Кларк использовал данные около 6000 химических анализов изверженных горных пород и на основании их определил в 1889 г. средний химический состав литосферы, который впоследствии был уточнен учеными — А.Е. Ферсманом (1939 г.) и А.П. Виноградовым.

Средний химический состав для главнейших элементов земной коры в процентах по массе по А.Е. Ферсману приведен в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Кислород (O)	49,13
Кремний (Si)	26
Алюминий (Al)	7,45
Железо (Fe)	4,2
Кальций (Ca)	3,25
Натрий (Na)	2,4
Калий (K)	2,35
Магний (Mg)	2,35
Водород (H)	1
Итого	98,13

Данные табл. 1.2 показывают, что девять элементов в сумме составляют 98,13 %, следовательно, на долю остальных 105 элементов периодической системы элементов Д.И. Менделеева приходится 1,87 %. Распределение некоторых из 105 элементов в земной коре в процентах по массе составляют по А.Е. Ферсману (табл. 1.3):

Таблица 1.3

Титан (Ti)	0,61
Углерод (C)	0,35
Хлор (Cl)	0,2
Фосфор (P)	0,12
Сера (S)	0,1
Марганец (Mn)	0,1
Фтор (F)	0,08
Барий (Ba)	0,05
Азот (N)	0,04
Стронций (Sr)	0,035
Хром (Cr)	0,03
Цирконий (Zr)	0,025
Ванадий (V)	0,02
Никель (Ni)	0,02
Цинк (Zn)	0,02
Медь (Cu)	0,01
Итого	1,81

Суммарное содержание 25 элементов (см. табл. 1.2, 1.3) составляет 99,94 %. На долю других важных для народного хозяйства элементов, которые входят в состав земной коры, приходятся сотые, тысячные и миллионные доли процента (бериллия — 0,01 %, кобальта — 0,003 %, олова — 0,004 %, свинца — 0,0016 %, тория — 0,0008 %, урана — 0,0004 %, серебра — 0,00001 %, золота — 0,0000005 %, платины — 0,0000005 %, сурьмы — 0,00005 %).

Использование химических элементов по мере развития человеческого общества приведено в табл. 1.4, составленной В.И. Вернадским и А.Е. Ферсманом.

Таблица 1.4

Использование человеческим обществом химических элементов

Исторический период	Используемые элементы	Число использованных элементов
Древние века	Азот (N), алюминий (Al), железо (Fe), золото (Au), калий (K), кальций (Ca), кислород (O), кремний (Si), медь (Cu), натрий (Na), олово (Sn), ртуть (Hg), свинец (Pb), серебро (Ag), сера (S), углерод (C), хлор (Cl), цинк (Zn)	18
До XVIII в.	Те же и мышьяк (As), магний (Mg), висмут (Bi), кобальт (Co), бор (B), никель (Ni), фосфор (P)	25
XVIII в.	Те же и водород (H), иридий (Ir), иод (I), платина (Pt)	29
XIX в.	Те же и барий (Ba), бром (Br), ванадий (V), вольфрам (W), кадмий (Cd), марганец (Mn), молибден (Mo), осмий (Os), палладий (Pd), радий (Ra), стронций (Sr), тантал (Ta), фтор (F), торий (Th), теллур (Te), уран (U), хром (Cr), цирконий (Zr)	47
XX в. (до 1932 г.)	Те же и неон (Ne), литий (Li), гелий (He), титан (Ti), актиний (Ac), рутений (Ru), родий (Rh), бериллий (Be), аргон (Ar), галлий (Ga), селен (Se), рубидий (Rb), иттрий (Y), индий (In), ниобий (Nb), таллий (Tl), гафний (Hf), рений (Re), радон (Rn), цезий (Cs)	67
XX в. (с 1932 г.)	Используются практически все элементы периодической системы Д.И. Менделеева.	

Природные химические соединения, встречающиеся в земной коре в виде однородных по своему составу, внутреннему строению и физическим свойствам образований, называются минералами (от латинского слова «минера» — руда).

По определению акад. В.В. Ржевского: минерал — физически и химически индивидуализированное, как правило, твердое тело, относительно однородное по составу и свойствам, возникшее как продукт природных физико-химических процессов, протекающих на поверхности и в глубинах Земли и других планет, обычно представляющее собой составную часть горных

пород и метеоритов. Большинство минералов — кристаллические вещества (или ранее находились в кристаллическом состоянии, но утратили его в результате распада). Однако по традиции в число минералов включаются и некоторые природные аморфные образования (опал), а также немногие жидкие минералы, например, самородная ртуть.

Горной породой называется однородная по строению минеральная масса, состоящая из одного минерала (простая порода) или из нескольких различных минералов (сложная порода).

Горные породы отличаются друг от друга не только по минеральному составу и происхождению, но также по строению (структуре), сложению (текстуре) и формам залегания в земной коре.

Структура (строение) горных пород определяется степенью кристалличности, формой и размерами зерен породообразующих минералов или минеральных обломков, входящих в породу. В определение понятия строения горной породы входит также способ связей между минеральными составляющими (например: в песках минеральные зерна находятся в простом соприкосновении друг с другом; в песчаниках минеральные зерна сцементированы карбонатным, гипсовым, глинистым или другим каким-либо цементирующим веществом; в гранитах, мраморах и других породах минеральные зерна «спаяны» друг с другом; минеральные зерна могут быть заключены в стекловатую массу и др.).

Текстура (сложение) горных пород — это способ их строения, выраженный в пространственном взаиморасположении минеральных масс, составляющих горную породу. Для магматических горных пород большей частью свойственно массивное сложение, которое возникает путем более или менее равномерного остывания и кристаллизации магматических масс на глубине. В случае, когда магма изливается на поверхность (при извержении вулканов), она образует серию покровов и потоков шлакового, пузырчатого и других видов сложений. Наиболее характерным для пород осадочного происхождения является слоистое сложение, когда минеральные массы распределены в объеме горной породы слоями. Отдельные слои представляют собой плитообразные тела, образовавшиеся путем последовательного накопления минеральных масс. Для метаморфических пород характерно сланцеватое сложение. В этом случае гор-

ная порода легко расчленяется на отдельные плиты по плоскостям, получившим название плоскостей сланцеватости.

Полезное ископаемое — природное минеральное образование, пригодное для использования в народном хозяйстве в естественном виде или после переработки.

В промышленности строительных материалов согласно генетическому признаку наиболее широко используют следующие важнейшие виды строительных горных пород: магматические (изверженные); осадочные; метаморфические (видоизмененные).

1.2. МАГМАТИЧЕСКИЕ (ИЗВЕРЖЕННЫЕ) ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

По условиям образования магматические горные породы делятся на глубинные (интрузивные) и излившиеся (эффузивные).

По содержанию кремнезема магматические горные породы делятся на: кислые — с содержанием SiO_2 более 65%; средние — от 52 до 65%; основные — от 40 до 52%; ультраосновные — менее 40%.

Так как магма с одинаковым химическим составом могла отвердевать в глубине или изливаться на поверхность, то каждой глубинной породе соответствует аналогичная излившаяся порода.

Важнейшие для строительства виды изверженных пород можно схематически свести в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Важнейшие магматические породы и показатели их основных свойств

Характеристика по содержанию SiO_2	Глубинные породы	Излившиеся породы	Плотность, кг/м ³	Предел прочности при сжатии, МПа
Кислые	Граниты	Кварцевые порфиры	2600—2800	120—250
	Средние	Сиениты	Бескварцевые порфиры и трахиты	2600—2800
Основные	Диориты	Андезиты и порфириты	2800—3000	150—300
	Ультраосновные	Габбро	Диабазы и базальты	2900—3300
	Дунит, Перидотит, Пироксенит	Кимберлит	3000—3400	До 400

1.3. ГЛУБИННЫЕ МАССИВНЫЕ ПОРОДЫ

Граниты — наиболее распространенные в природе кислые породы, содержащие 65—75 % кремнезема SiO_2 . В их состав входят: калиевый полевой шпат (ортоклаз — «прямораскалывающийся» $\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$, микроклин $(\text{KNa})[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$) или кислый плагиоклаз («косораскалывающийся») в количестве от 40 до 60 %; кварц от 20 до 40 %; темноцветные минералы (биотит $\text{K}(\text{Mg}, \text{Fe})_3[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}](\text{OH}, \text{F})_2$, роговая обманка $\text{Ca}_2\text{Na}(\text{Mg}, \text{Fe})_4(\text{Al}, \text{Fe})[(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{11}]_2[\text{OH}]_2$) от 5 до 20 %.

Плагиоклазы объединяют большую группу минералов, представляющих собой непрерывный ряд изоморфных смесей, состоящих из альбита $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ и анортита $\text{Ca}[\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8]$ (табл. 1.6).

Таблица 1.6

Разновидность плагиоклаза	Содержание анортита, %	Содержание альбита, %
Альбит	0—10	90—100
Олигоклаз	10—30	70—90
Андезин	30—50	50—70
Лабрадор	50—70	30—50
Битовнит	70—90	10—30
Анортит	90—100	0—10

В зависимости от содержания анортитовой и альбитовой составляющих минералам плагиоклазового ряда даются номера, предложенные русским кристаллографом Е.С. Федоровым. Плагиоклазы принято обозначать номерами, которые соответствуют процентному содержанию в них анортитовой молекулы. Плагиоклазы №№ 0—30 называют кислыми, №№ 30—60 — средними и №№ 60—100 — основными. Такое подразделение плагиоклазов сделано по содержанию в них SiO_2 (содержание SiO_2 в альбите 68,8 %, а в анортите оно снижается до 43,3 %).

Полевые шпаты (ортоклаз, плагиоклазы) имеют плотность 2550—2600 кг/м^3 , сравнительно невысокую температуру плавления

(примерно от 1300 до 1500°), цвет белый, желтоватый, красноватый. Полевые шпаты являются самыми распространенными минералами в изверженных породах, составляющими в общем до 2/3 от общей их массы. Они разрушаются («выветриваются») под влиянием смен температуры и в результате действия воды, содержащей углекислоту. Основным продуктом выветривания являются водные силикаты алюминия и, в частности, минерал каолинит — $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, входящий в состав широко распространенных осадочных пород — глин.

Иногда в состав гранита входят авгит $\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})[(\text{Si}, \text{Al})_2\text{O}_6]$ или роговая обманка, заменяющие слюду, тогда к названию гранита добавляют слова роговообманковый или авгитовый в зависимости от названия минерала. Если в граните наряду с биотитом имеется мусковит $\text{KAl}_2[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH})_2$, то гранит называют двуслюдистым.

Кварц в граните присутствует в виде бесцветных, от дымчато-серых до черных зерен неправильной формы. Так как в гранитах содержится больше всего полевых шпатов, то цвет породы определяется в основном их цветом (серый, голубовато-серый, темно-коричневый, красный).

Для гранитов характерны ясно выраженная зернисто-кристаллическая структура и массивная текстура. Мелкозернистые разновидности гранитов отличаются более высокими плотностью и прочностью и меньше подвержены процессам выветривания. Предел прочности при сжатии у них колеблется от 100 до 250 МПа и выше, прочность при растяжении составляет от 1/40 до 1/60 предела прочности при сжатии. Плотность гранитов составляет 2600—2800 кг/м^3 . Они являются малопористыми породами с содержанием пор от 1 до 1,5 %, характеризуются низким водопоглощением (около 0,5 % по объему), выдерживают до 200 и более циклов замораживания и оттаивания, отличаются высокой сопротивляемостью истиранию. Лучшими строительными свойствами обладают граниты, содержащие больше кварца и меньше слюды. Для гранитов характерна пластовая матрацевидная и параллелепипедальная отдельности.

Граниты недостаточно огнестойки: при температуре до 900° и выше они резко снижают прочность в связи с полиморфными превращениями кварца (β -кварц \rightarrow α -кварц \rightarrow 575°C 870°C)

тридимит → кристобалит — плавится при 1710 °С; при переходе в каждую следующую модификацию кварц увеличивается в объеме, что приводит к растрескиванию его зерен).

Гранит находит самое широкое применение в строительстве. Он хорошо обтесывается, шлифуется и полируется. Его применяют для облицовки гидротехнических сооружений, набережных, опор мостов, цоколей зданий и др. Гранит используется для производства щебня высоких марок и брусчатки для дорожного строительства и широко применяется в архитектурно-строительных и скульптурных работах.

Гранит является самой распространенной глубинной изверженной породой, образующей крупные массивные месторождения. Большой частью он образует батолиты крупных размеров и штоки, реже гранит залегает в виде жил и даек. При оценке гранитных месторождений большое значение имеет трещиноватость.

Сиениты — собственно глубинные (абиссальные) породы, содержащие от 52 до 65 % кремнезема SiO_2 . В отличие от гранитов в них отсутствует свободный кварц. Сиениты состоят из калиевого полевого шпата — ортоклаза (50—60 %), кислых плагиоклазов (25—30 %), роговой обманки, иногда частично замещенной биотитом и реже — авгитом (в сумме на темноцветные минералы приходится 10—20 %). Сиениты обычно окрашены в светлые серые, розоватые или зеленоватые тона, имеют среднезернистую структуру и массивную однородную текстуру. Они залегают в виде самостоятельных интрузивных тел или занимают краевые части гранитных массивов. Предел их прочности при сжатии составляет 150—180 МПа, а средняя плотность — 2600—2800 кг/м³. С сиенитами нередко бывают связаны месторождения магнетита ($\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$), меди (Cu), золота (Au), вольфрама (W), висмута (Bi) и других металлов.

В связи с отсутствием свободного кварца сиениты лучше обрабатываются и полируются, чем граниты.

Диориты — абиссальные породы, содержащие от 52 до 65 % кремнезема SiO_2 и состоящие из средних плагиоклазов (до 75 %) и роговой обманки (25 %), наряду с которой могут присутствовать биотит и авгит. Диориты обладают полнокристаллической равномерной зернистой структурой и массивной текстурой. Светлые минералы представлены плагиоклазами, придающими по-

роде светло-серую или серую окраску, на фоне которой обычно резко выделяются зеленовато-черного цвета удлиненные кристаллы роговой обманки, реже — короткостолбчатые кристаллы авгита. Диориты характеризуются высокой прочностью при сжатии (150—300 МПа) и средней плотностью до 2900 кг/м³, достаточной устойчивостью к выветриванию и хорошей полируемостью. Они часто встречаются в периферийных частях гранитных массивов, а также образуют самостоятельные тела — жилы, штоки. С ними связаны месторождения меди и полиметаллов.

Габбро — основная абиссальная порода, содержащая от 40 до 52 % кремнезема SiO_2 , состоит из полевых шпатов (до 50 %, преобладает анортит), авгита и оливина (перидота) $(\text{Mg}, \text{Fe})_2 \text{SiO}_4$, изредка из роговой обманки и биотита. Большое количество темноцветных минералов (40—45 %) придает породе темную окраску, на фоне которой выделяются серовато-черные зерна плагиоклазов. Разновидности габбро, состоящие почти из одного основного плагиоклаза лабрадора (более 85 %), называются лабрадоритами, имеющими серую и черную окраску с красивыми переливами в синих и зеленых тонах за счет иризации (отражения световых лучей от внутренних плоскостей спайности этого минерала), благодаря чему являются ценным декоративным и облицовочным материалом.

Для габбро характерны пластовая, глыбовая и параллелепедальная отдельности. Габбро залегают в виде крупных лакколлитов (караваеобразных интрузивов), даек и штоков в отложениях всех геологических возрастов. Цвет габбро серый, темно-серый, зеленовато-серый, черный. Структура — крупно- и среднезернистая, текстура — обычно массивная. Габбровые породы имеют высокие показатели прочности при сжатии (200—280 МПа) и средней плотности (3100 кг/м³). К интрузиям габбро приурочены месторождения титаномагнетита, меди, никеля.

Лабрадорит — порода из семейства габбро — полнокристаллическая магматическая горная порода, состоящая в основном из минерала лабрадора (лабрадор — породобразующий минерал группы плагиоклазов, белого или серого цвета, обладающий характерной для него иризацией — яркими переливами цветов: синего, голубого, зеленого, золотистого и др.; плотность 2700 кг/м³); имеет черный цвет с цветными перели-

вами в сине-зеленых тонах; плотность 2700—2750 кг/м³; декоративный камень.

Дунит, перидотит, пироксенит — ультраосновные породы, содержащие менее 40 % кремнезема. Эти породы являются бесполевошпатовыми. Они состоят только из цветных минералов: оливина, роговой обманки и пироксена (авгита). Отсюда и цвет их окраски от темно-зеленого до черного. Все ультраосновные породы тяжелые (плотность 3000—3400 кг/м³) и встречаются в основном в интрузивных телах. Они мало распространены на поверхности земли, но имеют большое практическое значение, так как к ним приурочены месторождения магнетита Fe₃O₄, хромита FeCr₂O₄, платины, меди, серебра, кобальта, никеля, асбеста (разновидность серпентина Mg₃(OH)₄[Si₂O₅] — змеевика), талька Mg₃(OH)₂[Si₄O₁₀] и др.

Дунит — почти мономинеральная порода, состоящая из 95 % оливина; в небольших количествах присутствуют авгит, хромит, магнетит. Цвет породы желтовато-зеленый, при серпентинизации оливина цвет становится темно-зеленый до черного. Структура породы полнокристаллическая, текстура — массивная.

Перидотит — наиболее распространенная порода среди ультраосновных, состоящая примерно из равных количеств оливина и авгита; структура — среднезернистая, в которой различимы округлые желтовато-зеленые зерна неправильной формы оливина и таблитчатые кристаллы черного цвета с металловидным блеском авгита. Цвет породы темно-зеленый, темно-серый до черного.

Пироксенит состоит на 95 % из авгита и других пироксенов, в небольшом количестве в породе присутствует оливин (до 5 %). Структура полнокристаллическая, средне- и крупнозернистая. Цвет зеленовато-серый, черный.

Ультраосновные породы залегают в виде штоков и небольших батолитов.

1.4. ИЗЛИВШИЕСЯ ПЛОТНЫЕ ПОРОДЫ

Излившиеся породы являются аналогами глубинных по составу, но значительно отличаются от них по структурным и текстурным особенностям (под структурой понимают строение породы, т.е. степень кристалличности, форму и размеры зерен

породообразующих минералов или минеральных обломков, входящих в породу; под текстурой понимают сложение породы, т.е. взаимное расположение зерен тех же минералов).

Кварцевые порфиры (содержание SiO₂ 65—75 %) — излившиеся аналоги гранитов, относятся к древним породам. Отличаются от гранитов порфировой структурой с наличием в мелкозернистой или стекловатой массе породы вкрапленников — крупных кристаллов кислого полевого шпата и реже кварца. Порфировые вкрапленники часто замутненные, несвежие. Основная масса плотная, более или менее темноокрашенная (бурая, красная, серая) с пятнами и потеками. Средняя плотность составляет 2400—2600 кг/м³, предел прочности при сжатии изменяется от 120 до 250 МПа в зависимости от содержания кварца и вулканического стекла, повышаясь при увеличении первого и одновременном снижении второго в массе породы. Залегают кварцевые порфиры в форме потоков, куполов, пластовых залежей, реже лакколитов и даек.

Липариты (риолиты) — содержание SiO₂ 65—75 % — излившиеся аналоги гранитов, относятся к нововулканическим породам. Это — светлые, почти белого цвета породы, обычно пористые. Вследствие мелкой пористости основная масса шероховатая на ощупь. Структура — порфировая. В порфировых выделениях — кварц, водяно-прозрачные блестящие таблички калиевого полевого шпата — санидина и темные листочки биотита. Разности липаритов, имеющие стекловатую структуру, называются обсидианами. Они часто темного, бурого, коричневого или даже черного цвета. Скорлуповатые разности обсидианов называются перлитами. Светлые, очень пористые и поэтому очень легкие кислые излившиеся породы называют пемзами (продукт подводных излияний).

Кварцевые порфиры и липариты используются для производства щебня, бута, для изготовления тесаного камня и облицовочных плит и применяются наравне с гранитами для отделочных работ.

Бескварцевые порфиры (ортофиры) — излившиеся аналоги сиенитов, относятся к древним породам. У них значительно изменен минеральный состав с появлением в нем вторичных ми-

нералов: каолинита, карбонатов, хлоритов и других, которые уплотняют породу, заполняя ее пустоты, и способствуют образованию вторичной микрозернистой структуры. Бескварцевые порфиры имеют окраску серовато-зеленую или красновато-бурую.

Трахиты — излившиеся аналоги сиенитов, относятся к нововулканическим породам. Они обычно имеют светло-желтый, светло-серый или розоватый цвет с ясно выраженной порфировой структурой и пористой текстурой. Кристаллические вкрапленники представлены санидином (водяно-прозрачная разновидность ортоклаза), плагиоклазом, иголочками роговой обманки, иногда листочками биотита. Высокая пористость трахитов способствует их быстрому выветриванию. Они менее прочны, быстро истираются, менее морозостойки, не полируются. Трахиты макроскопически очень похожи на липариты, и отличать их следует по отсутствию порфирированных выделений кварца.

Бескварцевые порфиры и трахиты залегают в форме покровов, потоков, лакколитов, для них особенно характерно залегание в форме куполов. Их используют для производства щебня, для изготовления колотой и тесаной шашки, а также как кислотоупорные и отделочные материалы.

Андезиты и андезитовые порфириты — излившиеся аналоги диоритов соответственно древне- и нововулканического возраста. Название получили от Анд (горная система на западе и севере Южной Америки), где впервые были изучены.

Андезиты — эффузивная порода темно-серого или черного цвета. Структура их чаще всего порфировая. Основная масса скрытокристаллическая; порфирированные включения обычно представлены средним плагиоклазом или роговой обманкой, темноцветные минералы — авгитом, реже — роговой обманкой и биотитом. Текстура пористая.

Андезитовые порфириты отличаются от андезитов вторичными изменениями. Цвет часто темно-зеленый (за счет вторичных минералов — хлоритов и эпидота — $\text{Ca}_2(\text{Al, Fe})_2(\text{OH})_2\text{O}[\text{SiO}_4][\text{SiO}_7]$), плагиоклазовые вкрапленники в них в результате вторичных изменений имеют матовый блеск и грязно-серый цвет.

Андезиты и андезитовые порфириты залегают в виде покровов, потоков, интрузивных залежей, куполов и даек. Весьма часто они сопровождаются вулканическими туфами. Обе породы используются как дорожный камень. Пористые легкие раз-

новидности андезитов используются для изготовления стенового материала, из плотных андезитов получают кислотостойкие материалы. Красивые разновидности порфиритов применяют для облицовочных работ.

Диабазы (базальтовые порфириты) — излившиеся древневулканические аналоги габбро. Имеют скрытокристаллическую структуру, характеризующуюся тем, что промежутки между переплетенными кристаллами основного плагиоклаза (лабрадора) заполнены мелкозернистым авгитом. Цвет диабазов из-за обилия в них темных составляющих — темно-серый, часто с зеленоватым оттенком. Диабазы имеют высокий предел прочности при сжатии (300—450 МПа) и среднюю плотность 2700—2900 кг/м³. Они мало изнашиваются и способны раскалываться на куски сравнительно правильной формы. Поэтому диабазы часто применяются для изготовления высококачественной брусчатки и шашки для мощения дорог, а также в качестве сырья для каменного литья.

Базальты — излившиеся нововулканические аналоги габбро. Это плотные, мелкозернистые или скрытокристаллические породы серого, темно-серого или черного цвета. Обычно наряду с мелкими кристаллами авгита и плагиоклаза в породе присутствует вулканическое стекло. Базальты залегают в виде покровов и потоков, мощность которых составляет сотни и тысячи метров, а площадь — сотни тысяч квадратных километров. Особенно велики площади, занятые базальтами на дне океанов. Базальты имеют высокий предел прочности при сжатии (до 500 МПа) и плотность 2900—3300 кг/м³. Из-за наличия трещин и пор прочность базальта значительно понижается (иногда до 100 МПа). Базальты очень тверды и поэтому трудно обрабатываются. Их используют как материал для дорожных покрытий, в качестве щебня для бетона, а также как сырье для литья. Плавленный базальт имеет очень высокую прочность (до 800 МПа) и применяется для изготовления кислотоупорной химической аппаратуры, труб, облицовочных материалов и др.

С породами группы габбро-базальта связаны собственно магматические месторождения титаномагнетитовых руд, руд никеля и меди.

Кимберлиты — являются гипабиссальными (полуглубинными) породами, образовавшимися при застывании магмы вблизи поверх-

ности) аналогом перидотитов. Это ультраосновная горная порода брекчиевидного строения. Состоит из оливина — $(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SiO}_4$, флогопита — $\text{KMg}_3[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}](\text{F}, \text{OH})_2$, пирропа — $\text{Mg}_3\text{Al}_2[\text{SiO}_4]_3$ и других минералов, имеет черный цвет с синеватым и зеленоватым оттенком. Известно свыше 1500 тел кимберлитов, из которых около 8—10 % являются алмазонасными.

1.5. ИЗЛИВШИЕСЯ ПОРИСТЫЕ ПОРОДЫ

К излившимся горным породам относятся обломочные — продукт переотложения и цементации рыхлого материала, выбрасываемого вулканами. Они разделяются на рыхлые — вулканические пеплы, песок, пемза и цементированные — вулканические туфы, трассы, туфовая лава.

Вулканические пеплы — неправильной формы порошкообразные частицы вулканической лавы, выброшенной в раздробленном состоянии во время извержений и осевшей на поверхности лавовых потоков. Они состоят из мельчайших обломков вулканического стекла и кристаллических зерен кварца и некоторых других минералов. Размеры частиц вулканических пеплов колеблются от 0,1 до 2 мм. Рыхлые массы, сложенные более крупными частицами — до 5 мм, носят название **вулканические пески**, и сложенные еще более крупными частицами — более 5 мм (до 30 мм) — называются **пемзой**.

Пемза — это пористая порода (до 80 % объема занимают поры), состоящая из вулканического стекла, которое образовалось при быстром охлаждении лавы на воздухе с бурным выделением из нее газов. Пемза представляет собой в основном вспученное кислое вулканическое стекло, имеющее в россыпи плотность от 300 до 600 кг/м³. В ее состав входят SiO_2 , Al_2O_3 и др. Пемзовые пески и пемзовый щебень используются как заполнитель в легких бетонах. Пемза может применяться и в качестве шлифующего материала, а в тонко измельченном виде, наряду с пылевидным вулканическим пеплом — как активная добавка в производстве извести и цементов.

Вулканические туфы — пористые породы, образующиеся в процессе уплотнения и цементации вулканического пепла, сте-

пень уплотнения их значительно зависит от условий залегания. Цементом служат кремнезем, вулканический пепел, продукты разложения пепла, глина.

В результате очень быстрого охлаждения кислые вулканические породы, особенно рыхлые, состоят в значительной части из вулканического стекла. В состав этих пород входят SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 и др.

Если при извержении к жидкой лаве примешивается значительное количество вулканических пеплов и песков, то образуется порода, называемая **туфовой лавой**.

Наиболее ценными считаются камневидные туфы с повышенным содержанием растворимого кремнезема — **трассы** употребляемые в качестве гидравлических добавок к цементу.

Из-за пористости прочность туфов значительно меньше, чем у плотных изверженных пород, и составляет примерно столько же, что и у обычного кирпича, т.е. от 5 до 15 МПа (иногда до 30 МПа), что вполне приемлемо для стен зданий.

Вулканические туфы и лавы обладают высокой стойкостью к выветриванию, морозостойкостью, легко обрабатываются, но не полируются. Прочность их составляет 5—20 МПа, а более плотных — до 50 МПа.

Туфы являются прекрасным стеновым материалом и используются в виде пиленых камней правильной формы и бута. Щебень из туфов применяется в качестве заполнителя для легких бетонов.

1.6. ОСАДОЧНЫЕ ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

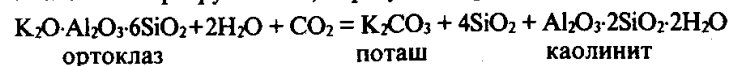
Осадочные горные породы образуются путем накопления (осаждения) продуктов разрушения магматических, метаморфических и более древних осадочных горных пород.

Процесс образования осадочных пород происходит по схеме: физическое и химическое выветривание пород, механический и химический перенос, отложение и накопление продуктов их разрушения и уплотнение и цементация рыхлого осадка с превращением его в породу.

Важнейшими факторами выветривания являются вода, ветер и температурные изменения. Вода проникает в трещины,

постепенно размывает и растворяет составные части горных пород, а при замерзании вследствие увеличения в объеме разрушает их. Ветер выдувает частицы разрушенных пород и переносит их на значительные расстояния.

Выветривание проявляется не только в виде физических процессов (механическое разрушение), но и как результат взаимодействия составных частей горных пород с различными веществами, находящимися в атмосфере (химическое разрушение). Например, полевые шпаты (ортоклаз) под действием воды и углекислого газа разрушаются, образуя минерал каолинит:



Осадочные породы в зависимости от условий их образования делятся на следующие основные группы: обломочные (механические осадки), химического происхождения (химические осадки) и органогенные, получающиеся в результате жизнедеятельности и отмирания организмов, населяющих водные бассейны. Особенностью осадочных пород является их слоистость — результат постепенного осаждения продуктов разрушения, поэтому осадочные породы называют пластовыми, так как они залегают в виде пластов.

1.7. ОБЛОМОЧНЫЕ ПОРОДЫ

Рыхлые обломочные породы разделяются по крупности обломков на крупнообломочные, среднеобломочные (песчаные), мелкообломочные (пылеватые) и тонкообломочные (глинистые).

Крупнообломочные породы (псефиты) — к ним относятся породы, состоящие из обломков размером от 1 мм до нескольких метров в поперечнике («псефос» по-гречески — камешек). В зависимости от структуры и текстуры выделяются следующие породы.

Валуны — окатанные обломки горных пород размером от 10 см до 10 м в диаметре; окатанную форму приобретают водными потоками (речными, морскими, озерными) и ледниками; распространены в аллювиальных (отложения постоянных водных потоков) и ледниковых отложениях.

Глыбы — скопления угловатых обломков размером свыше 10 см в поперечнике.

Галька — округленные обломки горных пород диаметром 1—10 см, окатанные текучей водой или морскими волнами.

Щебень — скопление остроугольных обломков горных пород размером от 10 до 100 мм, образовавшихся при их выветривании.

Гравий — рыхлая крупнообломочная осадочная горная порода, сложенная окатанными обломками пород и минералов размером 1—10 мм; различают гравий речной, озерный, ледниковый и др.

Дресва — скопление угловатых обломков пород размером от 1 до 10 мм в поперечнике.

Галька, гравий, щебень, валуны, глыбы используются в качестве строительного материала. К их отложениям нередко приурочены россыпи алмазов, золота и платины.

Среднеобломочные или песчаные породы (псаммиты) — к ним относятся пески («псамос» по-гречески — песок).

Песок — рыхлая осадочная горная порода, состоящая не менее чем на 50 % из зерен кварца, полевых шпатов и других минералов и обломков горных пород размером 0,1—1 мм. Наибольшей чистотой и однородностью зерен отличаются морские и золотые (перенесенные ветром) отложения. Вредной примесью к пескам являются глинистые и пылеватые частицы. Пески по крупности зерен разделяются на крупнозернистые с диаметром частиц от 0,5 до 1 мм; среднезернистые — 0,25—0,5 мм; мелкозернистые — от 0,1 до 0,25 мм. Пески по происхождению могут быть озерными, морскими, речными, ветровыми и водноледниковыми. К пескам нередко приурочены богатые россыпи золота, платины, магнетита, алмаза, циркония и других ценных минералов.

Мелкообломочные или пылеватые (алевролитовые) породы состоят из частиц размером от 0,1 до 0,01 мм и отличаются от песчаных содержанием более мелких частиц. Представителями алевролитовых пород являются лёссы, суглинки, супеси.

Лёсс — светлоокрашенная пористая (46—50 %) порода (отложения, нанесенные ветром), содержащая кварц, полевые шпаты, до 30 % кальцита и до 50 % глинистых минералов; исполь-

зуются в цементной промышленности, в производстве кирпича, черепицы и др.

Суглинки — пылеватые породы, содержащие до 20—30 % (реже до 60 % — жирные и тяжелые суглинки) глинистых, до 10—20 % мелкопесчаных частиц. Остальная часть — пылеватые частицы. Суглинки образуются в результате деятельности дождевых струй, рек, ледников.

Супеси — пылеватые породы, содержащие 10—20 % глинистых частиц, до 25 % песчаных, остальная часть представлена пылеватыми частицами. Они состоят из кварца, слюды, оксидов железа, глинистых минералов и др. Образуются в результате деятельности рек, водно-ледниковых потоков, озер и др.

Глинистые или тонкообломочные породы состоят из обломков, поперечник которых менее 0,01 мм, при этом до 30 % обломков имеют диаметр менее 0,001 мм. К этой группе пород относится глина — весьма широко распространенная порода на поверхности земли. Состоит она главным образом из частиц, являющихся продуктами химического разложения коренных пород, и в меньшей мере из частиц, образовавшихся при механическом разрушении других пород. Глина — пластичная осадочная горная порода, состоящая в основном из глинистых минералов (каолинит, монтмориллонит, гидрослюда и др.). Типы глин выделяют по преобладанию того или иного глинистого минерала. Главные компоненты глин (с величиной частиц менее 0,01 мм): SiO_2 (30—70 %), Al_2O_3 (10—40 %) и H_2O (5—10 %). Типичные минералы глин — каолинит $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ и монтмориллонит $\text{Na}(\text{Mg}, \text{Al})_2(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$. Кроме того, в глине имеются обломки кварца, полевого шпата, слюд, иногда примеси гидроксидов кремния, железа, карбонатов, сульфатов и др. Глины, содержащие большое количество глинистого материала, называются жирными (действительно жирные на ощупь), в отличие от тощих глин с повышенным содержанием песчаного материала.

Полиминеральные глины являются легкоплавкими с температурой плавления до 1350 ° и тугоплавкими (1350—1588 °С). В огнеупорных глинах (температура плавления выше 1780 °С) главная роль принадлежит каолиниту.

Глинистые породы используются для производства кирпича, изделий строительной керамики, тугоплавкие глины — для производства плиток, труб и др. Огнеупорные глины являются основным сырьем для производства огнеупоров. Каолины (глина белого цвета, состоящая из минерала каолинита) используются в производстве фарфора, фаянса, электротехнических изделий, в бумажной, резиновой, химической и других отраслях промышленности.

Сцементированные обломочные породы образовались путем цементации рыхлых пород разнообразными химическими веществами.

Минеральный состав обломков, входящих в обломочные породы, весьма различен и не является определяющим в наименовании этой подгруппы пород. Для них важно установить структуру, определяющуюся главным образом величиной и формой обломков и наличием цемента. По составу цемент может быть кремнистый, известковый, мергелистый, глинистый, глауконитовый, битуминозный, железистый и др. Помимо простого цемента встречается сложный (сочетание двух или более цементирующих веществ). Цементы, как правило, определяются легко. Так, известковый — по реакции его с соляной кислотой, кремнистый — по высокой твердости и слабо жирному блеску, железистый — по бурой окраске, глинистый — по сравнительно легкой размокаемости, битуминозный — по запаху и др.

Главными представителями сцементированных обломочных пород являются брекчии, конгломераты и песчаники.

Брекчия — крупнообломочная порода, состоящая из сцементированных остроугольных обломков (глыб, щебня, дресвы). Обломки как по минералогическому составу, так и по размеру могут быть как однородными, так и разнородными.

Конгломерат — крупнообломочная порода, состоящая из сцементированных окатанных обломков (галек, гравия, валунов). Состав обломков, их размер, цемент могут быть различными. Они используются в качестве строительного материала.

Песчаники — породы, образовавшиеся в результате цементации песков. Их прочность определяется видом природного цемента, характером его сцепления с зернами песка, плотно-

стью породы. Песчаники используются для получения щебня, бута, стенового камня, декоративного отделочного материала, огнеупоров, абразивов и др.

Алевролиты — сцементированные известковым, кремнистым или другим цементом пылеватые (алевролитовые) породы.

Аргиллиты — плотные, сцементированные кремнеземом глинистые породы.

1.8. ОСАДОЧНЫЕ ПОРОДЫ ХИМИЧЕСКОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ (ХЕМОГЕННЫЕ)

Породы химического происхождения образовались в результате выпадения из водных растворов различных веществ. Важное значение при этом имеют слаборастворимые соединения карбонатов Ca и Mg, осаждающиеся при испарении пересыщенных растворов в замкнутых морских бассейнах или озерах.

Основные строительные горные породы химического происхождения подразделяются на подгруппы:

- карбонатные (известняк плотный, известняк оолитовый, известковый туф, натечный известняк, доломит, мергель);
- кремнистые (трепел, кремнистый туф, кремь);
- сернокислые (гипс, ангидрит).

Известняк плотный — микрозернистая карбонатная порода, состоящая из минерала кальцита CaCO_3 ; структура — зернистая или кристаллическая, пористая или кавернозная. В зависимости от текстуры средняя плотность известняков составляет 2000—2600 кг/м^3 , снижаясь до 1000 кг/м^3 для сильнопористых разновидностей. Пористость прочносцементированных известняков не превышает десятых долей процента, а у слабосцементированных — достигает 15—20 % и выше. Известняки бывают белого цвета или в зависимости от примесей (глины, кварца, оксидов железа и др.) желтоватого, сероватого, красноватого, бурого, черного и др. В зависимости от относительного содержания CaCO_3 известняки называются чистыми (не менее 98 % CaCO_3) и мергелистыми (не менее 90 % CaCO_3). Они применяются в качестве строительного материала, удобрения (известкование почв),

в цементной промышленности, в металлургии (в качестве флюсов), в химической промышленности и др.

Оолитовый известняк — сложен округлыми зернами оолитов кальция концентрически-скорлуповатого, иногда радиально-лучистого строения. Состоит из карбонатов (кальцита, доломита и др.), оксидов железа, марганца и др. Размеры оолитовых частиц — от долей миллиметра до 25 мм. Это — пористая, малоустойчивая к выветриванию и недостаточно морозостойкая порода с прочностью 16—20 МПа. Используется для изготовления воздушной и гидравлической извести, цемента и др.

Известковый туф (травертин) — образовался в результате выпадения CaCO_3 из холодных или горячих углекислых подземных вод при выходе их на поверхность земли, обладает различной пористостью и разной прочностью. Очень пористый, ноздреватый туф имеет плотность 1400—1700 кг/м^3 и прочность до 10—15 МПа. Прочность при сжатии у более плотных разновидностей травертина с равномерно распределенными мелкими порами (образование из горячих источников) доходит до 80 МПа. При высокой морозостойкости он является хорошим материалом для наружной облицовки зданий. Известковый туф используют для получения извести, в производстве цемента, в качестве стенового и облицовочного камня.

Натечный известняк — натечные образования кальцита CaCO_3 (сталагмиты — известковые натечные образования, поднимающиеся в виде столбов и прочих форм со дна пещер и других полостей в карсте; сталактиты — известковые минеральные образования, свешивающиеся в виде бахромы с потолка и верхней части стен пещер и других подземных полостей в карсте).

Доломит — горная порода, целиком или преимущественно состоящая из минерала доломита $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$, в котором содержится до 45,8 % магнезита MgCO_3 . Внешне он похож на известняк, от которого отличается реакцией с соляной кислотой (реагирует в порошок), желтовато-белым, иногда буроватым цветом, большей твердостью (3,4—4). Образуется главным образом путем химического изменения известковых осадков. Плотные доломиты характеризуются средней плотностью от 2700 до 2900 кг/м^3 и пределом прочности при сжатии в пределах 60—150 МПа.

Применяют доломит в качестве строительного камня (плиты, бутовый камень — крупные обломки горных пород с размером в поперечнике 15—50 см) и щебня для бетона, а также для получения огнеупорных, вяжущих, теплоизоляционных материалов, стекла и др.

Мергель — горная порода, переходная от известняков и доломитов к глинистым породам; содержит от 50 до 80 % CaCO_3 и MgCO_3 , от 20 до 50 % глинистого материала. Цвет мергеля палево-желтый, коричневато-желтый, белый, серый. Внешне иногда мергель мало отличается от известняка, распознается он по характеру реакции с соляной кислотой, от капли которой на поверхности мергеля остается грязно-серое или обеленное пятно, обусловленное концентрацией на месте реакции глинистых частиц. Мергель — хорошее сырье для цементной и керамической промышленности.

Трепел — тонкопористая горная порода, состоящая из мельчайших зерен (0,01—0,001 мм) опалового кремнезема с небольшой примесью скорлупок диатомитовых водорослей и остатков кремнистых скелетов радиолярий и губок, почти лишенная органических осадков. Цвет трепела белый, желтый, бурый, светло-серый. Встречается как в виде рыхлой мучнистой породы, так и в виде компактных пористых масс. Характерный признак трепела — способность интенсивно впитывать воду. Имеет среднюю плотность 500—1300 кг/м³, высокопорист, огнеупорен, кислотоупорен, плохо проводит звук и теплоту, используется как адсорбент, изоляционный, фильтрующий, шлифующий строительный материал.

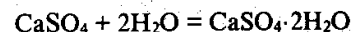
Кремнистый туф — гейзерит — состоит из пористой (реже плотной) массы опала $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Цвет породы светлый, иногда пестрый. Образуется туф при выходе на поверхность горячих источников, в воде которых растворен кремнезем. Используется в качестве строительного материала.

Кремень — встречается в разнообразных вмещающих породах в виде пластов, линз, желваков и состоит из опала и халцедона, иногда с примесью кварца. Наиболее распространенными являются однородные, очень твердые мелкозернистые, часто полосчатые, серого, красноватого, черного цвета кремни. Используется исключительно как абразивный материал.

Гипс — гипсовый камень — порода, состоящая в основном из минерала такого же названия ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$). В качестве примесей часто встречаются доломит, галит NaCl , пирит FeS_2 , опал, халцедон, кварц, глинистое вещество и песчано-алевролитовый обломочный материал. Макроскопически гипсы обычно представляют собой слоистую или массивную породу от микро- до грубозернистой структуры. Гипсы имеют белую, светло-серую, желтоватую до красного и черного окраску, в зависимости от примесей характеризуются средней плотностью 2200 кг/м³ и пределом прочности при сжатии около 80 МПа. Массивные белые мелкозернистые разновидности гипса называют алебастром. Алебастром также называют обожженный при температуре 170 °С гипс, используемый в строительном деле. Розовые, параллельно-волокнистые разновидности гипса, обычно заполняющие трещины, называют селенитом. Гипс легко определяется по своей небольшой твердости — он чертится ногтем. Гипс используют главным образом для изготовления гипсовых вяжущих веществ и в качестве добавки при производстве портландцемента.

Ангидрит — порода, состоящая из минерала ангидрита CaSO_4 . Примеси те же, что и у гипса. Цвет обычно голубовато-серый. Твердость — 4.

Гипс и ангидрит — типичные химические осадки. Ангидрит выпадает из раствора при температуре 66 °С, а при наличии в растворе солей NaCl и MgCl_2 — при температуре 20—30 °С. Гипс выпадает при более низкой температуре. Однако следует сказать, что гипс образуется и другим путем, чаще всего при гидратации ангидрита



Процесс этот протекает обычно на небольшой глубине (до 150 м) и сопровождается значительным увеличением объема (до 60 %). На большей глубине наблюдается обратный процесс — переход гипса в ангидрит. Нагретый до определенной температуры гипс теряет воду и приобретает свойства вяжущего вещества. Ангидрит — более плотная порода с пределом прочности при сжатии 60—80 МПа и средней плотностью от 2800 до 2900 кг/м³. Гипс и ангидрит служат сырьем для производства вяжущих веществ, а на их основе — гипсобетонных изделий.

Они применяются как стеновой материал, а также для внутренней отделки зданий.

1.9. ОСАДОЧНЫЕ ОРГАНОГЕННЫЕ ПОРОДЫ

Органогенные породы образуются главным образом в водной среде в результате жизнедеятельности и скопления организмов. В процессе диагенезиса (перерождение осадка в горную породу благодаря процессам, происходящим внутри самого осадка — уплотнение, раскристаллизация и т.п.) они превращаются в горные породы органогенного происхождения.

Основные строительные горные породы органогенного происхождения подразделяются на подгруппы:

- карбонатные (известняк коралловый, известняк-ракушечник, известняк детритусовый, мел, мергель);
- кремнистые (диатомит, опока).

Карбонатные породы органогенного генезиса (происхождения) состоят преимущественно из минерала кальцита CaCO_3 с примесями кремнезема, глинистых и песчаных частиц, оксидов железа и др. Органогенные известняки образовались в морских бассейнах путем накопления продуктов жизнедеятельности растительных и животных организмов. Рыхлые скопления раковин и их обломков уплотнялись давлением воды и скреплялись углекислым кальцием в более или менее плотную породу. Плотность известняков составляет $1700\text{—}2600\text{ кг/м}^3$, твердость — около 3 по шкале твердости. Они бывают белого цвета или в зависимости от примесей (глины, кварца, оксидов железа и др.) желтоватого, сероватого, красноватого, бурого и др.

Органогенные известняки состоят обычно из остатков организмов, которые редко сохраняются полностью, чаще они раздроблены, а также изменены последующими процессами. Степень сохранности их указывает на условия отложения осадка и последующей истории формирования породы. По возможности следует определить, остатками каких организмов представлен известняк, по которым и дается название известняку (коралловый и др.).

Коралловый известняк состоит в основном из скелетных частей рифостроящих организмов (кораллов). Обычно он весьма

чистый — почти без примесей обломочного материала, имеет значительную пористость. Образует тела неправильной формы, линзы, штокообразные залежи, нередко значительной мощности.

Известняк—ракушечник состоит из целых раковин организмов. Если известняк состоит из битых раковин, его называют детритусовым. Обычно он сильно порист и небольшой механической прочности. Средняя плотность ракушечников составляет $1000\text{—}1700\text{ кг/м}^3$, а прочность при сжатии — $5\text{—}60\text{ МПа}$. Известняки широко применяются в промышленности строительных материалов как бутовый камень (крупные обломки пород с размером в поперечнике $15\text{—}50\text{ см}$), щебень, стеновые блоки, сырье для получения вяжущих веществ, огнеупоров и др.

Мел является разновидностью органогенного известняка, имеет тот же химический состав, что и известняк CaCO_3 , на $60\text{—}70\%$ состоит из мельчайших раковинок фораминифер, кокколитофор (морских одноклеточных водорослей) и из тонкозернистого порошокватого кальцита. Мел — белая землистая порода, широко используемая в качестве сырья для портландцемента, замазок, красок, побелочного материала и пищевого мела.

Мергели (смесь карбонатных и глинистых пород) — тонкозернистые, однородные по структуре, желтые, серые, темно-серые, неустойчивые к химическому выветриванию породы с физико-химическими свойствами, зависящими от содержания глины. Мергели образуются в морях и озерах. Средняя плотность их составляет $1900\text{—}2500\text{ кг/м}^3$, а предел прочности при сжатии — до 60 МПа . В зависимости от относительного содержания CaCO_3 и глины породам дают названия, приведенные в табл. 1.7.

Таблица 1.7

Название породы	Содержание CaCO_3 , %	Содержание глинистых веществ, %
Чистые известняки	98—100	2—0
Мергелистые известняки	90—98	10—2
Известковые мергели	75—90	25—10
Мергели	40—75	60—25
Глинистые мергели	10—40	90—60
Мергелистые глины	2—10	98—90
Глины	0—2	100—98

Мергель является лучшим сырьем для производства цементов.

Диатомит — рыхлая или сцементированная порода, состоящая в основном из скелетов диатомовых водорослей (диатомей), сложенных опалом. В качестве примесей встречаются скелеты радиолярий (микроскопических одноклеточных организмов также с опаловым скелетом), иглы губок (морских примитивных многоклеточных беспозвоночных животных), глинистое вещество, кварц, глауконит. Так как скелеты диатомей имеют форму разнообразных ажурных, полых внутри шариков, то диатомиты — очень пористые породы со средней плотностью 420—960 кг/м³. Современные диатомитовые осадки отлагаются в приполярных частях океанов, а также в холодных высокогорных озерах. Цвет диатомитов — белый или желтоватый. Макроскопически они похожи на мел, от которого отличаются отсутствием реакции вскипания с соляной кислотой HCl. Диатомит широко используется как теплоизоляционный материал и в качестве активных гидравлических добавок к вяжущим веществам.

Опоки — крепкие и очень легкие, сильнопористые породы, палевого, светло-желтого, серого, черного цветов. Они представляют собой сцементированные кремнистым веществом трепелы или диатомиты. Средняя плотность опок составляет от 1200 до 1500 кг/м³, пористость — до 30—40 %, предел прочности при сжатии — до 1—3 МПа. Используются в качестве стенового материала, сырья для получения белых вяжущих веществ, заполнителей в легких бетонах, в дорожном строительстве.

1.10. МЕТАМОРФИЧЕСКИЕ (ВИДОИЗМЕНЕННЫЕ) ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

Метаморфическими называют такие изверженные или осадочные породы, в которых изменение строения и состава произошло в природе, в основном, под влиянием высоких температур и давления, под воздействием химически активных газообразных веществ и горячих растворов циркулирующих в породах. Результатом такого воздействия является изменение структурных и текстурных свойств, а иногда и химического состава

пород. В этих условиях может происходить перекристаллизация минералов без их плавления. Получающиеся при этом породы обычно более плотны, чем исходные материнские породы.

Формы залегания метаморфических пород соответствуют формам залегания магматических и осадочных пород.

Из метаморфических пород в промышленности строительных материалов используют гнейсы, глинистые (кристаллические) сланцы, мраморы и кварцит.

Гнейсы по минералогическому составу сходны с гранитами, из которых они образовались в результате перекристаллизации под большим давлением. Они состоят главным образом из полевых шпатов, кварца и одного или нескольких минералов: биотита, мусковита, роговой обманки, авгита. Гнейсы имеют так называемое сланцеватое строение (сланцеватость не следует смешивать со слоистостью; слоистость возникает в процессе первоначального образования осадочных пород, а сланцеватость — в процессе метаморфизма — дальнейшего преобразования породы). Для них характерно то, что составляющие породу минералы вытянуты в направлении, перпендикулярном направлению давления. Средняя плотность гнейсов составляет 2400—2800 кг/м³, а наибольший предел прочности при сжатии (перпендикулярно сланцеватости) изменяется от 100 до 200 МПа и уменьшается в параллельном направлении примерно в 2 раза. Сланцеватость облегчает добычу и обработку гнейсов, но уменьшает их прочность вдоль слоев. Гнейсы сравнительно легко раскалываются по плоскостям сланцеватости и могут расслаиваться при попеременном замораживании и оттаивании. Сланцеватость понижает стойкость гнейсов против выветривания.

Гнейс, обладающий составом гранита, но с неясно выраженной сланцеватой или полосчатой текстурой, называют гранито-гнейсом.

Образуются гнейсы из магматических (ортогнейсы) и осадочных (парагнейсы) пород.

Гнейсы используют для кладки фундаментов, в качестве бутового камня, в виде плит для облицовки каналов и набережных, для устройства тротуаров и др. Из сильно сланцеватого гнейса не изготавливают щебень для бетона и дорожного строительства, так как по форме он является непригодным (пластичным, лещадным).

Глинистые (кристаллические) сланцы — твердая глинистая разноцветного строения порода, образовавшаяся из глин, сильно уплотнившихся и частично перекристаллизовавшихся под влиянием большого давления. Глинистые сланцы значительно тверже глин, не размокают в воде и при смешивании с ней не переходят в пластическое состояние. Они состоят из очень мелких глинистых частиц, зерен кварца, листочков слюды; часто содержат примеси CaCO_3 , оксидов железа, серного колчедана, талька и других минералов. Цвет сланцев может быть серый, зеленый, черный. Средняя плотность сланцев может составлять 2700—2900 кг/м^3 (цвета темно-серый, черный), а предел прочности при сжатии может изменяться от 50 до 300 МПа. Некоторые глинистые сланцы легко раскалываются на тонкие (3—4 мм) плитки, применяемые в качестве кровельного материала (природный шифер), отличающегося высокой долговечностью.

Мраморы — метаморфическая разновидность карбонатных пород — известняков, доломитов и доломитизированных известняков, отличающаяся от них зернисто-кристаллическим строением и высокой плотностью. Зерна кальцита (или кальцита и доломита) в мраморе непосредственно связаны сцеплением кристаллов. Это придает мрамору высокие среднюю плотность (2600—2800 кг/м^3) и предел прочности при сжатии (100—300 МПа). Для мраморов характерна светлая окраска: белая, серовато-голубоватая, розовая, зеленоватая и др. Мрамор — массивен, реже — сланцеват, благодаря невысокой твердости кальцита гораздо легче обрабатывается, чем изверженные породы. Малая пористость делает его хорошо полируемым материалом. Мрамор сравнительно легко распиливается на тонкие плиты. Используют его для декоративных и облицовочных работ: из него делают плиты для внутренней отделки зданий, лестничные ступени, подоконные доски, плитки для полов и др. Чистые разновидности мраморов, отличающиеся мелкозернистостью, используются для создания скульптурных произведений.

Кварциты — метаморфическая разновидность кремнистых песчаников с перекристаллизованными зернами кварца, которые срослись между собой так, что цементирующее вещество неразличимо. Они образуются путем метаморфизации кварцевых песков и песчаников под влиянием высоких температур и дав-

ления. Кварциты состоят из кварца (95—99 %) и различных примесей (слюды, гематита — Fe_2O_3 , магнетита — Fe_3O_4 , турмалина — $\text{NaMg}_6[\text{B}_3\text{Al}_3\text{Si}_6\text{O}_{25}(\text{OH})_5]$ и др. Имеют цвет белый, а в зависимости от примесей — желтый, серый, красный, фиолетовый, темновишневый, малиновый. Кварциты — прочные породы: предел прочности их составляет 100—400 МПа, а средняя плотность изменяется от 2800 до 3000 кг/м^3 . Они хорошо противостоят выветриванию, вследствие большой твердости трудно обрабатываются, имеют высокую огнеупорность, кислото- и щелочестойкость и применяются главным образом в производстве дианаса (кислый огнеупорный материал, содержащий не менее 93 % кремнезема), а также как абразивный, кислото- и щелочестойкий материалы. Кварциты используются в виде штучных камней для особо ответственных конструкций зданий и сооружений (для изготовления подферменных камней в мостах и др.), в качестве бутового камня, щебня и для наружных облицовок повышенной стойкости (декоративные облицовочные плиты).

Строительными горными породами называют все виды добываемых горных пород, которые в виде обработанных и необработанных блоков и кусков, дробленого, отсортированного, мытого или обогащенного материала используют в строительных целях.

1.11. ОБЛАСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД И КОМПЛЕКСНОЕ ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

С древнейших времен и до наших дней строительные горные породы широко используются в строительстве. Они относительно доступны и обладают высокими техническими показателями: долговечностью, прочностью, морозостойкостью, хорошими декоративными качествами и др.

Для каждого конкретного строительства рекомендуются определенные виды материалов и изделий из строительных горных пород. Для возведения фундаментов, например, пригоден бутовый камень (размер камня в поперечнике 15—50 см), пиленые и колотые камни из всех видов пород, а для кладки стен —

камни, блоки из всех разновидностей известняков, песчаников, доломитов, туфов и др.; для наружной облицовки зданий, применяют облицовочные плиты и профильные изделия из гранита, габбро, базальта, сиенита, диорита, кварцита и др., а для внутренней отделки — те же наименования изделий, но получаемые из мрамора, мраморовидных известняков, гипсового камня, туфов, травертина и др. Строительные горные породы широко используются: в дорожном строительстве в виде бортового и мостильного камней, брусчатки; для защитной облицовки мостовых опор, парапетных, карнизных, а также тротуарных плит. Эти изделия изготавливаются из гранита, габбро, базальта, диорита, песчаника и других пород и показывают высокую эксплуатационную стойкость.

Из строительных горных пород наиболее широкое применение находят горные породы: кремнеземистые, которые в своем составе содержат кремнезем SiO_2 , например, кварцевые пески, песчаники и другие горные породы; глиноземистые, в состав которых входит глинозем Al_2O_3 , например, глины, бокситы и пр.; карбонатные, содержащие углекислый кальций CaCO_3 — известняки, мел, мраморы и др.; сульфаты (соли серной кислоты H_2SO_4), например, гипсы ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) и ангидриты (CaSO_4).

Значительный интерес представляет использование глин. Глины состоят из мельчайших (менее 0,01—0,001 мм) частиц глинистых минералов, образовавшихся в процессах химического выветривания магматических и некоторых других пород. Пригодность глин для производства керамических изделий оценивается их химическим и минеральным составом и свойствами. Химический состав глин обычно характеризуют содержанием оксидов в процентах по массе. Главными и обязательными оксидами, составляющими различные глины, являются кремнезем SiO_2 (от 40 до 70 %) и глинозем Al_2O_3 (от 15 до 35 %). Постоянными компонентами глин являются также K_2O и Na_2O (от 1 до 5 %), химически связанная вода H_2O (около 5—15 %). Часто присутствует гематит Fe_2O_3 (0—7 %). Встречаются в глинах и другие соединения, например, TiO_2 , MgO , карбонаты Ca и Mg , органические примеси. В каолиновых глинах содержание глинозема и кремнезема почти одинаково, тогда как в монтмориллонитовых и магнезиальных возрастает количество кремнезема за счет снижения содержания глинозема. Резкое возрастание крем-

незема обычно обуславливается присутствием песчаной примеси в глинах. С увеличением Al_2O_3 повышается пластичность глин и огнеупорность, а с повышением содержания кремнезема пластичность глин снижается, увеличивается пористость, снижается прочность обожженных изделий. Присутствие оксидов железа и тонкодисперсных карбонатов CaCO_3 и MgCO_3 снижает огнеупорность глин, увеличивая усадку изделий. Наличие в глине щелочей ухудшает формуемость изделий, понижает огнеупорность и вызывает появление белых пятен на изделиях.

Свойства глин имеют важное значение. Среди физических свойств особенно важно знать их пластичность, связующую способность, водопоглощаемость, воздушную и огневую усадки, огнеупорность и др.

Химический состав оказывает влияние на температуру плавления глин. Температура плавления оксидов сравнительно высока: SiO_2 — 1713 °С, Al_2O_3 — 2050, MgO — 2800, Fe_2O_3 — 1548, FeO — 1380, TiO_2 — 1700 °С. В глинах, однако, практически мало имеется химически чистых оксидов. Они находятся в химических соединениях в виде минералов, а при повышенных температурах создают смеси, которые значительно снижают температуру плавления глинистых частиц.

Характерным свойством глин является их способность при обжиге превращаться в камневидный материал.

Среди непластичных материалов, используемых в керамическом производстве, — отошающие, выгорающие и плавни. К отошающим добавкам относятся кварцевые пески, пылевидный кварц, кремь, шамот (огнеупорная глина или каолин, обожженные до потери пластичности, удаления химически связанной воды и определенной степени спекания) и др. К выгорающим добавкам относятся древесные опилки, торф, каменный уголь и др., которые создают пористость после их выгорания при обжиге изделий и могут выполнять функции отошающей добавки (снижать пластичность). К плавням (флюсам) относят материалы, которые в процессе обжига взаимодействуют с глинистым веществом с образованием более легкоплавких соединений, чем чистое глинистое вещество. Среди них — полевые шпаты, пегматит, мел, доломит, руды с содержанием оксидов железа и др. Иногда в глину вводят еще специальные добавки, например, с целью повышения кислотостойкости — песчаные

смеси, затворенные жидким стеклом, для окрашивания изделий — оксиды металлов, для улучшения качества кирпича — фосфаты натрия, для вспучивания — кокс и др.

В настоящее время глинистые породы (глина, каолин) имеют широкое применение в различных отраслях промышленности. Из них путем формования, сушки и обжига получают:

- кирпич и камни керамические по прочности восьми марок: 300, 250, 200, 175, 150, 125, 100 и 75; по морозостойкости — четырех марок: F 15, 25, 35 и 50; кирпич изготовляют одинарным размером 250 × 120 × 65 мм и утолщенный 250 × 120 × 88 мм; модульный кирпич с технологическими пустотами выполняют размером 288 × 138 × 63 мм; кирпич и камни керамические применяют для наружных и внутренних несущих и самонесущих промышленных и гражданских зданий, а также для изготовления крупных стеновых блоков и панелей для индустриального строительства;

- кирпич керамический лекальный для кладки промышленных кирпичных дымовых труб и футеровки труб в случаях нагрева кирпича дымовыми газами до температуры не более 700 °С; кирпич лекальный выпускают длиной 80—225 мм с радиусом кривизны 850—1500 мм по прочностным показателям трех марок: M100, 125 и 150; водопоглощение его — не менее 8 %, морозостойкость — не ниже F15;

- кирпич и камни керамические лицевые для облицовки фасадов зданий;

- плитки для полов правильной формы (квадратная, прямоугольная, шестигранная, восьмигранная, треугольная с длиной грани 50—150 мм и толщиной 10—13 мм) с водопоглощением не более 4 %;

- трубы керамические канализационные диаметром 150—600 мм, длиной 800—1200 мм;

- трубы керамические дренажные диаметром 25—250 мм, длиной 333—500 мм;

- изделия санитарно-технической керамики (ванны, умывальники и др.);

- кирпич, плитки кислотоупорные для футеровки аппаратов и газопроводов, варочных котлов целлюлозной, гидролизной и других отраслей промышленности;

- трубы керамические кислотоупорные и фасонные части к ним для перемещения неорганических и органических кислот и газов;

- керамзит (легкий пористый материал ячеистого строения с закрытыми порами как наполнитель для легких бетонов);

- огнеупорные материалы.

Кроме того, каолины применяются для изготовления фарфоро-фаянсовых изделий, как основная (80—90 %) часть шихты. В бумажной и химической промышленности каолины применяются как наполнитель бумажной массы и резины. Текстильная, металлургическая, химическая, фармацевтическая промышленности также являются потребителями каолина.

Значительное использование в промышленности строительных материалов получили карбонатные породы.

Сырьем для производства гипсовых вяжущих веществ (порошкообразные минеральные материалы, которые при смешивании с водой или водными растворами некоторых солей образуют тесто-пластическую массу, способную со временем отвердевать, превращаясь в камневидное тело) служат сульфатные горные породы, содержащие преимущественно минерал двуводный гипс — $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. При тепловой обработке природный гипс постоянно теряет часть химически связанной воды, а при температуре от 110 до 180 °С становится полуводным гипсом — $\text{CaSO}_4 \cdot 0,5\text{H}_2\text{O}$. После тонкого измельчения и обжига этого продукта получают гипсовое вяжущее вещество.

При температурах обжига (800—950 °С) помимо обезвоживания гипсового сырья происходит частично образование CaO , активизирующее химическое взаимодействие вяжущего вещества с водой и ускоряющее процессы твердения. Начало схватывания наступает не ранее 2 ч, предел прочности составляет при сжатии 10—20 МПа, а водостойкость несколько выше, чем у гипсовых вяжущих веществ, полученных при температуре 110—180 °С. Высокообжиговое вяжущее вещество ($t = 800—950$ °С) применяют для изготовления декоративных и отделочных материалов, искусственного «мрамора», штукатурных растворов, устройства бесшовных полов и подготовки под линолеум.

Сырьем для производства воздушной строительной извести служат плотные известняки, ракушечники, мел, доломитизиро-

ванные известняки при условии, что содержание в них глинистых примесей не превышает 6 %. Сырье обжигают при температуре 1000—1200 °С до полного удаления углекислого газа. Признаком высокого качества извести является высокое содержание в ней CaO и MgO. Содержание чистых оксидов CaO + MgO в общем количестве извести называют ее активностью. По активности и содержанию непогасившихся зерен определяется сорт извести (табл. 1.8).

Таблица 1.8

Наименование	Сорта извести		
	1-й	2-й	3-й
Содержание активных CaO + MgO в пересчете на сухие вещества, %, не менее	90	80	70
Содержание непогасившихся зерен в комовой извести, %, не более	7	11	14

Если комовую известь измельчить, получится молотая негашеная. Более распространена в строительстве известь гашеная, получаемая путем затворения водой негашеной извести по реакции с выделением тепла: $\text{CaO} + \text{H}_2\text{O} = \text{Ca}(\text{OH})_2 + 63,7 \text{ кДж}$.

Гашение извести производят в пушонку или в известковое тесто. При расходе воды 1 л на 1 кг комовой извести известь превращается в тонкий рыхлый порошок (пушонку) со значительным увеличением в объеме; при расходе воды 2—3 л на 1 кг извести получается известковое тесто.

Воздушную известь применяют для приготовления кладочных и отделочных растворов, изготовления штучных бетонных изделий, силикатного кирпича и других известково-песчаных изделий автоклавного твердения.

Гидравлические вяжущие вещества могут быть использованы как в сухих (воздушных), так и во влажных условиях. Сырьем для гидравлической извести служат мергелистые известняки с содержанием в них глины и песчаных примесей от 6 до 20 %. Сырье обжигается при температуре 900—1000 °С. При обжиге образуется не только свободная известь CaO, но и ее химические соединения с оксидами глины: силикаты $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (или Ca_2SiO_4), алюминаты $2\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (или $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{O}_5$), ферриты

$2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ (или $\text{Ca}_2\text{Fe}_2\text{O}_5$) кальция. После затворения извести водой происходит образование гидросиликатов, гидроалюминатов и гидроферритов кальция, нерастворимых в воде, что придает гидравлические свойства извести. После предварительного твердения на воздухе такая известь, в отличие от воздушной, продолжает набирать прочность в воде.

Характеристикой сырья и готового вяжущего вещества служит гидравлический, или основной, модуль:

$$m = \frac{\% \text{CaO}}{\% (\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3)} \quad (1.1)$$

Для гидравлической извести основной модуль может колебаться в пределах от 1,7 до 9, т.е. в очень широких пределах. От него зависят свойства извести. Различают известь слабогидравлическую ($m = 4,5 \div 9$) и известь сильногидравлическую ($m = 1,7 \div 4,5$). У воздушной извести гидравлический модуль более 9.

В настоящее время гидравлическая известь имеет ограниченное применение — для строительных растворов и бетонов невысокой прочности. Обычно же используют портландцементы.

Портландцементом называется гидравлическое вяжущее вещество — продукт тонкого измельчения портландцементного клинкера с добавкой гипса в количестве 3—5 %. Клинкер получают путем равномерного обжига тонкодисперсной однородной сырьевой смеси определенного состава из известняка и глины. Совместно с глиной при расчете состава в смесь могут добавляться мергель, доменный шлак, опока и др. Некоторые мергелистые известняки с содержанием глины до 22—25 % также могут применяться для получения портландцементного клинкера.

При расчете состава сырья используется гидравлической или основной модуль, указанный выше, а также силикатный или кремнеземный:

$$n = \frac{\% \text{SiO}_2}{\% (\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3)} \quad (1.2)$$

и алюминатный или глиноземный:

$$p = \frac{\% \text{Al}_2\text{O}_3}{\% \text{Fe}_2\text{O}_3} \quad (1.3)$$

Их числовые значения должны находиться в пределах:

$m = 1,9 \div 2,4$; $n = 1,7 \div 3,5$; $p = 1 \div 2,5$.

Производство портландцемента состоит: в приготовлении смеси; обжига этой смеси до спекания в клинкер; в складировании клинкера; в помоле клинкера с гипсом и другими минеральными добавками.

Требования к маркам портландцемента и некоторым его разновидностям приведены в табл. 1.9.

Таблица 1.9

Наименование цемента	Марка цемента	Предел прочности при изгибе, МПа, в возрасте, сут		Предел прочности при сжатии, МПа, в возрасте, сут	
		3	28	3	28
Портландцемент и портландцемент с минеральными добавками	400	—	5,5	—	40
	500	—	6	—	50
	550	—	6,2	—	55
	600	—	6,5	—	60
Быстротвердеющий портландцемент	400	4	5,5	25	40
	500	4,5	6	28	50
Шлакопортландцемент	300	—	4,5	—	30
	400	—	5,5	—	40
	500	—	6	—	50
Быстротвердеющий	400	3,5	5,5	20	40

Сырьем для магнезиальных вяжущих веществ служат магнезит $MgCO_3$ и доломит $CaCO_3 \cdot MgCO_3$. Обжиг магнезита производится при температуре $750—800^\circ C$ до полного разложения $MgCO_3$ на MgO и CO_2 с удалением углекислого газа. После помола MgO представляет воздушное вяжущее вещество, называемое каустическим (едким, жгучим) магнезитом, которое имеет предел прочности при сжатии $40—100$ МПа. Обжиг доломита производят при более низких температурах ($650—750^\circ C$), так как при повышении температуры обжига начинает разлагаться и $CaCO_3$ с образованием извести. Разложение происходит по реакции $CaMg(CO_3)_2 \rightarrow MgO + CaCO_3 + CO_2$. В этом случае ($MgO + CaCO_3$) называют каустическим доломитом, который из-за инертной примеси $CaCO_3$ не имеет высокой прочности (не пре-

вышает $10—30$ МПа). Магнезиальные вяжущие вещества применяются для производства ксилолита (заполнитель — древесные опилки) и фибролита (заполнитель — узкая и длинная древесная стружка), которые соответственно используются для изготовления бесшовных полов, облицовочной плитки и для производства теплоизоляционных изделий, перегородок помещений в строительстве.

Технические условия при производстве оконного стекла определяют конкретный химический состав известняка, доломита и других компонентов с ограничением содержания оксидов железа. Примерный состав шихты (на 100 кг стекла) для вертикального вытягивания ленты стекла со свободной поверхности стекломассы составляет (в кг): кварцевый песок — $64,3$; доломит — 18 ; известняк — 4 ; сода — $21,7$; сульфат натрия — $2,5$; пегматит — $10,4$; уголь — $0,5$, а химический состав оконного стекла будет (в % по массе): SiO_2 $72 \div 72,8$; Al_2O_3 $1,5 \div 1,7$; Fe_2O_3 $0,1$; CaO $8 \div 8,1$; MgO $3,5 \div 3,8$; Na_2O $13,4 \div 13,5$; K_2O $0,5$; SO_3 $0,5$.

Требования к известняку, используемому в сахарной промышленности, устанавливают: содержание $CaCO_3$, $MgCO_3$, SiO_2 , нерастворимого осадка $Al_2O_3 + Fe_2O_3$, $CaSO_4$, $K_2O + Na_2O$, а также пределы прочности (не менее 10 МПа) и кусковатости (не менее 60 мм). Расход известняка составляет $0,3—0,5$ т на 1 т сахара.

Потребительскими стандартами к известняковой муке предъявляются следующие требования. Для сельского хозяйства: содержание $CaCO_3 + MgCO_3$ — не менее 85% ; влажность — не более 12% ; полный остаток на ситах (%) с отверстиями: 1 мм — 5 ; $0,25$ мм — до 30 . Для подкормки сельскохозяйственных животных и птицы известняковая мука по физико-химическим показателям должна соответствовать показателям, приведенным в табл. 1.10 и 1.11.

Степень использования строительных горных пород для нужд народного хозяйства зависит от качества и их запасов, уровня развития науки, техники, технологии и экономики их добычи. В настоящее время использование ресурсов строительных горных пород рассматривается в ограниченной области.

Таблица 1.10

Наименование показателя	Норма для сорта		
	1-го	2-го	
Суммарная массовая доля углекислого кальция и углекислого магния в пересчете на сухое вещество, %, не менее	88	85	
В т. ч. массовая доля кальция, %, не менее	34	32	
Массовая доля нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не более	3	5	
Массовая доля не вредных примесей (углекислого магния, оксидов железа и алюминия и др.), %, не более	5	8	
В т. ч. углекислого магния, %, не более	3	5	
Массовая доля ядовитых примесей, %, не более:	фтористых соединений	0,15	0,15
	мышьяка	0,0015	0,0015
	свинца	0,002	0,002
Массовая доля металломагнитных примесей размером до 2 мм включительно в 1 кг продукта, мг, не более	100	100	
Наличие металлических частиц с острыми краями	Не допускается		

Таблица 1.11

Наименование показателя	Норма для сорта			
	для производства комбикормов и подкормки			
	животных		птицы	
	1-го	2-го	1-го	2-го
Массовая доля влаги, %, не более	1,5	6	6	10
Гранулометрический состав, %: остаток на ситах по ГОСТ 214—83 с диаметром отверстий, мм:	Не допускается			
	5			
	3 не более	5	8	—
1 не менее	—	—	20	15

Для получения щебня различных фракций из строительных горных пород отходы производства составляют при разработке

месторождений: песчано-гравийных — более 50 % (песок 0—5 мм); карбонатных — 40—50 %; гранитных — до 20 %.

На многих мраморных и гранитных карьерах выход кондиционных блоков составляет 10—15 %, а доля попутного полезного ископаемого в виде бутового камня и окола достигает 90 %. На карьерах стенового камня отходы достигают 55 % (штыб, бутовый камень). Поэтому необходимо ставить вопрос о комплексном использовании природных ресурсов в различных отраслях народного хозяйства при соответствующей переработке горной массы на карьерах и выпуске продукции, отвечающей требованиям различных потребителей.

Для повышения рентабельности разработки месторождений следует проводить исследования с целью более полного вовлечения в сферу производства отходов, продуктов переработки и обогащения строительных горных пород. На ряде предприятий стройиндустрии, разрабатывающих месторождения строительных горных пород, наряду с основной продукцией (щебень, гравий, песок и др.) уже выпускаются бордюрный камень, тротуарные плиты, фундаментные блоки, железобетонные изделия и др.

Для Вяземского ГОКа была разработана технология производства мозаичных облицовочных плит на основе песка и щебня с использованием синтетических смол в качестве связующего компонента, а также для получения защитных покрытий. Были выбраны полиэфирные смолы ПН-1, ПН-2 и эпоксидные смолы ЭД-20, ЭД-16, применение которых предусмотрено ГОСТ-24099—80 «Плиты декоративные на основе природного камня».

Эксперименты были направлены на исследование свойств сырья, отходов и подбор вещественного и гранулометрического составов заполнителей искусственного камня (полимербетона), удовлетворяющих заданной декоративности облицовочных плит. На следующем этапе устанавливался рациональный расход синтетических смол, обеспечивающих технологичность процесса изготовления плит (удобоукладываемость) и достаточные физико-технические свойства отвержденных полимербетонов.

В результате для изготовления облицовочных плит на основе песка и продуктов переработки Вяземского песчано-гравийного месторождения были установлены следующие составы по-

лимербетонов, отвечающие требуемым декоративным и физико-техническим свойствам:

- состав № 1 — смола с отверждающими компонентами (100 масс. ч.); песок фракции 0—1,25 мм (75 масс. ч.); отсеvy дробления гравия фракции 1,25—5 мм (100 масс. ч.); щебень из гравия фракции 5—10 мм (75 масс. ч.);

- состав № 2 — смола с отверждающими компонентами (100 масс. ч.); песок из отсеvов дробления пород фракций 0—1,25 мм (12,5 масс. ч.) и 1,25—5 мм (100 масс. ч.).

В качестве отвердителей для эпоксидной смолы ЭД-20 был использован полиэтиленполиамин (10 % от массы смолы), для полиэфирной смолы ПН-1 — перекись бензоила (4 %), растворенная в стироле в соотношении 1:2 по массе. В качестве ускорителя отверждения применялся диметиланилин.

В табл. 1.12 приведены результаты испытаний полимербетонов указанных составов, пригодных для изготовления мозаичных облицовочных плит полированной фактуры.

Таблица 1.12

Свойства	Тип смолы				Требование ГОСТа
	ПН-1		ЭД-20		
	№ состава				
	1	2	1	2	
Объемная масса, кг/м ³	2140	2070	2130	2080	—
Прочность при сжатии, МПа	71	63	82	79	20
Прочность на растяжение при изгибе, МПа	9,5	10,6	8,2	8,1	3
Водопоглощение, %	1,1	1,3	0,6	0,5	8
Истираемость, г/см ²	1,92	2,05	0,8	0,75	2,2
Морозостойкость, цикл., не менее	300	200	50	50	50

Испытания облицовочных плит проводились согласно техническим условиям ГОСТ 24099—80.

Экономическая эффективность производства полимербетонных плит полированной фактуры (получаемая без механиче-

ской шлифовки и полировки по сравнению с плитами, изготовленными по ГОСТу) достигается за счет использования песка, щебня и отходов производства предприятий, перерабатывающих строительные горные породы, при рациональном использовании полимерных смол.

Опыт показывает, что дешевым сырьем для производства щебня могут быть скальные вскрышные породы различных горнорудных предприятий (например, вскрышные породы железорудных месторождений КМА, Урала). Кроме вскрышных скальных пород для производства щебня и песка (для балластировки железнодорожных путей, устройства покрытий и оснований автомобильных дорог) могут быть использованы рудные отходы (хвосты) обогатительных фабрик. Использование попутно добываемой горной массы на камнедобывающих карьерах имеет большое, часто даже решающее значение для их рентабельности. В качестве примера можно указать на карьеры пильного известняка, где отходы от добычи стенового камня используются в качестве сырья для цементных заводов и флюсов для металлургической промышленности. Из отходов при добыче блоков на мраморных карьерах получают мраморную крошку, а на гранитных карьерах — щебень и бутовый камень.

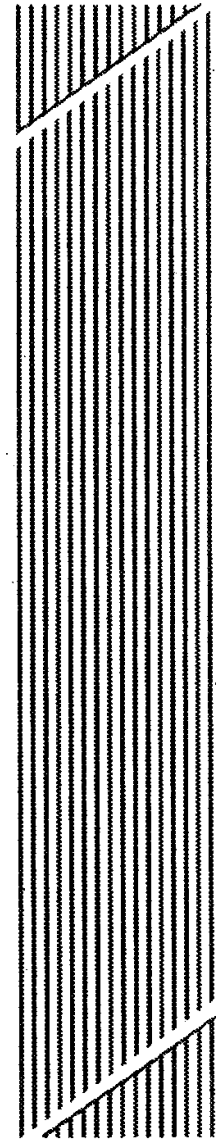
Следует отметить, что на всех месторождениях строительных горных пород, предназначенных для производства щебня гравия и песка, проводились исследования сырья как заполнителя для бетона (для приготовления 1 м³ уплотненного рядового тяжелого бетона необходимо 280 кг цемента, 170 кг воды, 1250 кг щебня и 700 кг песка). Так, щебень и гравий должны характеризоваться следующими показателями согласно ГОСТам: зерновым составом; формой зерен; прочностью; содержанием зерен слабых пород; содержанием пылевидных, глинистых и илистых частиц; морозостойкостью; петрографической характеристикой; плотностью: истинной (без пор), средней (включая поры), насыпной (включая поры и межзерновые пустоты); пористостью; пустотностью; водопоглощением. Пески должны характеризоваться следующими показателями: зерновым составом; содержанием пылевидных, глинистых и илистых частиц, в том числе глины в комках; содержанием органических примесей; минералого-петрографическим составом; содержанием пород и минералов, относимых к вредным примесям. Пески дроб-

ленные и дробленые из отсевов дробления должны характеризоваться также пределом прочности исходной горной породы при сжатии в насыщенном водой состоянии. В то же время большинство месторождений строительных горных пород представлено обломочными горными породами — валунами, галечником, щебнем, конгломератами, гравием, песком, глиной, алевролитом, супесями, суглинками и др. А к разным обломочным породам приурочены различные ценные минералы. Например, россыпи золота связаны преимущественно с галечником, россыпи ильменита (FeTiO_3) — с песком, ниобий — с глинами и др. Поэтому необходимо как при проведении геологоразведочных работ, так и в процессе разработки месторождений строительных горных пород проводить комплексные исследования вскрышных пород и полезных ископаемых на предмет выявления и других попутных минералов (золота, циркония, серебра, титана, алмазов и др.).

Дальнейшее исследование, изучение и внедрение комплексного использования строительных горных пород является одной из важных задач горной науки и производства.

Глава 2

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



2.1. ГОРНЫЕ ПОРОДЫ КАК ОБЪЕКТ РАЗРАБОТКИ

При разработке месторождений строительных горных пород для выбора наиболее производительных структур комплексной механизации необходимо знать свойства пород в естественном состоянии (свойствами называют способность материалов определенным образом реагировать на воздействие отдельных или совокупных внешних или внутренних силовых усадочных, тепловых и других факторов; обычно выделяют четыре группы свойств: механические, физические, химические и технологические).

К числу наиболее важных свойств горных пород в массиве относятся *твердость, вязкость, упругость, крепость, устойчивость* и др.

Твердость выражает способность породы сопротивляться проникновению в нее более твердых тел, например, при вдавлении стального шарика или конуса, царапании резцом, ударах молотка и др. Эти условные испытания дают значения твердости либо только качественные, например, по следу царапания, либо количественные — по глубине отпечатка с учетом приложенной нагрузки. Нередко от полученного значения твердости стремятся перейти к величине прочности, хотя устанавливаемые соотношения между твердостью и прочностью тем менее точные, чем пластичнее материал. Только у хрупких пород царапание можно более или менее надежно сравнивать с прочностью, так как то и другое свойство обусловлено сцеплениями между микрочастицами породы.

Ф. Моос (1773—1839) предложил метод определения твердости минерала путем царапания его минералами-эталоны. Эталоны твердости в минералогии приняты десять минералов, расположенных в порядке возрастания твердости и образующих шкалу твердости (шкалу Мооса), по которой можно определять относительную твердость испытываемого минерала. В шкале твердости каждый предыдущий минерал чертится

минералом последующим, более твердым. Твердость минералов с известным приближением можно определять, пользуясь карандашом (твердость 1), ногтем (твердость 2,5), бронзовой монетой (твердость 3), железным гвоздем (твердость 4), стеклом (твердость 5), острием стального ножа (твердость 6), острием напильника (твердость 7).

Точное определение твердости пород производят на специальных приборах марки ПМТ-3 — склерометрах, с помощью специального алмазного или металлического острия. Твердость, определенная таким прибором, выражается в кг/мм³, т.е. объемом породы (в мм³), выдавливаемым острием, передающим определенное давление.

В табл. 2.1 приведены значения относительной твердости минералов по шкале твердости Мооса и абсолютной твердости.

Таблица 2.1

Минерал	Твердость по шкале Мооса	Абсолютная твердость, кг/мм ³
Тальк — Mg ₃ [OH] ₂ [Si ₄ O ₁₀]	1	2,4
Гипс — CaSO ₄ · 2H ₂ O	2	36
Кальцит — CaCO ₃	3	109
Флюорит — CaF ₂	4	189
Апатит — Ca ₅ (PO ₄) ₃ (F, Cl)	5	536
Ортоклаз — K[AlSi ₃ O ₈]	6	795
Кварц — SiO ₂	7	1120
Топаз — Al ₂ (F, OH) ₂ [SiO ₄]	8	1427
Корунд — Al ₂ O ₃	9	2060
Алмаз — C	10	10 060

Вязкость или ударная вязкость является мерой сопротивления породы удару и равна отношению работы, расходуемой для ударного излома образца, к его поперечному сечению в месте надреза:

$$a_n = \frac{A}{S}, \quad (2.1)$$

где A — работа излома в джоулях (Дж); S — площадь поперечного сечения образца в месте надреза в м²; a_n — ударная вязкость в джоулях на квадратный метр (Дж/м²) или в ньютонах на метр (Н/м), что одно и то же.

Упругость есть свойство материала деформироваться под нагрузкой и принимать после снятия нагрузки первоначальную форму. В упругой области деформаций действует закон Гука: $\sigma = E \cdot \epsilon$, где σ — напряжение, МПа; ϵ — относительная упругая деформация; E — модуль упругости материала, МПа. Если относительная деформация ϵ , выражающая отношение прироста деформации Δl к первоначальной длине образца l , т.е. $\Delta l/l$, окажется равной единице $\epsilon = 1$, то $E = \sigma$. Следовательно, отсюда становится понятным физический смысл модуля упругости. Это напряжение, которое требовалось приложить к материалу, чтобы вызвать относительную деформацию $\epsilon = 1$, т.е. $\Delta l = l$, или удвоить упругую деформацию. Модуль продольной упругости или модуль Юнга равен отношению механического напряжения к соответствующей линейной деформации в пределах начального (упругого) участка растяжения:

$$E = \frac{\sigma}{\epsilon} = \frac{F \cdot l}{S \cdot \Delta l}, \quad (2.2)$$

где σ — механическое напряжение (предел пропорциональности; предел упругости) в Н/м²; ϵ — линейная деформация (относительное удлинение) — безразмерная величина; l — начальная длина образца в м; Δl — абсолютное удлинение расчетной части образца в м; F — нагрузка в Н; S — площадь поперечного сечения образца перед испытанием в м²; E — модуль продольной упругости в Н/м² [назван модулем Юнга в честь английского ученого Т. Юнга (1773—1829)].

Твердость, вязкость и упругость характеризуют степень сопротивления породы проникновению в нее острия инструмента, отделению от массива кусков породы и удару. Твердые и вязкие породы требуют при разработке больших механических усилий и количества взрывчатого вещества, чем мягкие и хрупкие породы.

Пластичность — свойство материала изменять свою форму под нагрузкой без появления трещин (без нарушения сплошности) и сохранять эту форму после снятия нагрузки. Все материалы делятся на пластичные (например, глиняное тесто) и хрупкие (каменные материалы). Хрупкие материалы разрушаются внезапно, без значительной деформации. Они хорошо сопротивляются только сжатию и плохо — растяжению и сдвигу.

Крепость — это сопротивляемость породы бурению, взрыванию и отбойке. Крепость пород можно характеризовать и их добываемостью, т.е. сопротивлением, оказываемым породой при отделении части ее от массива.

Свойства горных пород изменяются в очень большом диапазоне. Трудно найти на разных участках месторождений хотя бы две одинаковые по минералогическому составу породы с одинаковыми свойствами. Поэтому принято их объединять в виды, группы, категории и классы с определенным диапазоном свойств. Наибольшее распространение во всех отраслях горной промышленности получила классификация горных пород по крепости, предложенная проф. М.М. Протодьяконовым (табл. 2.2), в основу которой положен коэффициент крепости f , показывающий во сколько раз крепость данной породы при сжатии больше или меньше крепости условной породы с прочностью при сжатии 100 кгс/см² (10 Мпа), т.е. $f = \frac{\sigma_{сж}}{100}$ (где $\sigma_{сж}$ — прочность породы при сжатии).

Прочность — это свойство материала сопротивляться разрушениям под действием напряжений, возникающих от нагрузок, влияния температуры, атмосферных осадков и других факторов. Строительные материалы из строительных горных пород, подвергаясь различным нагрузкам, испытывают напряженные сжатия, растяжения, изгиба, среза и удара. Чаще всего они работают на сжатие или растяжение. Горные породы хорошо сопротивляются сжатию, слабее — растяжению. На растяжение они выдерживают нагрузку в 10—15 раз меньшую, чем на сжатие. Поэтому указанные материалы следует применять главным образом в строительных конструкциях, работающих на сжатие.

Внутреннее растяжение от центрального сжатия или растяжения, возникающее в горной породе под действием нагрузки, по величине равно силе, приходящейся на 1 см² поперечного сечения материала. Напряжение σ , (Мпа) центрального сжатия или растяжения определяется посредством деления силы P на первоначальную площадь поперечного сечения F , т.е.

$$\sigma = \frac{P}{F}. \quad (2.3)$$

Таблица 2.2

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости, f
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитные породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитные породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды.	10
III a	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит. Колчеданы.	8
IV	Довольно крепкие породы	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6
IV a	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники.	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4
V a	То же	Разнообразные сланцы (некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзальный грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хрящ (каменистый грунт)	2
VI a	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь, отвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина плотная. Мягкий каменный уголь. Крепкие наносы (глинистый грунт)	1
VII a	То же	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8
VIII	Землистые породы	Почвенно-растительный грунт. Торф. Легкий суглинок. Сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпной грунт, добытый уголь	0,5
X	Плывуны	Плывун, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3

Пределом прочности $\sigma_{\text{пп}}$, (Мпа) называют напряжение, соответствующее нагрузке, вызвавшей разрушение образца материала. Предел прочности равен разрушающей силе, приходящейся на 1 см² первоначального сечения материала: $\sigma_{\text{пп}} = \frac{P_{\text{разр}}}{F}$.

Предел прочности материала определяется опытным путем.

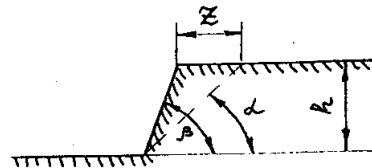
Устойчивость — это способность породы не обрушаться при большей или меньшей площади обнажения ее в массиве.

По степени устойчивости горные породы разделяют на слабые (пльвуны, сыпучие пески), устойчивые (глины, суглинки) и весьма устойчивые (полускальные и скальные породы). Устойчивость пород характеризуется углом естественного откоса.

Устойчивость откосов уступов является основным условием безопасного ведения горных работ на карьерах. Обрушения и оползни откосов уступов приводят к нарушению всего технологического процесса. Деформации откосов уступов могут быть вызваны несоответствием угла откоса уступа углу естественного откоса разрабатываемых пород. Величиной устойчивого α и рабочего β углов откоса определяются размеры неустойчивой части уступа, которая называется призмой обрушения (рис. 2.1). Ширина основания призмы обрушения Z (в м) зависит от рабочего и устойчивого углов откоса, от высоты уступа h и определяется по выражению: $Z = h(\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta)$.

В зоне призмы обрушения запрещается располагать какое-либо оборудование.

Для устойчивости откосов уступов и бортов карьера большое значение имеет расположение напластований пород и трещин в них. Обычно разработку уступов стремятся вести таким образом, чтобы плоскости напластований пород и трещины были направлены в сторону разрабатываемого массива, а не в направлении выработанного пространства карьера.



При разработке месторождений большое значение имеет трещиноватость

Рис. 2.1. Схема к определению устойчивого откоса уступа

породы, которая характеризуется числом трещин на данном участке и расстояниями между трещинами. Обычно выделяют трещины четырех систем: продольные S , поперечные Q , диагональные D и пологие L , разделяющие породу на горизонтальные или слабо наклонные пласты. Зная характер и направление трещиноватости разрабатываемого массива, возможно наиболее рационально выполнять производственные процессы на карьерах, так как сеть трещин разделяет горные породы на структурные отдельности (блоки) разных форм и размеров. Одним из показателей, характеризующих трещиноватость пород, является удельная линейная трещиноватость, определяемая по выражению:

$$K = \frac{n-1}{l}, \quad (2.4)$$

где n — общее число трещин; l — длина участка.

В табл. 2.3 приведена временная классификация пород по трещиноватости, разработанная Межведомственной комиссией по взрывному делу. Основными классификационными признаками для всех пород (кроме слоистых) являются удельная трещиноватость (число трещин на 1 м длины монолита породы), среднее расстояние между трещинами и содержание крупных отдельностей. Для слоистых пород основным классификационным признаком является содержание в массиве отдельностей размером 300, 700 и 1000 мм, оцениваемое мощностью и числом слоев на данном участке уступа.

Для выбора рациональной системы разработки месторождения, обеспечения требуемых кондиций горной массы важным является знание прочности и характера неоднородности строительных горных пород.

Академиком В.В. Ржевским все горные породы разделены на три вида:

- скальные и полускальные породы (в естественном состоянии);
- разрушенные породы (искусственно или естественно измененные породы первого вида);
- плотные, мягкие (связные) и сыпучие горные породы.

Виды пород предопределяют способы их разработки и применяемые для этого механические средства.

Таблица 2.3

Категория породы	Степень трещиноватости (блочности) пород	Среднее расстояние между трещинами всех систем, м	Удельная трещиноватость	Содержание (%) в массиве отдельностей размером, мм		
				+300	+700	+1000
1	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	Более 10	До 10	Около нуля	0
2	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1—0,5	2—10	10—70	До 30	До 5
3	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5—0,1	1—2	70—100	30—80	5—40
4	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1—1,5	1—0,65	100	80—100	40—100
5	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Более 1,5	Менее 0,65	100	100	100

К **скальным** породам относится большинство изверженных и метаморфических, а также часть осадочных пород с пределом прочности 50—350 Мпа при одноосном сжатии в куске, насыщенном водой до 3—5 %. К ним относятся граниты, базальты, габбро, прочные известняки, мраморы, песчаники и др.

К **полускальным** породам относятся выветрелые изверженные, метаморфические и осадочные породы с пределом прочности 20—50 Мпа при одноосном сжатии в куске, насыщенном водой до 12 %. К ним относятся конгломерат, гипс, известняк-ракушечник, менее прочные известняки и др.

Для скальных и полускальных пород характерна естественная трещиноватость. Разрушенные и раздробленные породы являются результатом воздействия взрыва, механического разрушения, а также природных сил, вызывающих обрушение, выветривание и др. Разрушенные породы характеризуются степенью связности и кусковатостью. Степень связности зависит от степени разрыхления разрушенных пород, их кусковатости, уси-

(связи механического характера разрушения), угла внутреннего трения пород.

Из физики твердого тела известно, что между ионами в кристаллической решетке любого вещества существуют силы взаимного притяжения и силы взаимного отталкивания. Именно благодаря этому при воздействии на породу внешних сил, стремящихся сдвинуть с нейтрального положения ионы в решетке вещества в одну или другую сторону, в породе возникают внутренние силы, противодействующие внешним. Поверхностная плотность внутренних сил называется напряжением, которое в системе СИ выражается в паскалях [$1 \text{ Па} = 1 \text{ Н/м}^2 = 1 \text{ кг/(м} \cdot \text{с}^2)$].

Напряжения, направленные перпендикулярно к рассматриваемой площадке S , являются нормальными (σ_n); напряжения, возникающие вдоль площадки S , называются касательными (τ).

Согласно теории прочности Мора по площадке сдвига должны действовать касательные τ и нормальные σ_n напряжения, связанные между собой уравнением

$$\tau = C + \sigma_n \cdot \operatorname{tg} \varphi, \quad (2.5)$$

где C — предел прочности породы при срезе в условиях отсутствия нормальных напряжений, называемый сцеплением породы; φ — угол внутреннего трения; $\operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент внутреннего трения или коэффициент пропорциональности междуращениями нормальных и касательных разрушающих напряжений.

Зная предел прочности породы при сжатии $\sigma_{сж}$ и растяжении σ_p , можно вычислить величины C и φ по следующим выражениям:

$$C = B \cdot \sigma_p; \quad (2.6)$$

$$\varphi = 2 [\operatorname{arctg} (B + 2) / 2 - 45^\circ], \quad (2.7)$$

где $B = \sqrt{\sigma_{сж} / \sigma_p} + 1 - 1$.

Обычно с увеличением отношения $\sigma_{сж} / \sigma_p$ возрастают C и угол φ .

Разрыхление характеризует увеличение объема разрушенной породы по сравнению с объемом, занимаемым в массиве, и определяется коэффициентом разрыхления. Значения коэффициента разрыхления различны для разных пород и зависят от

их плотности, структуры и др. Для одной и той же породы коэффициент разрыхления зависит от способа разрушения, ее фракционного состава, времени пребывания в разрыхленном состоянии (разрыхленная порода способна давать усадку). Значения коэффициентов разрыхления пород приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Породы	Коэффициент разрыхления		
	первоначальный	в вагоне	остаточный
Песок, супесь	1,05—1,2	1,1—1,2	1,01—1,05
Почвенно-растительный грунт, торф	1,2—1,3	1,2—1,25	1,03—1,01
Лёссовидный суглинок, рыхлый влажный лёсс, гравий крупностью до 15 мм	1,15—1,3	1,2—1,25	1,02—1,1
Жирная глина, тяжелый суглинок, крупный гравий, лёсс естественной влажности, ломовая глина, суглинок и щебень	1,25—1,35	1,3	1,07—1,15
Отвердевший лёсс, трепел, опоки	1,3—1,4	1,35	1,1—1,2
Крепкий мергель, трещиноватые скальные породы	1,3—1,5	1,4	1,1—1,25
Скальные породы различной твердости при содержании кусков размером 0,4—0,7 м до 25 %	1,25—1,5	1,3—1,4	1,15—1,35
То же, при содержании кусков размером 1 м до 25 %	1,45—1,55	1,4	1,2—1,4
То же, при содержании кусков размером 1,7 м до 40 %	1,6—1,8	1,6—1,8	1,4—1,6

К *плотным, мягким и сыпучим* породам относятся связные породы, мягкие связные породы, разрыхленные мягкие (связные) породы, разнородные породы, мерзлые мягкие и сыпучие породы.

Плотные связные породы имеют предел прочности 5—20 МПа при одноосном сжатии в образце и способны в массиве сохранять угол откоса до 60—70° при высоте уступа 10—20 м. Разработка таких пород без предварительного рыхления возможна горными машинами с повышенным усилием резания. Такие породы имеют угол внутреннего трения 16—35°, сцепление 0,5—4 МПа.

Мягкие связные породы имеют предел прочности 1—5 МПа при одноосном сжатии в образце, угол внутреннего трения 14—23°, сцепление 0,05—1 МПа. Такие породы легко разрабатываются всеми видами выемочных машин без предварительного рыхления и способны сохранять угол откоса до 50—60° при высоте уступов до 7—15 м. Неуплотненные глинистые породы (связные) имеют предел прочности до 1 МПа, угол внутреннего трения — до 10°, сцепление — до 0,05 МПа. Такие породы часто тиксотропны, характеризуются высокой влажностью, сжимаемостью и размываемостью. Значительная часть содержащейся в породах воды является капиллярной, поэтому водоотдача незначительна, что затрудняет осушение таких пород.

Разрыхленные мягкие (связные) породы теряют естественное сцепление и увеличиваются в объеме на 15—30%. В насыпях они могут уплотняться в зависимости от влажности и высоты насыпи. Разрыхленные мягкие породы в различных частях насыпи и в разное время имеют непостоянные показатели трения и сцепления.

Пески являются сыпучими породами. Угол откоса песчаных уступов и насыпей не должен превышать угла внутреннего трения. Силы сцепления между окатанными частицами практически отсутствуют, поэтому усилие копания в песках минимальное.

Разнородные породы наиболее характерны для песчано-гравийных месторождений, где наряду с мягкими и сыпучими породами встречаются скальные в виде гравия, валунов, конгломерата и др.

Академиком В.В. Ржевским предложена общая оценка сопротивления горных пород разрушению, которая оценивается следующими положениями.

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

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

$$\sigma_p = K_1 \sigma_{сж} + K_2 \sigma_{сдв} + K_3 \sigma_{раст}. \quad (2.8)$$

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

$$\sigma_p = (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) / 3. \quad (2.9)$$

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

$$\sigma_{p,m} = K_{тр} \cdot \sigma_p + K_b l \gamma g \cdot 10^{-3}, \quad (2.10)$$

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

Общую относительную оценку сопротивления породы разрушению можно выполнить по эмпирическому выражению

$$\sigma_{p,m} = [K_{тр} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 10^{-3} \gamma g] / 3, \quad (2.11)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$, $\sigma_{раст}$ выражены в МПа; γ — в кг/м³; $K_{тр}$ — коэффициент, учитывающий трещиноватость пород (колеблется в пределах 0,6 — 0,98; 0,5 — 0,9; 0,1 — 0,5; 0,01 — 0,1 соответственно для монолитных, малотрещиноватых, среднетрещиноватых, сильнотрещиноватых и чрезвычайно трещиноватых пород); g — ускорение свободного падения, м/с².

Для практических расчетов удобнее пользоваться общим показателем трудности разрушения породы

$$P_p = 0,05 [K_{тр} (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв} + \sigma_{раст}) + 10^{-3} \gamma g]. \quad (2.12)$$

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

Все породы по относительной трудности разрушения акад. В.В. Ржевским разделены на пять классов:

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

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

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

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

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

Редко встречающиеся породы с $P_p > 25$ относятся к внекатегорным.

Общий показатель трудности разрушения породы P_p определяет относительное сопротивление горных пород при воздействии внешних усилий и предназначен для общей технической оценки горной породы как объекта разработки.

2.2. ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Для лучшего понимания технологии и использования строительных горных пород необходимо предварительно изучить их основные физико-механические свойства, которые приводятся ниже.

Свойствами называют способность материалов определенным образом реагировать на воздействие отдельных или совокупных внешних или внутренних силовых, усадочных, тепловых и других факторов.

Плотность — *массовая плотность* породы определяется как масса единицы объема, т.е. отношение покоящейся массы к ее объему:

$$D = \frac{m}{V}, \quad (2.13)$$

где m — масса породы в килограммах (кг); V — объем породы в м³; D — плотность породы в кг/м³.

Плотность — параметр вещества; единица плотности — килограмм на кубический метр (кг/м³) — в системе СИ.

Средняя плотность характеризует массу единицы объема материала в естественном состоянии (вместе с порами). Эта фи-

зическая характеристика определяется путем деления массы m образца на его объем V_0 и выражается $\rho_0 = m/V_0$ в г/см³, кг/м³ или кг/дм³. Для точного измерения объема удобнее принимать образцы правильной геометрической формы. При влажных образцах указывается величина влажности, при которой определялась средняя плотность.

Среднюю плотность рыхлых материалов (песка, щебня, гравия), называют *насыпной плотностью*, в величине которой отражается влияние не только пор в каждом зерне или куске, но и межзерновых пустот в рыхлонасыпанном объеме материала.

Истинная плотность — масса единицы объема однородного материала в абсолютно плотном состоянии (без учета пор, трещин и других полостей, присущих материалу в его обычном состоянии). Определяется как отношение массы m материала, выраженной в г или кг, к объему V его в абсолютно плотном состоянии: $\rho = m/V$. Размерность истинной плотности — г/см³, кг/м³. Величина истинной плотности, как правило, больше средней плотности, так как подавляющее количество материалов содержат поры, трещины и др.

В то же время *плотность материала* — это степень заполнения его объема твердым веществом.

Если объем материала вместе с порами равен V_1 , а в абсолютно плотном состоянии V (меньше), то отношение V/V_1 выражает плотность материала. Подставляя в это отношение $V = G/\gamma$ и $V_1 = \frac{G}{\gamma_0}$ (где G — масса сухого образца породы, γ и γ_0 — соответственно плотность и объемная масса породы), получим относительную плотность $\alpha_0 = \gamma_0/\gamma$. Относительная плотность выражается относительной величиной или в процентах:

$$\alpha = \frac{\gamma_0}{\gamma} \cdot 100 \%$$

Объемная масса — масса единицы объема породы в естественном состоянии при данной ее пористости и влажности. Объемная масса прямо пропорциональна плотности и обратно пропорциональна пористости и трещиноватости. Для оценки сыпучих материалов важное значение имеет *насыпная объемная масса*, т.е. масса единицы объема породы в разрыхленном состо-

янии. Насыпная объемная масса зависит от плотности породы, формы и выдержанности размера слагающих ее частиц.

Широкое применение в технике получили следующие единицы плотности, насыпной и объемной массы: тонна на кубический метр (т/м³); грамм на кубический сантиметр (г/см³); килограмм на кубический дециметр (кг/дм³); килограмм на литр (кг/л); грамм на миллилитр (г/мл); 1 г/см³ = 1 т/м³ = 1000 кг/м³.

Удельный вес. Удельный вес породы определяется как вес единицы объема породы, т.е. он равен отношению веса (силы тяжести) породы к ее объему:

$$\gamma = \frac{G}{V}, \quad (2.14)$$

где G — вес (сила тяжести) породы в ньютонах (Н); V — объем породы в м³; γ — удельный вес породы (Н/м³).

Системная единица удельного веса породы в системе СИ — ньютон на кубический метр (Н/м³).

Удельный вес породы зависит от ускорения силы тяжести в пункте его определения и, следовательно, не является параметром вещества.

Необходимость применения понятия удельного веса возникает в ряде случаев, например, при определении давления столба жидкости на дно или стенки сосуда, при определении давления с помощью жидкостных манометрических приборов. Вычислять удельный вес следует в этих случаях умножением плотности породы как справочной величины на ускорение силы тяжести в пункте измерения:

$$\gamma = D \cdot g, \quad (2.15)$$

где D — плотность породы в кг/м³; g — ускорение силы тяжести в пункте определения в м/с²; γ — удельный вес тела в Н/м³.

Системная единица силы в СИ — ньютон (Н) — сила, сообщаемая телу (породе) с постоянной массой в 1 кг ускорение в 1 м/с². Кратные и дольные единицы силы: килоньютон (кН), меганью-

тон (МН), дециньютон (дН), миллиньютон (мН), микроньютон (мкН).

Силой тяжести или весом тела G называется сила притяжения тела к Земле. Численное значение веса или силы тяжести тела зависит от пункта измерения — от широты местности и высоты над уровнем моря; по мере удаления от Земли вес тела уменьшается.

В принципе вес тела определяют с помощью динамометрических приборов (в частности, взвешиванием на пружинных весах):

$$G = mg, \quad (2.16)$$

где G — вес тела в ньютонах (Н); m — масса тела (породы) в килограммах (кг); g — ускорение силы тяжести в пункте измерения в m/c^2 .

Силу тяжести (вес) породы следует определять в единицах силы (Н, кН, МН и др.):

$$1 \text{ кгс (1 кг)} = 9,80665 \text{ Н } (\approx 9,81 \text{ Н});$$

$$1 \text{ т (1 т)} = 9,80665 \cdot 10^3 \text{ Н} = 9,80665 \text{ кН } (\approx 9,81 \text{ кН}).$$

Для устранения путаницы следовало бы отказаться от применения понятия «вес» и при определении силы притяжения тела к Земле заменять его термином «сила тяжести».

Почти все строительные материалы — строительные горные породы обладают пористостью. Поэтому для определения абсолютного объема материал следует размельчить таким образом, чтобы в его частицах не осталось пор. Чем тоньше размолот материал, тем точнее будет определение плотности и больше ее величина. Вполне допустимо высушенный материал размалывать до получения частиц, проходящих через сито с отверстиями 0,2 мм.

Пористость материала — это степень заполнения его объема порами или совокупность пустот в породе, заключенных между минеральными частицами.

Пористость дополняет плотность до 1 или 100 %, т.е. пористость $\rho_o = 1 - \frac{\gamma_o}{\gamma}$ или $\rho_o = \frac{\gamma - \gamma_o}{\gamma} \cdot 100\%$ (где γ — плотность по-

роды; γ_o — объемная масса). По этим же выражениям вычисляют пустотность рыхлых материалов. Только в данном случае берут насыпную объемную массу, а вместо плотности — объемную массу кусков материала.

Пористость определяется также отношением объема всех пустот в массиве к объему сухой плотной массы без учета пустот и является одним из главных факторов, влияющих на прочность пород. Она может быть определена по выражению:

$$\rho_o = \frac{K_n}{(1 + K_n)} \cdot 100\%, \quad (2.17)$$

где K_n — коэффициент пористости, равный $K_n = \frac{D - \gamma_o}{\gamma_o}$, где D — плотность породы, t/m^3 ; γ_o — объемная масса породы, t/m^3 .

Пористость некоторых пород приведена в табл. 2.5

Таблица 2.5

Породы	Пористость, ρ_o , %
Пески однородные	26 — 47
Пески разнoзернистые, гравий	35 — 40
Глина	35 — 40
Суглинок	52 — 55
Растительный грунт	45 — 65
Известняки, доломиты	0,5 — 13,4
Граниты, кристаллические сланцы	0,02 — 1,8

Под пластичностью понимается способность глиняного теста изменять форму под давлением без образования трещин и сохранять полученную форму после того, как давление прекратится. Пластичность является важнейшим свойством, позволяющим формовать из глины различные изделия.

Так как степень пластичности глин важна для производства, ее необходимо определять количественно, например, по методу проф. П.А. Змятченского. При этом образец глины сжимают под возрастающей нагрузкой до появления первых трещин и измеряют его деформацию с помощью прибора (рис. 2.2).

Для изготовления образца глину замешивают с таким количеством воды, какое необходимо для формовки изделий. В зависимости от состава глины оно равняется 17—30 % от ее массы.

Из приготовленного глиняного теста скатывают несколько шариков диаметром 4,6 см и кладут их по очереди в прибор под нагрузку, которую увеличивают до тех пор, пока шарик при сжатии не растрескается. В этот момент определяют нагрузку и величину сжатия по шкале. Пластичность глины будет тем выше, чем большую нагрузку она выдержит, не растрескиваясь, и чем больше будет величина сжатия. Произведение нагрузки P на величину сжатия a называется коэффициентом пластичности $K_{пл}$ (кг·см)

$$K_{пл} = P \cdot a. \quad (2.18)$$

Этот коэффициент выражает величину работы, затраченной на сжатие глины до потери ею пластичности. Высокопластичные глины имеют $K_{пл}$ не менее 3—3,5 кг·см.

Пластичность также — способность глинистого теста формироваться и сохранять приданную ему форму при сушке и обжиге. Она характеризуется числом пластичности и определяется как разность между влажностью, соответствующей нижней границе текучести гли-

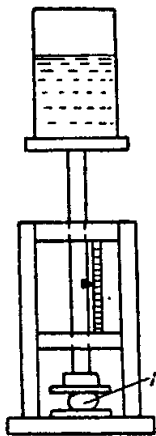


Рис. 2.2. Прибор для определения пластичности глины (по П.А. Змятченскому);
1 — образец глины

ны W_1 , и влажностью пробы, соответствующей границе раскатывания глины W_2 :

$$П = W_1 - W_2. \quad (2.19)$$

Зависимость пластичности глинистых пород от влажности характеризуется их пределами пластичности. Пределы пластичности — это значения влажности породы (в %), при которых происходит переход породы из хрупкого состояния в пластическое и из пластического в текучее. В первом случае — это нижний предел пластичности W_2 , во втором — верхний предел пластичности (предел текучести) W_1 .

Нижний предел пластичности глин соответствует такому состоянию, когда вся вода находится в физически связанном виде, а верхний — когда содержание свободной воды становится настолько значительным, что нарушаются связи между минеральными частицами — глина течет.

Число пластичности $П$, равное разности верхнего и нижнего пределов пластичности, характеризует диапазон влажности, в пределах которого порода находится в пластическом состоянии. Например, если глина имеет естественную влажность 28,2 %, то ее нижний предел пластичности $W_2 = 23,8$ %, а верхний — $W_1 = 83,3$ %. Следовательно, число пластичности будет: $П = W_1 - W_2 = 83,3 - 23,8 = 59,5$.

Число пластичности некоторых глинистых пород приведено в табл. 2.6.

С увеличением числа пластичности глин возрастает их сжимаемость и уменьшается проницаемость.

По степени пластичности глины подразделяются на: высокопластичные ($П > 25$); среднепластичные ($15 < П < 25$); умереннопластичные ($7 < П < 15$); малопластичные ($3 < П < 7$); непластичные — не дающие глинистого теста (глинистые сланцы, аргиллиты и др.).

Пластичность суглинков находится в интервале $7 < П < 17$, а число пластичности для супесей около 7.

Таблица 2.6

Порода	Объемная масса, т/м ³	Естественная влажность, %	Предел пластичности, %		Число пластичности, П
			нижний W ₂	верхний W ₁	
Глина выветрелая	2,67	28,2	23,8	83,3	59,5
Глина известковая валунная	2,63	16,8	13,5	42	28,5
Мел сенонский	2,72	—	18,8	22,7	3,9

Водопоглощение — это свойство материалов впитывать и удерживать воду. Оно характеризуется степенью заполнения объема материала водой.

Обычно водопоглощение материала меньше пористости, так как вода не проникает в замкнутые поры, а в крупных порах не удерживается и только смачивает их стенки. После извлечения материала из воды она частично вытекает из пор. Например, плотность обыкновенного кирпича составляет 2,5 г/см³, объемная масса — 1750 кг/м³ или 1,75 г/см³, поэтому пористость кирпича равна $\rho = \frac{2,5 - 1,75}{2,5} \cdot 100 = 30\%$; водопоглощение же составляет не более 16% от массы или $16 \cdot 1,75 = 28\%$ от объема кирпича.

У крупнопористых материалов водопоглощение значительно меньше пористости; например, пористость ракушечника составляет от 40 до 65%, а водопоглощение — только 20—30% по объему.

Водопоглощение определяют по разности между массой образца материала, насыщенного водой, и массой сухого образца и выражают обычно в процентах от объема материала или от массы сухого материала.

Если обозначить массу материала в сухом состоянии через G , в насыщенном водой — через G_1 и объем материала вместе с порами через V , то водопоглощение можно вычислить по следующим формулам:

водопоглощение по объему

$$B_o = \frac{G_1 - G}{V} \cdot 100\%; \quad (2.20)$$

водопоглощение по массе

$$B_v = \frac{G_1 - G}{G} \cdot 100\%. \quad (2.21)$$

Разделив почленно, получим

$$B_o = B_v \cdot \frac{G}{V} = B_v \cdot \gamma_o, \quad (2.22)$$

где γ_o выражается в г/см³.

Водопоглощение различных материалов колеблется в широких пределах: массовое водопоглощение обыкновенного кирпича составляет от 8 до 20%, плотного бетона — 2—3%, плотных каменных материалов (гранита и др.) — 0,2—0,7%. Массовое водопоглощение у легких материалов может быть больше пористости, объемное водопоглощение у любого материала не может быть больше пористости.

Насыщение материалов водой отрицательно влияет на их основные свойства: увеличивается объем, объемная масса и теплопроводность, понижается прочность вследствие ослабления связи между частицами материала. Прочность даже очень плотных каменных материалов после их продолжительного пребывания в воде ниже, чем в сухом состоянии.

Отношение прочности материала, насыщенного водой, к прочности сухого материала называется *коэффициентом размягчения*, который характеризует водостойкость материала. Коэффициент размягчения изменяется в пределах от нуля (полностью размокающие материалы) до единицы (абсолютно плотные материалы). Установлено, что природные каменные материалы нельзя применять в строительных конструкциях, находящихся в воде и сырых местах, если коэффициент их размягчения меньше 0,8.

Водопроницаемость — это способность материалов пропускать воду под давлением. Величина водопроницаемости измеряется количеством воды в граммах, прошедшим через 1 см² образца материала в течение 1 часа при постоянном давлении.

Влагоотдача — свойство материалов, противоположное водопоглощению. Влагоотдача характеризуется скоростью высыхания материала, т.е. количеством воды в процентах от массы или объема образца, теряемым материалом в сутки при относительной влажности окружающего воздуха в 60 % и нормальной температуре (20°).

Гигроскопичность — способность пористых материалов поглощать некоторое количество воды при повышении влажности окружающего воздуха. Материалы, особенно мелкопористые, могут насыщаться также в силу подъема воды по капиллярам (так называемая капиллярная диффузия).

Морозостойкость* — способность насыщенного водой материала выдерживать многократное и попеременное замораживание и оттаивание. При этом прочность морозостойкого материала понижается незначительно (не больше, чем на 20—25 %), видимых признаков на нем (выкрашивания, трещин, расслаивания, потери более 5 % массы) не обнаруживается. От морозостойкости зависит в основном долговечность строительных материалов в сооружениях.

Известно, что некоторые строительные материалы на открытом воздухе постепенно разрушаются. Одна из важнейших причин, вызывающих это явление, та, что осенью материал увлажняется, а затем зимой и весной попеременно замораживает и оттаивает (иногда до 50 и более раз в течение одного года). При заморзании вода расширяется (объем воды при заморзании увеличивается приблизительно на 10 %) и давит на стенки пор материала. Если вода целиком заполняет доступные для нее открытые поры и не имеет возможности свободно расширяться, она может разорвать их стенки.

Метод определения морозостойкости материалов замораживанием и оттаиванием является трудоемким. Поэтому, если надо провести ускоренное испытание морозостойкости камня или кирпича, вместо замораживания образцы погружают в насыщенный раствор сернокислого натрия и высушивают при 105°, повторяя это испытание 5 раз. Кристаллы сульфата натрия, об-

* Метод испытания морозостойкости каменных материалов был разработан проф. Н.А. Белелобским (механическая лаборатория в Петербурге при институте инженеров путей сообщения). В 1886 г. этот метод был принят к использованию на международной конференции. Им и сейчас пользуются во всем мире.

разующиеся при этом в порах материала, давят на их стенки еще сильнее, чем вода при заморзании. Такое испытание является особенно жестким. Если материал его не выдерживает, приходится делать обычное испытание морозостойкости.

Истираемость. Зависит от твердости материала, что важно для эксплуатации полов, ступеней лестниц и др. На истираемость материалы испытывают в лабораториях, пользуясь кругами истирания, пескоструйными аппаратами или истирающими веществами — кварцевым песком или наждаком.

Истираемость выражают величиной потери первоначальной массы, отнесенной к 1 см² площади истирания.

Если обозначать через G_1 и G_2 массу образца соответственно до и после испытания, через F — площадь истирания, то истираемость I выразится следующей формулой (в г/см²):

$$I = \frac{G_1 - G_2}{F} \quad (2.23)$$

Показатели истираемости имеют такие значения (г/см²) для: гранита — 0,1—0,5; кварцита — 0,06—0,12; известняка — 0,3—0,8.

К блокам камня и изделиям из горных пород, предназначенным для устройства лестниц, полов и площадок, предъявляются требования по истираемости — истираемость должна быть не более 2,2 г/см² при интенсивности движения менее 100 чел-час и не более 0,5 г/см² при интенсивности движения более 100 чел-час.

Истираемость щебня (гравия) определяют и в полочном барабане диаметром 700, длиной 500 мм, снабженном на внутренней поверхности полкой шириной 100 мм и двенадцатью стальными или чугунными шарами диаметром 48 мм и массой 405 г каждый. В этом случае истираемость щебня (гравия) I в процентах вычисляют по формуле:

$$I = \frac{m - m_1}{m} \cdot 100 \%, \quad (2.24)$$

где m — масса пробы щебня (гравия), г; m_1 — суммарная масса остатков на предохранительном и контрольном ситах после просеивания пробы, обработанной в барабане, г.

Сопrotивление удару — способность материала сопротивляться ударным воздействиям. Оно важно для материалов, применяемых при устройстве полов зданий, дорожных покры-

тий и др. Предел прочности материала при ударе характеризуется количеством работы, затраченной на разрушение стандартного образца (в кг·см), или удельной работой, отнесенной к единице объема (в кг·см/см³) или площади (кг·см/см²).

Теплопроводность — способность материала передавать тепло через толщу от одной своей поверхности к другой (в силу теплового движения молекул). Показателем теплопроводности материала служит коэффициент теплопроводности, (Вт/м·К) равный:

$$\lambda = \frac{Q \cdot a}{F(t_1 - t_2)Z}, \text{ ккал/м·ч·град}, \quad (2.25)$$

где a — толщина материала, м; F — площадь материала, м²; t_1, t_2 — постоянные различные температуры ($t_1 > t_2$); Q — количество тепла, проходящее через стену за Z часов.

Если принять, что $a = 1$ м, $F = 1$ м², $t_1 - t_2 = 1^\circ$, $Z = 1$ час, то $\lambda = Q$, т.е. коэффициент теплопроводности равен количеству тепла, проходящему через образец данного материала толщиной в 1 м, площадью в 1 м² за 1 час при разности температур на противоположных поверхностях образца в 1°.

Для воздушно-сухих материалов (т.е. имеющих характерную для стен зданий естественную влажность 1—7 % по объему) величину коэффициента теплопроводности можно ориентировочно определять по объемной массе, пользуясь эмпирической формулой, предложенной проф. В.П. Некрасовым

$$\lambda = \sqrt{0,0196 + 0,22 \gamma^2} - 0,14, \text{ ккал/м·ч·град} \quad (2.26)$$

Значительно повышает теплопроводность материала его влажность, так как у воды $\lambda = 0,51$, т.е. в 25 раз больше, чем у воздуха. Поэтому поры, заполненные водой, гораздо лучше проводят тепловой поток, чем поры, заполненные воздухом.

Теплоемкость — свойство материала при нагревании поглощать определенное количество тепла. При охлаждении материалы выделяют тепла тем больше, чем выше их теплоемкость.

При нагревании материала массой G от температуры t_2 до t_1 необходимо затратить количество тепла Q , прямо пропорциональное массе и разности температур ($t_1 - t_2$):

$$Q = c G(t_1 - t_2), \text{ ккал/м·ч·град}, \quad (2.27)$$

где c — коэффициент теплоемкости (или удельная теплоемкость):

$$c = \frac{Q}{G(t_1 - t_2)}. \quad (2.28)$$

Если принять $G = 1$ кг и $(t_1 - t_2) = 1^\circ$, то получим $c = Q$, т.е. коэффициент теплоемкости представляет собой количество тепла, необходимое для нагревания 1 кг материала на 1°.

Природные каменные материалы имеют коэффициенты теплоемкости в пределах от 0,18 до 0,22. Наибольший коэффициент теплоемкости имеет вода — $c = 1$ ккал/кг·град (~ 4,18 кДж/(кг·К)).

Огнеупорность — свойство материала противостоять, не деформируясь, длительному воздействию высоких температур.

Материалы делятся по действию высокой температуры на три группы: **огнеупорные**, выдерживающие действие температур от 1580 °С и выше (динас — кислый огнеупорный материал, содержащий не менее 93 % кремнезема; изготавливают из кварцевых пород на известковой связке — 2—3 %, применяют в кладке промышленных печей; шамот — огнеупорная глина или каолин, обожженные до потери пластичности, удаления химически связанной воды и определенной степени спекания и др.); **тугоплавкие**, выдерживающие действие температур выше 1350 до 1580 °С (гжельский кирпич); **легкоплавкие** — с огнеупорностью ниже 1350 °С (обыкновенный глиняный кирпич).

Ряд физико-механических свойств строительных горных пород (твердость, вязкость, упругость и др.) рассмотрены в предыдущем параграфе. Следует отметить, что качество строительных материалов зависит от совокупности свойств, которые определяют их практическую ценность.

2.3. ТРЕБОВАНИЯ ПРОМЫШЛЕННОСТИ К КАЧЕСТВУ ОСНОВНЫХ ВИДОВ НЕРУДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

2.3.1. Виды нерудных строительных материалов

Требования к качеству строительных материалов, используемых в различных отраслях народного хозяйства, в зависимости от их назначения неодинаковы и излагаются в соответствующих государственных стандартах.

Согласно ГОСТу 25137—82 «Материалы нерудные строительные, щебень и песок плотные из отходов промышленности, заполнители для бетона пористые. Классификация» к нерудным строительным материалам относят следующие виды продукции: щебень из природного камня; гравий; щебень из гравия; бутовый камень; песок природный, обогащенный и фракционированный, дробленый, дробленый обогащенный и дробленый фракционированный, дробленый из отсевов и дробленый обогащенный из отсевов; декоративные щебень и песок; песчано-гравийные смеси; материалы из отсевов дробления, а также отсевы дробления; щебень и песок из попутно добываемых пород и отходов обогащения горно-обогатительных предприятий и других отраслей промышленности.

К нерудным строительным материалам, плотным щебню и песку из отходов промышленности и пористым заполнителям относят неорганические зернистые сыпучие строительные материалы, которые классифицируют по следующим признакам:

- плотности (материалы относят к плотным, если плотность зерен составляет свыше 2 г/см^3 и к пористым — если плотность зерен — до 2 г/см^3);
- происхождению (материалы подразделяют на природные, из отходов промышленности и искусственные — специально приготовленные);
- крупности зерен (к крупным относят материалы с зернами свыше 5 мм, к мелким — с зернами размером до 5 мм);
- характеру формы зерен (материалы, имеющие угловатую — неправильную или округлую форму).

К строительным материалам как заполнителям для бетона могут быть отнесены: щебень и песок из металлургических, топливных и других шлаков; щебень из пористых горных пород; природный и дробленый пористый песок; материалы из отсевов дробления пористых пород; щебень и песок из пористых шлаков; грубодисперсные золы—уносы, золошлаковые смеси; *искусственные— специальноготавливаемые: керамзит* — пористый гравиеподобный наполнитель для легких бетонов с размером зерен 5—40 мм, результат обжига легкоплавких вспучивающихся глинистых пород — и его разновидности (глинозольный керамзит, вспученные аргиллит и трепел), получаемые обжигом

со вспучиванием подготовленных гранул из глинистых и песчано-глинистых пород (глин, суглинков, глинистых сланцев, аргиллита, алевролита), шунгизитосодержащих сланцев, трепелов, золошлаковой смеси; *термолит*, получаемый при обжиге без вспучивания щебня или гранул (зерен) кремнистых опаловых пород (диатомита, опок, трепела и др.); *аглопорит*, получаемый спеканием при обжиге гранул песчано-глинистых пород, трепелов и других алюмосиликатных материалов, а также отходов от добычи, переработки и сжигания ископаемого твердого топлива (золы тепловых электростанций и отходы углеобогащения); *шлаковая пемза*, получаемая поризацией расплава шлаков металлургического и химического производств; *гранулированный шлак* — мелкозернистый пористый материал, получаемый при быстром охлаждении расплава шлаков металлургического и химического производства; *перлит вспученный*, получаемый вспучиванием при обжиге подготовленных зерен из вулканических водосодержащих пород (перлита, обсидиана и других водосодержащих вулканических стекол); *вермикулит вспученный*, получаемый вспучиванием при обжиге подготовленных зерен из природных гидратированных слюд.

Качество каждого вида готовой продукции определяется требованиями, изложенными в соответствующих государственных стандартах:

- ГОСТ 8267—93 «Щебень и гравий из плотных горных пород для строительных работ» (введен в действие с 1 января 1995 г. взамен ГОСТ 8267—82 «Щебень из природного камня для строительных работ», ГОСТ 8268—82 «Гравий для строительных работ», ГОСТ 10260—82 «Щебень из гравия для строительных работ», ГОСТ 23254—78 «Щебень для строительных работ из попутно добываемых пород и отходов горно-обогатительных предприятий», ГОСТ 26873—86 «Материалы из отсевов дробления осадочных горных пород для строительных работ»);
- ГОСТ 8736—93 «Песок для строительных работ»;
- ГОСТ 22856—89 «Щебень и песок декоративные из природного камня»;
- ГОСТ 7392—85 «Щебень из естественного камня для балластного слоя железнодорожного пути»;
- ГОСТ 7394—85 «Балласт гравийный и гравийно-песчаный для железнодорожного пути»;

- ГОСТ 23735—79 «Смеси песчано-гравийные для строительных работ»;
- ГОСТ 23558—79 «Материалы щебеночные, гравийные и песчаные, обработанные неорганическими вяжущими»;
- ГОСТ 9128—84 «Смеси асфальтобетонные дорожные, аэродромные и асфальтобетон»;
- ГОСТ 25607—83 «Материалы нерудные для щебеночных и гравийных оснований и покрытий автомобильных дорог»;
- ГОСТ 26193—84 «Материалы из отсевов дробления изверженных горных пород для строительных работ».

В случаях, когда готовая продукция отличается от продукции, соответствующей ГОСТу, необходимо разрабатывать и в установленном порядке утверждать технические условия (ТУ), где приводятся специальные требования, предъявляемые потребителем к такой продукции (например, ТУ21-10-69—89 «Камень бутовый»).

2.3.2.

Показатели качества

Под качеством продукции (в общем случае) понимают совокупность свойств продукции, определяющих степень ее пригодности для использования по назначению. Под качеством продукции нерудных строительных материалов понимают совокупность свойств, обеспечивающих возможность их применения как заполнителей для бетонов монолитных и сборных бетонных и железобетонных конструкций, а также при выполнении соответствующих видов строительных работ.

Качество материалов зависит от показателей, которые определяются посредством различных испытаний образцов материала.

Водостойкость — устойчивость материалов против разрушения при водонасыщении в течение 48 ч; определяется (в %) как разность масс в воздушно-сухом состоянии до и после испытания.

Водопоглощение — способность материала впитывать и удерживать воду; определяется как отношение увеличения массы образца, насыщенного водой, к массе высушенного образца (в %).

Зерновой (гранулометрический) состав — распределение зерен материала по группам крупности, называемым классами. Определяется последовательным рассевом материала на не-

скольких ситах (размеры отверстий каждого последующего сита меньше, чем предыдущего). Содержание зерен отдельных классов в материале определяет его зерновой состав.

Модуль крупности песка — определяется расчетом по данным рассева песка как сумма полных остатков (в процентах по массе) на ситах 2,5; 1,25; 0,63; 0,315; 0,14 мм, деленная на 100.

Морозостойкость — способность материала в насыщенном водой состоянии выдерживать многократное попеременное замораживание и оттаивание без видимых признаков разрушения и без допустимого понижения прочности. Характеризуется маркой по морозостойкости: F15; F25; F50; F100; F150; F200; F300; F400.

Насыпная плотность — масса единицы объема материала, в величине которой отражается влияние не только пор в каждом зерне или куске, но и межзерновых пустот в рыхлонасыпанном объеме материала.

Петрографическая характеристика — содержание (в %) в материале слагающих его пород и минералов.

Пластичность — способность материала в значительных пределах изменять под нагрузкой форму и сохранять эту форму после снятия нагрузки (без образования трещин).

Плотность — масса единицы объема материала (истинная — без пор, средняя — включая поры).

Пористость — степень заполнения объема материала порами.

Прочность — свойство материала сопротивляться разрушению от действия внутренних напряжений, возникающих в результате нагрузки или других факторов.

Пустотность — объем пустот в материале; определяется отношением объема межзерновых пустот ко всему объему образца и выражается в процентах.

Содержание зерен слабых пород — отношение массы зерен слабых пород к массе опробуемого материала, определяется расчетом и выражается в процентах; к слабым относятся породы, у которых временное сопротивление сжатию (до раздавливания) до 20 МПа.

Содержание пылевидных и глинистых частиц — отношение массы пылевидных и глинистых частиц к массе опробуемого материала, определяется расчетом и выражается в процентах; к

пылевидным относят частицы с размерами от 0,005 до 0,05 мм, к глинистым — с размерами менее 0,005 мм.

Содержание дробленых зерен в щебне из гравия — отношение массы дробленых зерен к массе опробуемого материала (в %); дроблеными считаются зерна гравия, поверхность которых окрота более чем на половину.

Содержание органических примесей — количество в материале остатков органического происхождения (торфа, гумуса и др.), выражается в процентах.

Форма зерен нерудных строительных материалов может быть пластинчатой (лещадной), игловатой и округлой; к зернам первых двух форм относятся такие, у которых отношение длины к толщине или ширине равно 3 или более.

Устойчивость структуры щебня из попутно добываемых пород и отходов горно-обогатительных предприятий против распада — потери по массе материала после выдерживания его в дистиллированной воде в течение 30 сут в насыщенном водяном паре.

2.3.3. Качество щебня и гравия для строительных работ

Щебень из горных пород (со средней плотностью зерен от 2 до 3 г/см³) — неорганический зернистый сыпучий материал с зернами крупностью свыше 5 мм, получаемый дроблением горных пород, гравия и валунов, попутно добываемых вскрышных и вмещающих пород или некондиционных отходов горных предприятий по переработке руд (черных, цветных и редких металлов) и неметаллических ископаемых других отраслей промышленности и последующим рассевом продуктов дробления.

Гравий из горных пород (со средней плотностью от 2 до 3 г/см³) — неорганический зернистый сыпучий материал с зернами крупностью свыше 5 мм, получаемый рассевом песчано-гравийных смесей.

Характерной особенностью щебня является остроугольность кромок и шероховатость граней кусков. Отличительной особен-

ностью гравия является округлость форм его частиц (окатанность) — отсутствие острых граней и малая шероховатость поверхности.

В зависимости от крупности щебень и гравий подразделяются на следующие основные фракции: от 5 (3) до 10 мм; свыше 10 до 20 мм; свыше 20 до 40 мм; свыше 40 до 80 (70) мм и смеси фракций от 5 (3) до 20 мм.

По соглашению изготовителя с потребителем допускается выпускать и поставлять щебень и гравий в виде фракций; от 10 до 15 мм; свыше 15 до 20 мм; свыше 80 (70) до 120 мм; свыше 120 до 150 мм, а также смеси фракций от 5 (3) до 15 мм; свыше 5 (3) до 40 мм; свыше 20 до 80 (70) мм.

Зерновой состав щебня и гравия определяется на контрольных ситах рассевом материала от 5 (3) до 10 мм, свыше 10 до 20 мм, свыше 20 до 40 мм, свыше 40 до 80 (70) мм и смеси фракций от 5 (3) до 20 мм и от 5 до 15 мм и характеризуется значениями полных остатков на ситах, приведенными в табл. 2.7, где d и D — наименьшие и наибольшие номинальные размеры зерен фракций или смесей фракций, мм.

Таблица 2.7

Диаметр отверстий контрольных сит, мм	d	$0,5 (d+D)$	D	$1,25D$
Полные остатки на ситах, % по массе	От 90 до 100	От 30 до 80	До 10	До 0,5

Для щебня и гравия фракций от 5 (3) до 10 мм применяют соответственно сита 2,5 и 1,25 мм, полные остатки на которых должны быть от 95 до 100 % по массе.

Следует отметить, что остаток материала на каждом отдельном сите называется частным остатком, а сумма остатков на предыдущих ситах с остатком на данном сите — полным остатком.

Полные остатки на контрольных ситах диаметром d , D , $1,25D$ для щебня и гравия фракций свыше 80 (70) до 120 мм и свыше 120 до 150 мм, а также для смеси фракций от 5 (3) до 40 мм и свыше 20 до 80 (70) мм должны удовлетворять данным, указанным в табл. 2.7, а соотношение фракций в смесях устанавливают по соглашению сторон (изготовителя и потребите-

ля) в соответствии с нормативными документами на применение этих смесей для строительных работ.

При расसेве щебня и гравия фракций от 10 до 15 мм и свыше 15 до 20 мм на контрольных ситах полные остатки должны быть:

- на сите с размером отверстий d — от 85 до 100 %;
- на сите с размером отверстий D — до 15 %;
- на сите с размером отверстий $1,25D$ — до 0,75 %.

Щебень из гравия должен содержать дробленые зерна в количестве не менее 80 % по массе. По соглашению изготовителя с потребителем разрешается выпуск щебня из гравия с содержанием дробленых зерен не менее 60 %.

Форма зерен щебня и гравия характеризуется содержанием зерен пластинчатой (лещадной) и игловатой формы.

В зависимости от содержания зерен пластинчатой (лещадной) и игловатой формы щебень подразделяется на четыре группы (табл. 2.8).

Таблица 2.8

Группа щебня	Содержание зерен пластинчатой (лещадной) и игловатой формы, в % по массе
1	До 15 включительно
2	Свыше 15 до 25
3	Свыше 25 до 35
4	Свыше 35 до 50

По соглашению сторон (изготовителя и потребителя) допускается выпуск щебня из изверженных горных пород, содержащего свыше 50 % (но не более 65 %) зерен пластинчатой и игловатой формы.

Для гравия содержание зерен пластинчатой и игловатой формы должно быть не более 35 % по массе.

Прочность щебня и гравия характеризуется маркой, соответствующей пределу прочности исходной горной породы при сжатии в насыщенном водой состоянии и определяемой по дробимости щебня при сжатии (раздавливании) в цилиндре.

Марки щебня по дробимости из осадочных и метаморфических пород должны соответствовать требованиям, указанным в

табл. 2.9, а марки щебня по дробимости из изверженных пород — в табл. 2.10.

Таблица 2.9

Марки по дробимости щебня из осадочных и метаморфических пород	Потеря массы при испытании щебня, %	
	в сухом состоянии	в насыщенном водой состоянии
1200	До 11 включительно	До 11 включительно
1000	Свыше 11 до 13	Свыше 11 до 13
800	Свыше 13 до 15	Свыше 13 до 15
600	Свыше 15 до 19	Свыше 15 до 20
400	Свыше 19 до 21	Свыше 20 до 28
300	Свыше 21 до 28	Свыше 28 до 38
200	Свыше 28 до 35	Свыше 38 до 54

Таблица 2.10

Марка по дробимости щебня из изверженных пород	Потеря массы щебня при испытании, %	
	из интрузивных пород	из эффузивных пород
1400	До 12 включительно	До 9 включительно
1200	Свыше 12 до 16	Свыше 9 до 11
1000	Свыше 16 до 20	Свыше 11 до 13
800	Свыше 20 до 25	Свыше 13 до 15
600	Свыше 25 до 34	Свыше 15 до 20

Марку щебня из осадочных и метаморфических пород можно определять как в сухом, так и в насыщенном водой состоянии. В случае несовпадения марок по дробимости прочность щебня оценивают по результатам испытания в насыщенном водой состоянии.

Марки по дробимости щебня из гравия и гравия характеризуются потерями при испытании и приводятся в табл. 2.11.

Таблица 2.11

Марка по дробимости щебня из гравия и гравия	Потеря массы при испытании, %	
	щебня из гравия	гравия
1000	До 10 включительно	До 8 включительно
800	Свыше 10 до 14	Свыше 8 до 12
600	Свыше 14 до 18	Свыше 12 до 16
400	Свыше 18 до 26	Свыше 16 до 24

Щебень и гравий, предназначенные для строительства автомобильных дорог, оценивают маркой по истираемости в полочном барабане, которая должна соответствовать требованиям, указанным в табл. 2.12.

Таблица 2.12

Марка по истираемости щебня и гравия	Потери массы при испытании, %	
	щебня	гравия
И1	До 25 включительно	До 20 включительно
И2	Свыше 25 до 35	Свыше 20 до 30
И3	Свыше 35 до 45	Свыше 30 до 40
И4	Свыше 45 до 60	Свыше 40 до 50

В щебне и гравии содержание зерен слабых пород зависит от вида горной породы и марки по дробимости и не должно превышать данных, приведенных в табл. 2.13.

Таблица 2.13

Вид породы и марка по дробимости щебня и гравия	Содержание зерен слабых пород в % по массе
Щебень из изверженных, метаморфических и осадочных пород марок: 1400; 1200; 1000	5
800; 600; 400	10
300	15
Щебень из гравия и валунов и гравий марок: 1000; 800; 600	10
400	15

По морозостойкости различают следующие марки щебня и гравия: F15; F25; F50; F100; F150; F200; F300; F400. Марка щебня и гравия соответствует числу циклов замораживания и оттаивания, выдержанных щебнем и гравием при испытаниях. Показатели морозостойкости щебня и гравия при испытании их должны соответствовать данным табл. 2.14.

Таблица 2.14

Вид испытания	Марка по морозостойкости щебня и гравия							
	F15	F25	F50	F100	F150	F200	F300	F400
Замораживание-оттаивание: число циклов	15	25	50	100	150	200	300	400
потеря массы после испытания, %, не более	10	10	5	5	5	5	5	5
Насыщение в растворе сернистого натрия — высушивание: число циклов	3	5	10	10	15	15	15	15
потеря массы после испытания, % не более	10	10	10	5	5	3	2	1

Одной из важнейших характеристик качества щебня и гравия является содержание в них пылевидных и глинистых частиц (размером менее 0,05 мм) и комков глины (крупнее 1,25 мм). Чем оно меньше, тем выше качество материала и меньше расход цемента при приготовлении бетонных смесей.

В зависимости от вида горной породы и марки по дробимости содержание пылевидных и глинистых частиц в щебне и гравии должно соответствовать данным табл. 2.15.

Таблица 2.15

Вид горной породы и марка по дробимости щебня и гравия	Содержание пылевидных и глинистых частиц, в % по массе
Щебень из изверженных и метаморфических пород марок: свыше 800	1
свыше 600 до 800 включительно	1
Щебень из осадочных пород марок: от 600 до 1200 включительно	2
200; 400	3
Щебень из гравия и валунов и гравий марок: 1000	1
800	1
600	2
400	3

Если при геологической разведке месторождения установлено отсутствие в исходной горной породе глинистых и мергелистых включений и прослоев и предприятие-изготовитель продукции имеет заключение специализированной лаборатории об отсутствии глинистых минералов в составе частиц размером менее 0,05 мм, то в щебне марок по дробимости 800 и выше из изверженных, метаморфических и осадочных пород допускается увеличение на 1 % содержания пылевидных частиц.

Содержание глины в комках не должно превышать (в процентах по массе):

- 0,25 в щебне из изверженных, осадочных и метаморфических пород марок 400 и выше;
- 0,5 в щебне из изверженных, осадочных и метаморфических пород марок 300 и 200;
- 0,25 в щебне из гравия и валунов и гравии марок 1000, 800, 600 и 400.

Щебень и гравий не должны содержать посторонних засоряющих примесей.

Щебень из попутно добываемых вскрышных и вмещающих пород и некондиционных отходов горных предприятий по переработке руд и неметаллических ископаемых других отраслей промышленности должен быть устойчивым против всех видов распадов (потери по массе материала в процентах после выдерживания его в дистиллированной воде в течение 30 сут в насыщенном водяном паре). Устойчивость структуры щебня против распада должна быть не более:

- 3 % для марки щебня по дробимости 1000 и выше;
- 5 % для марки щебня по дробимости 800 и 600;
- 7 % для марки щебня по дробимости 400 и ниже.

Щебень и гравий, используемые в качестве заполнителей для бетонов, должны обладать стойкостью к химическому воздействию щелочей цемента, которую определяют по минерало-петрографическому составу исходной горной породы и содержанию вредных компонентов и примесей, снижающих долговечность бетона и вызывающих коррозию арматуры железобетонных изделий и конструкций.

Снижению прочности и долговечности бетона благоприятствуют включения: глинистых минералов (монтмориллонита, каолинита и др.); слюд и гидрослюд; асбеста; органических ве-

ществ (угля, лигнита — слабообугленная древесина в пластах бурого угля, горючих сланцев и др.); минералов, неустойчивых к процессам выветривания (цеолита, хлорита, нефелина, фосфорита и др.).

К основным компонентам, вызывающим ухудшение качества поверхности и внутреннюю коррозию бетона, относят включения: серосодержащих пород и минералов (пирит — серный колчедан FeS_2 , марказит — лучистый колчедан FeS_2 , пирротин — магнитный колчедан и другие сульфиды, а также гипс, ангидрит и другие сульфаты); пород и минералов, содержащих аморфные разновидности диоксида кремния (опал, халцедон и др.); пород и минералов, содержащих оксиды и гидроксиды железа (магнетит, гетит и др.); слюд, гидрослюд и других слоистых силикатов.

Щебень и гравий применяют в бетоне без ограничений, если содержание пород и минералов, относимых к вредным компонентам, не более:

- 50 ммоль / л аморфных разновидностей диоксида кремния, растворимых в щелочах [под модем (моль) понимается масса вещества в граммах, численно равная его относительной молекулярной массе, а под киломодем (кмоль) — масса вещества в килограммах, численно равная его относительной молекулярной массе; например, 2,016 кг водорода, 32 кг кислорода, 44,01 кг углекислого газа соответственно составляют 1 киломоль (кмоль) водорода, кислорода и углекислого газа; единице массы в системе СИ — килограмму соответствует индивидуальная масса — киломоль; 1 миллимоль (ммоль) = $M \cdot 10^{-6}$ кг, где M — относительная молекулярная масса];

- 1,5 % по массе, сульфатов (гипс, ангидрит) и сульфидов, кроме пирита (марказит, пирротин, гипс, ангидрит и др.) в пересчете на SO_3 ;

- 4 % по массе пирита;

- 15 % по объему слоистых силикатов, если слюды, гидрослюды, хлориты и другие являются порообразующими минералами;

- 0,1 % по массе галоидных соединений (галит, сильвин и др., включая водорастворимые хлориды) в пересчете на ион хлора;

- 0,25 % по массе свободных волокон асбеста;
- 1 % по массе угля и древесных остатков;
- 10 % по объему каждого из перечисленных породообразующих минералов (магнетита, гетита, гематита и др., апатита, нефелина, фосфорита) или их суммы в количестве не более 15 %.

Для производства щебня используются горные породы всех трех генетических типов: изверженные, осадочные и метаморфические. Вскрышные, вмещающие и попутно добываемые породы также представлены всеми генетическими разновидностями. Все эти породы, независимо от генетического происхождения, содержат естественные радиоактивные элементы, так называемые радионуклиды, и характеризуются радиоактивностью, т.е. самопроизвольным распадом (превращением) атомных ядер, приводящим к изменениям их атомных номеров. Активность радионуклидов в образцах породы разная. Она характеризуется числом распадов данного нуклида в единицу времени и измеряется беккерелями (Бк) в системе СИ. Так как радионуклиды в породе рассеяны и в каждом определенном ее объеме число распадов нуклидов разное, породу оценивают по удельной активности радионуклида, которая представляет отношение активности радионуклида в образце породы к массе образца. Удельная активность радионуклидов измеряется в системе СИ в беккерелях на грамм (Бк/г). Поэтому при производстве щебня и гравия должна проводиться радиационно-гигиеническая оценка, по результатам которой устанавливается область применения нерудных строительных материалов в зависимости от значений суммарной удельной эффективной активности естественных радионуклидов $A_{эфф}$.

Щебень и гравий применяют:

- при $A_{эфф}$ до 370 Бк/кг — во вновь строящихся жилых и общественных зданиях;
- при $A_{эфф}$ свыше 370 до 740 Бк/кг — для дорожного строительства в пределах территории населенных пунктов и зон перспективной застройки, а также при возведении производственных зданий и сооружений;
- при $A_{эфф}$ свыше 740 до 1350 Бк/кг — в дорожном строительстве вне населенных пунктов.

2.3.4.

Качество песка для строительных работ

Песок — продукт, полученный в результате естественного разрушения горных пород или путем дробления и измельчения пород на специальном оборудовании до крупности менее 5 мм.

Песок для строительных работ подразделяется на следующие виды:

- *природный* (песок, образовавшийся в результате естественного разрушения скальных горных пород и добываемый при разработке песчаных и песчано-гравийных месторождений), *обогащенный* (песок с улучшенным зерновым составом, получаемый с применением специального обогатительного оборудования и поставляемый без разделения на фракции) и *фракционированный* (песок, разделенный с применением специального обогатительного оборудования и поставляемый потребителю раздельно в установленных стандартом соотношениях);
- *дробленный* (песок, производимый из скальных горных пород и гравия с использованием специального дробильно-размольного оборудования), *дробленный обогащенный* и *дробленный фракционированный*;
- *дробленный из отсевов* (песок, получаемый из отсевов продуктов дробления горных пород при производстве щебня) и *дробленный обогащенный из отсевов*.

Требования к пескам для строительных работ установлены в технических условиях, изложенных в государственных стандартах.

Пески характеризуются следующими показателями: зерновым составом и модулем крупности; содержанием пылевидных, глинистых и илистых частиц, в т. ч. глины в комках; содержанием органических примесей; минералого-петрографическим составом; песок из отсевов дробления оценивается также пределом прочности горной породы при сжатии в насыщенном водной состоянии.

Пески природный и обогащенный, из отсевов дробления и обогащенный из отсевов дробления в зависимости от зернового состава подразделяют на группы: повышенной крупности, крупные, средние, мелкие и очень мелкие (табл. 2.16).

Таблица 2.16

Группа песка	Вид песка	Модуль крупности, M_k	Область применения
Повышенной крупности	Природный, из отсевов дробления, обогащенный	Свыше 3 до 3,5	Заполнители для бетонов, материалы для устройства дорожной одежды и производства декоративных плит
Крупный	Природный, обогащенный из отсевов дробления	Свыше 2,5 до 3	Заполнители для бетонов и строительных растворов, материалы для устройства дорожной одежды и производства декоративных плит
Средний	Природный, обогащенный из отсевов дробления	Свыше 2 до 2,5	То же
Мелкий	Природный, обогащенный, из отсевов дробления	Свыше 1,5 до 2	Заполнители для бетонов и строительных растворов, материалы для устройства дорожной одежды
Очень мелкий	Природный, из отсевов дробления	Свыше 1 до 1,5	Заполнители для строительных растворов

Требования к песку по содержанию зерен свыше 5 и 10 мм и менее 0,14 мм, по содержанию пылевидных, глинистых и илистых частиц и глины в комках должны соответствовать данным табл. 2.17.

Содержание зерен крупнее 5 мм в песках для строительных растворов не должно превышать 0,5 % по массе. По соглашению сторон (производителя и потребителя) допускается для строительных растворов (кроме штукатурных растворов для отделочного слоя) применение песков, в которых содержание зерен размером свыше 5 мм не превышает 5 % по массе.

В песке, дробленом из отсевов, предназначенном для асфальтобетона, и в природном очень мелком песке, предназначенном для применения в штукатурных растворах для отделочного слоя, допускается содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц до 7 % по массе.

Для получения песков дробленого, дробленого обогащенного и дробленого фракционированного, а также дробленого из отсевов и дробленого обогащенного из отсевов должны использоваться изверженные, метаморфические или плотные осадочные горные породы, а также гравий.

Таблица 2.17

Вид песка	Содержание зерен, % по массе, мм			Содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц, % по массе	В т. ч. глины в комках, % по массе
	свыше 5	в т. ч. свыше 10	менее 0,14		
Природный: повышенной крупности, крупный и средний;	10	0,5	10	3	0,5
мелкий и очень мелкий	10	0,5	15	5	0,5
Из отсевов дробления	15	0,5	10	5	0,5
Обогащенный природный: повышенной крупности и средний;	5	0,5	5	2	0,25
мелкий и очень мелкий	5	0,5	10	3	0,35
Обогащенный из отсевов дробления	5	0,5	5	3	0,35

В зависимости от прочности исходной горной породы и гравия пески подразделяются на марки: 1400; 1200; 1000; 800; 600; 400 и 300 (марка дробленого песка соответствует пределу прочности исходной горной породы — не менее — при сжатии в насыщенном водой состоянии). Изверженные и метаморфические горные породы, используемые для производства дробленых песков, должны иметь предел прочности при сжатии не менее 60 МПа.

При получении песка из продуктов дробления неоднородных плотных осадочных и метаморфических горных пород допускается использовать только отсевы, получаемые после второй и последующих стадий дробления.

По соглашению сторон разрешается выпуск песка, получаемого из отсевов продуктов дробления осадочных пород,

имеющих предел прочности при сжатии ниже 40, но не менее 20 МПа.

В скальных горных породах и гравии, применяемых для получения песка, не должны содержаться слабые разности в количестве более 10 % по массе, а в горных породах, имеющих предел прочности при сжатии ниже 40 МПа, и гравии с пределом прочности от 40 до 60 МПа — не более 15 % по массе.

К слабым относятся породы с пределом прочности при сжатии в насыщенном водой состоянии ниже 20 МПа.

Природные и дробленые пески должны иметь плотность свыше 1,8 г/см³.

2.3.5.

Качество песчано-гравийных смесей для строительных работ

Песчано-гравийные смеси могут быть природными и обогащенными (получаемыми из природных путем обогащения). Они могут использоваться для устройства дорожных покрытий, верхнего слоя оснований под покрытия, для дренарующих слоев и в других целях в дорожном строительстве.

Песчано-гравийные смеси характеризуются показателями: содержанием песка и гравия в смеси; наибольшей крупностью гравия, а также показателями для оценки качества гравия и песка.

В природной песчано-гравийной смеси содержание зерен гравия размером более 5 мм должно быть не менее 10 и не более 95 % по массе. Наибольшая крупность зерен гравия Д должна быть не менее 10 и не более 70 мм, а содержание крупных зерен свыше Д до 2Д — до 15 %.

Содержание частиц, проходящих сквозь сито с отверстиями 0,14 мм, в песках, входящих в состав природной песчано-гравийной смеси, не должно превышать 20 %, в обогащенной — 10 % по массе.

Количество пылевидных, глинистых и илистых частиц в природной песчано-гравийной смеси должно составлять не более 5 %, в т. ч. глины в комках — 1 %, в обогащенной — соответственно 3 % и 0,5 % по массе.

2.3.6.

Качество бутового камня

Бутовый камень — крупные обломки горных пород с размером в поперечнике от 150 до 500 мм, получаемые: при разработке преимущественно известняков, доломитов, песчаников; в результате крупного дробления и сортировки плотных горных пород или попутно добываемых пород и горнопромышленных отходов с объемной массой более 2 т/м³.

Бутовый камень используется для кладки фундаментов, при возведении гидротехнических, транспортных и других сооружений. Он не должен иметь видимые расслоения и содержать включения глины и мергеля.

В зависимости от прочности при сжатии исходной горной породы в насыщенном водой состоянии бутовый камень подразделяется на марки 1400, 1200, 1000, 800, 600, 400, 300, 200 и 100. Бутовый камень из метаморфических пород должен иметь марку не ниже 400, а из изверженных пород — не ниже 600. По морозостойкости бутовый камень классифицируется так же, как щебень.

2.4.

ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССАХ НА КАРЬЕРАХ

Процесс (от латинского слова — processus — продвижение) — совокупность последовательных действий для достижения какого-либо результата. При ведении горных работ общим результатом производственных процессов является добыча полезного ископаемого.

Ведущими процессами на карьерах, которые определяют характер производства, являются: подготовка горных пород к выемке; выемочно-погрузочные работы; перемещение горной массы; отвалообразование вскрышных пород; складирование добытого полезного ископаемого. Эти процессы характерны как для добычных, так и для вскрышных работ в период строительства и эксплуатации карьеров.

Процесс подготовки горных пород к выемке включает широкий перечень мероприятий, направленных на изменение есте-

ственного состояния горных пород с целью обеспечения эффективной их выемки. Подготовка горных пород к выемке включает осушение пород перед выемкой, предохранение пород от промерзания, оттаивание мерзлых пород, механическое (рыхлителями) и взрывное рыхление пород для наиболее производительного выполнения последующих процессов и другие виды работ для облегчения выемки-погрузки и транспортирования. Отделение горных пород от массива и разрыхление их может осуществляться следующими способами: механическим (исполнительным органом машин), буровзрывным, гидравлическим, физическим (токами высокой или низкой частоты, термическим способом), химическим (растворение) и др. Способ подготовки горных пород к выемке зависит от вида, состояния и физических свойств пород в массиве, производственной мощности предприятия, наличия технических средств, предъявляемых требований к качеству добываемого сырья, природных условий и метода производства работ.

Выемочно-погрузочные работы предназначены для извлечения горной массы (вскрышные породы плюс полезное ископаемое) непосредственно из массива или из навала и погрузки их в транспортные средства. Выемка и погрузка, как правило, выполняются одной машиной или одним комплексом забойных машин: экскаваторами всех типов и классов, а также машинами землеройно-транспортирующими (колесными скреперами, бульдозерами) и погрузочно-транспортирующими (одноковшовыми погрузчиками и др.). Выемка мягких связных, песчаных и мелко-раздробленных пород может производиться всеми видами выемочно-погрузочного оборудования. При разработке таких пород подготовка их к выемке совмещается во времени с выемкой и осуществляется теми же средствами механизации, что и выемка. Выемка плотных и полускальных пород небольшой прочности также может осуществляться непосредственно из массива выемочными машинами с повышенным усилием резания.

В зависимости от типа выемочных машин забоем могут служить верхняя площадка, фронтальный откос или торец уступа, открытая или подводная поверхность.

Различают два вида выемки: валовую (сплошную) и раздельную (селективную). При валовой выемке, наиболее распространенной, все виды и разновидности горных пород экскавируют-

ся и грузятся совместно. Раздельная выемка пород (по сортам и видам) применяется, в основном, при разработке сложноструктурных залежей полезного ископаемого. Она осуществляется обычными или специальными выемочными машинами с погрузкой в различные транспортные средства.

Сущность процесса перемещения горной массы состоит в организации четкой и бесперебойной работы транспортных средств, обеспечивающих своевременную перевозку значительных объемов в пределах карьера и за его границами. Этот процесс является наиболее трудоемким и дорогостоящим. Объем ежегодно перемещаемых пород на каждом конкретном карьере составляет от десятков тысяч до сотен миллионов тонн. Из забоев вскрышные породы перемещают в отвалы, а полезные ископаемые — к приемным бункерам фабрик. Расстояние транспортирования составляет от нескольких десятков метров до десятков километров. В соответствующих условиях перемещение породы из массива в конечное положение осуществляется средствами, предназначенными для выемки (мехлопатами, драглайнами, роторными и цепными многоковшовыми экскаваторами), погрузочными кранами, потоком воды (при применении гидромеханизации). Однако в подавляющем большинстве случаев вскрышные породы и полезное ископаемое после выемки перемещаются различными видами карьерного транспорта: железнодорожным, автомобильным, конвейерным и др. На карьерах строительных горных пород преимущественное применение нашел автомобильный транспорт. Важной особенностью перемещения пород является нестационарное положение забоев и разгрузочных пунктов на отвалах, вследствие чего транспортные коммуникации постоянно удлиняются или укорачиваются и передвигаются. При экскаваторном способе механизации горных работ перемещение разрыхленных плотных, мягких и сыпучих пород может осуществляться всеми видами карьерного транспорта. Крупные блоки и пильный камень успешно перемещаются автомобильным и железнодорожным транспортом, а мелко-раздробленные скальные породы — конвейерами.

Подвижной состав карьерного железнодорожного транспорта состоит из полувагонов и локомотивов (тепловозы, электровозы). На карьерах строительных горных пород широко применяются автосамосвалы, тягачи с полуприцепами и прицепами

ми. Из разнообразных типов конвейеров наибольшее распространение получили ленточные конвейеры с различными погрузочными, перегрузочными и разгрузочными устройствами.

Для перемещения вскрышных пород и полезного ископаемого применяется также комбинированный транспорт. В этом случае наиболее часто горная масса из забоев перемещается автосамосвалами, которые перегружают ее на конвейерный и железнодорожный транспорт, в рудоспуски, рудоскаты, на канатно-подвесные дороги и гидравлический транспорт. Для перегрузки породы из одних транспортных средств в другие устраиваются специальные перегрузочные пункты, оборудованные эстакадами, бункерами и др.

В задачу отвальных и складских работ входит организация приемки и размещения на специально отведенных площадях вскрышных пород и полезного ископаемого. При этом должна обеспечиваться высокопроизводительная и безопасная работа горного и транспортного оборудования. На предприятиях, разрабатывающих строительные горные породы, отвалы часто совмещаются с отвалами отходов дробильно-сортировочных фабрик. При выборе площади под отвалы следует учитывать, что она должна находиться на минимальном расстоянии от забоев и быть непригодной для использования в народном хозяйстве. Во всех возможных случаях для отвалообразования целесообразно использовать выработанное пространство карьера. Способ отвалообразования и средства механизации зависят от типа складированных пород и вида карьерного транспорта.

При перемещении разрыхленных плотных, мягких и сыпучих пород железнодорожным транспортом для отвалообразования могут применяться прямые механические лопаты, драглайны, многочерпаковые экскаваторы, отвальные плуги, бульдозеры и колесные скреперы. Отвалообразование мелко- и среднедробленными породами может осуществляться мощными драглайнами и большегрузными скреперами. Прямые механические лопаты, отвальные плуги, мощные бульдозеры могут использоваться при складировании любых взорванных пород.

При перемещении пород автомобильным транспортом в качестве отвального оборудования применяются бульдозеры. Бульдозерное отвалообразование получило наибольшее распространение на карьерах строительных горных пород при преимуще-

ственном применении для вывозки вскрышных пород автомобильного транспорта.

Каждому из перечисленных производственных процессов соответствуют вспомогательные работы. При подготовке пород к выемке вспомогательные работы заключаются в планировке площадок уступов, доставке к буровым станкам долот, запасных частей и других материалов, перемещении станков, электрического кабеля, подстанций и др. Вспомогательные работы при выемке и погрузке пород также требуют планировки площадок экскаваторов, очистки ковшей и ходовой части экскаваторов от налипшей и примерзшей породы, уборки просыпавшейся при погрузке породы, зачистки кровли полезного ископаемого, оборки откосов уступов, перемещения кабеля, доставки запасных частей, различных материалов и др.

При использовании карьерного транспорта вспомогательные работы заключаются в трассировании путей и дорог, в строительстве, текущем содержании и ремонте транспортных коммуникаций, периодическом перемещении части их по мере отработки уступов, текущем содержании подвижного состава. Для механизации этих работ применяются бульдозеры, рыхлители, скреперы, грейдеры, кюветокопатели, катки, краны на железнодорожном, автомобильном и гусеничном ходу, железнодорожные путепередвижатели, тракторные передвижчики путей, вагоны-дозаторы, путеподъемные и шпалоподбивочные машины, ремонтные поезда, передвижные ремонтные поезда, передвижные ремонтные мастерские, очистные устройства и профилактические пункты обработки кузовов вагонов и автосамосвалов, поливочные и снегоуборочные машины и др.

На предприятиях, разрабатывающих строительные горные породы, для доведения продукции до состояния, пригодного к отправке потребителю, обязательными являются процессы переработки и обработки. Технологический процесс переработки пород состоит из отдельных операций, обеспечивающих необходимую крупность материала, его фракционный состав, степень чистоты, прочность и другие показатели, отвечающие требованиям действующих ГОСТов. В зависимости от вида перерабатываемого сырья и требований к готовой продукции технологические схемы переработки строительных горных пород включают следующие основные операции: дробление, грохочение, промыв-

ку, классификацию, обезвоживание, специальные процессы обогащения. Число стадий дробления определяется физико-механическими свойствами сырья, максимальной крупностью исходного и конечного продукта, особенностями оборудования, применяемого для дробления, необходимым содержанием мелких фракций (в %) и регламентируется нормами технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов. Ассортимент готовой продукции обеспечивается грохочением и классификацией, а качество ее достигается промывкой и обогащением по прочности.

2.5. ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Непосредственной целью вскрытия месторождения является установление грузотранспортной связи между горизонтами его разработки и техническими сооружениями на поверхности и в карьере. Горизонтами разработки являются рабочие площадки уступов. Сооружениями на поверхности служат станции, через которые грузы следуют на склады, дробильно-сортировочные и обогатительные фабрики или отвалы. Сооружениями в карьере являются внутренние отвалы, перегрузочные пункты, полустационарные дробильно-сортировочные установки.

Проведение капитальных горных выработок, открывающих доступ от земной поверхности к месторождению или от какой-либо разрабатываемой его части к другой и обеспечивающих возможность проведения разрезных траншей, называется вскрытием месторождения. Горными выработками, вскрывающими горизонты разработки в карьере, могут быть наклонные капитальные траншеи и подземные горные выработки (штольни, рудоспуски и др.). В некоторых случаях разработка месторождений производится без проведения вскрывающих выработок (при применении башенных экскаваторов, кабельных кранов, деррик-кранов и др.). Такое вскрытие называется бестраншейным.

Для месторождений строительных горных пород наиболее характерно вскрытие капитальными траншеями. Проф. Е.Ф. Шешко дано следующее разделение капитальных траншей по

их расположению, числу обслуживаемых уступов, основному назначению и стационарности (табл. 2.18).

Таблица 2.18

Признак разделения	Основание разделения	Наименование траншей
Расположение траншей относительно контура карьера	Расположение вне контура карьера.	Внешние
	Расположение внутри контура карьера	Внутренние
Число обслуживаемых уступов	Один уступ	Отдельные
	Несколько уступов	Групповые
	Все уступы карьера	Общие
Основное назначение	Для прохода груза и порожняка.	Одинарные
	Для прохода только груза и только порожняка	Парные
Стационарность	Постоянное положение траншей.	Стационарные
	Временное положение траншей	Скользящие

Под контуром карьера понимают положение верхней бровки карьера. В общем случае положение на поверхности верхнего контура меняется соответственно развитию горных работ (перемещению фронта работ). При этом часть верхнего контура карьера находится в неизменном положении, другая — постоянно перемещается к своему конечному положению. В неизменном положении обычно находится бровка, проходящая по выходам месторождения, по его естественным или другим очевидным границам. Тогда борт карьера, соответствующий неизменной части его контура, сразу занимает свое конечное положение. Борт, соответствующий перемещающейся части контура, подойдет к своему конечному положению только в последней стадии горных работ в карьере. Очевидно, что борт карьера, занимающий неизменное положение, является нерабочим, перемещающийся — рабочим.

Капитальные траншеи располагают за конечным контуром карьера или внутри его; в первом случае они являются внешними, во втором — внутренними. Внешними траншеями обычно

вскрывают неглубокие горизонты карьера при относительно небольшом объеме капитальных траншей. Внутренние траншеи применяют для вскрытия глубоких горизонтов карьера. Часто внутренние траншеи применяются совместно с внешними и являются их продолжением.

Отдельные, групповые, общие и парные траншеи (рис. 2.3) могут иметь внутреннее или внешнее заложение.

Отдельные траншеи при внешнем и внутреннем заложении являются независимыми как по взаимному расположению относительно контура карьера, так и по направлению следующих по ним грузов. Грузопотоки при этом можно полностью рассредоточить. Групповые и общие траншеи являются зависимыми: первые — в пределах своей группы, вторые — в пределах всего карьера.

В случае внешнего заложения зависимые траншеи проходят рядом и параллельно друг другу, и их смежные борты взаимно срезаются. При этом самостоятельный путь груза на поверхность с каждого уступа здесь сохраняется как при независимых траншеях. Однако зависимым является общее направление грузопотоков.

При внутреннем заложении зависимых траншей каждая следующая траншея продолжает предыдущую. Грузопотоки, направляемые из карьера на поверхность, в этом случае полностью сосредоточены по транспортным коммуникациям и по направлению. При этом указанное сосредоточие возрастает по мере приближения к выходу на поверхность: через капитальную траншею проходит груз, отправляемый не только с того горизонта, который вскрыт данной траншеей, но также и со всех нижерасположенных горизонтов.

Отдельные, групповые и общие траншеи обычно служат как для прохода груза, так и для подачи порожняка. Они называются одинарными. Иногда траншеи, предназначенные для выдачи груза из карьера, являются независимыми от траншей, предназначенных для прохода порожняка в карьер. Такие траншеи называются парными. Тогда каждый вскрытый горизонт имеет два пути, соединяющие его с поверхностью: один для приема порожняка и другой — для отправки груза. Достигаемая при этом поточность движения в работе транспорта создает большую пропускную способность капитальных траншей и лучшее обеспечение забоев порожняком по сравнению с одинарными траншеями, когда движение груза и порожняка является встречным.

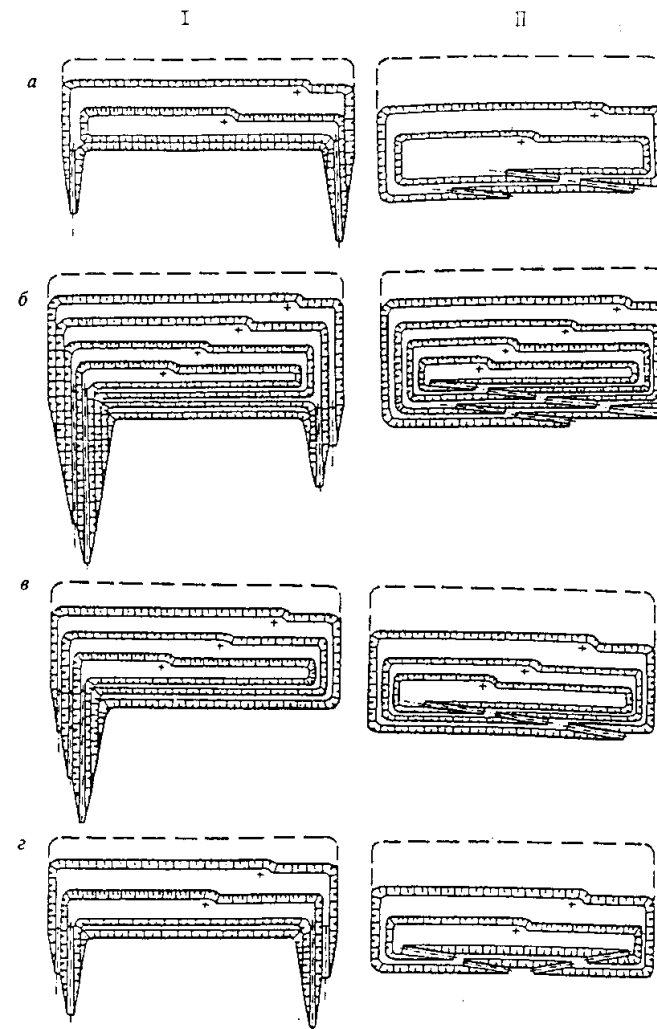


Рис. 2.3. Принципиальная схема способов вскрытия:
a — отдельными; *б* — групповыми; *в* — общими и *г* — парными траншеями при внешнем I и внутреннем II заложении траншей

Внешние траншеи всегда являются стационарными, так как всегда технически возможно разместить их за конечным контуром карьера. Внутренние капитальные траншеи располагают по возможности стационарно — на нерабочем борту карьера. Однако они могут быть расположены и на рабочем борту. Такие траншеи не являются стационарными и носят название скользящих съездов. Они время от времени перемещаются вместе с рабочим бортом соответственно его отработке.

По проф. Е.Ф. Шешко способы вскрытия месторождений классифицируются по признаку наличия, положения, количества и назначения капитальных горных выработок как транспортных коммуникаций (табл. 2.19).

Таблица 2.19

Наименование способов	Сущность способов вскрытия
I. Вскрытие отдельными траншеями	Каждый уступ вскрывают независимой траншеей
II. Вскрытие групповыми траншеями	Группы уступов вскрывают зависимыми траншеями; разные группы уступов вскрыты независимо друг от друга
III. Вскрытие общими траншеями	Все уступы вскрываются одной общей системой траншей
IV. Вскрытие парными траншеями	Способы I, II и III с двумя траншеями для вскрытия каждого уступа, нескольких или всех уступов карьера
V. Бестраншейное вскрытие	Вскрытие без проведения капитальных траншей
VI. Вскрытие подземными выработками	Вскрытие, при котором капитальные траншеи заменены подземными выработками
VII. Комбинированное вскрытие	Вскрытие, осуществляемое двумя или большим числом основных способов I—VI

Вскрытие отдельными траншеями обычно применяется при внешнем заложении траншей — для неглубоких горизонтальных и пологих залежей (с углом падения $0—10^\circ$) и при внутреннем заложении — для более глубоких залежей значительной мощности.

Вскрытие групповыми траншеями применяется для глубоких горизонтальных и пологих пластообразных месторождений большой мощности, разрабатываемых значительным числом

уступов (4—6). При этом одна группа траншей бывает обычно предназначена только для вскрышных уступов, другая — только для добычных уступов. Поэтому грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого рассредоточены и могут быть направлены на поверхность независимо друг от друга.

Вскрытие общими траншеями применяется для более глубоких месторождений как пологих, так и крутых (угол падения залежи более 30°), а также для месторождений, расположенных на косогорах. При вскрытии общими траншеями грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого оказываются сосредоточенными. При внешнем заложении траншей грузопотоки сосредоточены по их направлению, при внутреннем заложении — по направлению и коммуникациям; в последнем случае сосредоточение грузопотоков имеет место непосредственно в капитальных траншеях. Поэтому провозная способность внешних траншей оказывается большей, чем внутренних.

Вскрытие парными траншеями применяется в рассмотренных выше условиях отдельных, групповых и общих траншей при большой мощности карьера и значительных объемах вскрышных пород. Каждая из двух капитальных траншей, входящих в соответствующую пару, является однопутевой и предназначена: одна — для прохода порожняка, другая — для выдачи груза, причем первая траншея может иметь уклон больше руководящего. Вскрытие парными траншеями может применяться при использовании автомобильного и железнодорожного транспорта. Существенным преимуществом парных траншей является тот факт, что при поточном движении поездов обеспечение забоев порожняком (использование экскаваторов и подвижного состава) находится здесь в более благоприятных условиях. Поэтому вскрытие парными траншеями рационально при фронте работ значительной протяженности, когда обеспечение забоев порожняком посредством одинарных траншей оказывается недостаточным.

Бестраншейное вскрытие представляет такие случаи открытой разработки месторождений, когда грузотранспортная связь рабочих горизонтов карьера с поверхностью осуществляется без проведения на эти горизонты капитальных траншей. Это имеет место при разработке месторождений посредством деррик-кранов и других видов оборудования, транспортирующих

вскрышную породу и полезное ископаемое в своих рабочих органах (бестраншейное вскрытие для породных уступов означает производство вскрышных работ без привлечения транспорта — перевалка пород экскаваторами, отвальными мостами и другими средствами).

Вскрытие подземными выработками применяется в тех особых случаях разработки косогорных и глубоких месторождений, когда капитальные траншеи необходимо или целесообразно заменить подземными выработками (месторождение расположено высоко в горах, косогор крут, пересечен оврагами, балками, ручьями и др.).

Комбинированное вскрытие месторождений включает два или большее число рассмотренных основных способов вскрытия. Оно имеет значительное распространение, так как в наибольшей мере обеспечивает учет местных условий при разработке месторождений.

Линия, определяющая путь движения или продольную ось дороги, называется трассой. Трассой капитальных траншей считают их продольную ось. Трассирование заключается в установлении направления и положения продольной оси в профиле и плане. Положение продольной оси капитальных траншей в профиле представляет проекцию указанной оси на вертикальную плоскость. Оно в значительной мере оказывает влияние на строительные и эксплуатационные стоимости капитальных траншей как транспортных коммуникаций. Продольный профиль трассы включает наклонные и горизонтальные участки, а также участки сопряжения между ними. Важным элементом продольного профиля трассы является конструкция примыкания наклонных участков к рабочим горизонтам. Различие возможных вариантов примыкания определяется условиями трогания транспортных средств при их вынужденной остановке. Поэтому различают примыкание на руководящем подъеме, смягченным подъемом и горизонтальных площадках (рис. 2.4).

План трассы капитальных траншей представляет проекцию ее продольной оси на горизонтальную плоскость. План трассы состоит из прямых и кривых участков, а также из переходных кривых, которые устраиваются в местах сопряжения кривых с прямыми. На геометрическое построение плана трассы основное влияние оказывают конфигурация месторождения и допустимый радиус кривых, устанавливаемый применительно к типу

Рис. 2.4. Схемы примыкания забойных (соединительных) путей к путям капитальных траншей: а — на руководящем подъеме; б — на смягченном подъеме; в — на площадках

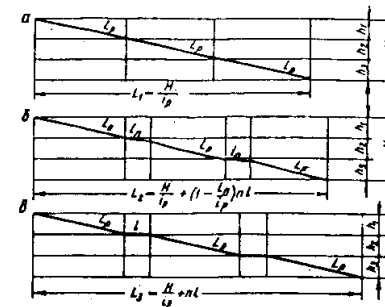
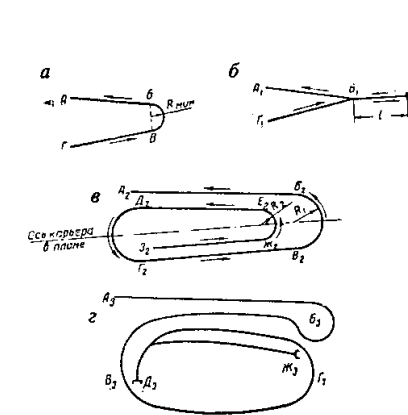


Рис. 2.5. Основные формы плана трассы капитальных траншей: а — петлевая; б — тупиковая; в — спиральная; г — комбинированная; А, Б, В... — характерные точки трассы



подвижного состава. План трассы может быть простым (если трасса имеет одно направление по всей своей длине) и сложным (если трасса состоит из прямых и противоположных направлений). Основные формы плана трассы приведены на рис. 2.5.

Теоретическая длина наклонной траншеи (в м) определяется из выражения:

$$L_T = \frac{1000H}{i_p}, \quad (2.29)$$

где H — глубина заложения траншеи, м; i_p — уклон траншеи, ‰.

Рациональный руководящий подъем i_p (максимальный затяжной подъем — уклон пути в грузовом направлении, по величине которого определяется масса поезда при движении с расчетной скоростью) для железнодорожного транспорта с локомотивной тягой составляет 20—40 ‰ (1°9′—2°18′), а для автомобильного транспорта 80—120 ‰ (4°34′—6°52′).

Примыкания капитальной траншеи на смягченном подъеме и на горизонтальных площадках, а также тупиковые, петлевые и другие способы соединения простых участков трассы удлиняют ее. Удлинение трассы за счет смягченного подъема составляет, м:

$$\Delta L = nl \left(1 - \frac{i_{см}}{i_p}\right), \quad (2.30)$$

где n — число участков примыкания; l — длина участка смягченного подъема, м; $i_{см}$ — примыкание капитальной траншеи на смягченном подъеме ($i_{см} = 0,65 i_p, \%$).

Удлинение трассы за счет горизонтальных площадок примыкания $\Delta L = nl$, м.

В расчетах удлинение трассы, а также увеличение объемов вскрывающих выработок определяются отношением фактической длины трассы $L_{ф}$ к теоретической ее длине $L_{т}$, т.е.

$$K_y = \frac{L_{ф}}{L_{т}}. \quad (2.31)$$

Значения коэффициентов удлинения трассы приведены в табл. 2.20.

Таблица 2.20

Условие примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам	Коэффициент удлинения трассы, K_y
На руководящем подъеме	1,1—1,2
На смягченном подъеме	1,2—1,3
На горизонтальных площадках	1,4—1,6

Капитальные траншеи, примыкающие к рабочим горизонтам на руководящем подъеме, имеют наименьшую длину и наименьший строительный объем. Удлинение трассы в этом случае вызывается лишь незначительными смягчениями подъема в кривых и в местах пересечения путей и размещения стрелочных переводов.

При производстве открытых горных работ используются два типа горных выработок — капитальные (открытые наклонные горные выработки, служащие для вскрытия рабочих горизонтов) и разрезные (горизонтальные открытые горные выработки, предназначенные для создания фронта работ на уступах) траншеи.

Строительный объем открытых горных выработок может быть определен по следующим формулам:

- объем по проходке одиночной отдельной капитальной траншеи внешнего и внутреннего заложения с вертикальным откосом, м³:

$$V_{к.т} = \frac{1000h^2}{i_p} \left(\frac{b_{к.т}}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right); \quad (2.32)$$

- то же, с учетом откоса торцевой части (для автомобильного и конвейерного транспорта), м³:

$$V_{к.т} = \frac{1000h^2}{i_p} \left(\frac{b_{к.т}}{2} + \frac{h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{h^2}{\operatorname{tg} \alpha} \left(\frac{b_{к.т}}{2} + \frac{2h}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right); \quad (2.33)$$

- объем капитальной полутраншеи, проводимой на косогоре или борту карьера, м³:

$$V_{п.т} = \frac{1000\psi b_{к.т}^2}{2i_p} \left(h - \frac{\psi b_{к.т}}{3} \right); \quad (2.34)$$

- объем разрезной траншеи, м³:

$$V_{р.т} = (b_{р.т} + h \operatorname{ctg} \alpha) h L; \quad (2.35)$$

- объем полутраншеи, проводимой на уступе, м³*

$$V_{п.т} = \frac{1000h^2}{i_p} \left(\frac{b_{к.т}}{2} + \frac{h}{6 \operatorname{tg} \alpha} \right); \quad (2.36)$$

- объем разрезной траншеи на косогоре, м³:

$$V_{р.т} = \frac{\psi b_{р.т}^2}{2} \cdot L. \quad (2.37)$$

В формулах (2.32 — 2.37) приняты следующие обозначения: h — глубина траншеи, м; i_p — руководящий подъем, ‰; $b_{к.т}$ — ширина капитальной траншеи по дну, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; $\psi = \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta}$; β — угол косогора или откоса борта карьера, градус; $b_{р.т}$ — ширина разрезной траншеи по дну, м; L — длина разрезной траншеи, м.

* Проф. С.А. Ильин. Устное сообщение

В расчет строительных объемов внутренних капитальных траншей входят только объемы собственно проходческих работ, связанные с сооружением траншей (формулы 2.32—2.33). К объемам, которые обязательно необходимо произвести при применении внутренних траншей, должны быть отнесены также объемы по дополнительному разному борта, производимому с целью размещения наклонных траншей по борту.

Эти объемы по характеру их выполнения не относятся к проходческим объемам, поскольку могут выполняться в обычных для эксплуатационных работ условиях, но они специфичны для системы внутренних траншей. В общем случае они могут быть определены (в м³) для всех форм трасс как объемы полупризмы по выражению:

$$V_{\text{доп}} = K_y \cdot \frac{b \cdot H^2}{2i_p}, \quad (2.38)$$

где K_y — коэффициент удлинения трассы; b — ширина внутренней траншеи по низу, м; H — глубина системы внутренних траншей, м; i_p — подъем (уклон) траншеи, ‰.

Если внутренняя траншея располагается на глубине H' от поверхности, то объем (в м³) по дополнительному разному борта можно определить по формуле:

$$V'_{\text{доп}} = 500 \cdot \frac{b}{i_p} h (h + 2H'), \quad (2.39)$$

где b — ширина траншеи по дну, м; h — глубина траншеи, м; i_p — подъем (уклон) траншеи, ‰.

Одним из факторов, влияющих на расположение трассы в плане относительно конечных контуров карьера, является руководящий подъем i_p . Между сцепной массой локомотива (массой локомотива, приходящейся на движущие оси), массой прицепной части поезда и руководящим подъемом существуют следующие зависимости:

- для случая равномерного движения на подъем:

$$P_c = \frac{Knq}{\frac{1000\varphi}{\omega_0 + i_p} - \gamma}; \quad (2.40)$$

- для случая трогания поезда на руководящем подъеме:

$$P'_c = \frac{Knq}{\frac{1000\varphi'}{\alpha\omega_0 + i_p + \omega_j} - \gamma}, \quad (2.41)$$

где P_c и P'_c — соответственно сцепные массы локомотивов, т; K — коэффициент общей массы вагона, $K = 1 + K_1$ (K_1 — коэффициент тары вагона — отношение тары вагона к его грузоподъемности); n — число вагонов в составе; q — грузоподъемность вагона-двумкара, т; φ и φ' — расчетные коэффициенты сцепления между бандажами ведущих колес локомотива и рельсами: при движении $\varphi = 0,22 \div 0,26$, при трогании с места $\varphi' = 0,28 \div 0,34$; ω_0 и $\alpha\omega_0$ — основное сопротивление движению: ходовое $\omega_0 = 2 \div 3$ кг/т и при трогании с места на подъеме $\alpha\omega_0 = 4 \div 5\omega_0$; i_p — величина руководящего подъема, ‰; $\omega_j = 0,04 \frac{V^2}{L} \approx 4 \div 5$ кг/т — сопротивление от ускорения, в котором V — расчетно-минимальная скорость движения поезда, км/ч, и L — путь, км, на котором эта скорость достигается после трогания поезда с места; γ — коэффициент расчетной массы локомотива (для электровозов и тепловозов $\gamma = 1$).

Решая равенства (2.40) и (2.41) относительно величины i_p и подставляя средние числовые значения соответствующих величин, получим:

- для равномерного движения поезда на подъем, ‰:

$$i_p = \frac{217P_c - 3Knq}{P_c + Knq}; \quad (2.42)$$

- при трогании поезда на подъеме, ‰:

$$i_p = \frac{240P_c - 20Knq}{P_c + Knq}. \quad (2.43)$$

При использовании железнодорожного транспорта и относительно малых размерах месторождения по простиранию для вскрытия горизонтов карьера применяют тупиковую форму плана трассы (для автотранспорта — петлевою). Возможные путевые схемы тупиковых съездов (по Л.Г. Тымовскому) приведены в табл. 2.21, из которой видно, что длина тупиков (в м) в общем случае может быть определена по выражению:

$$L_{\text{туп}} = L_n + T + O, \quad (2.44)$$

Таблица 2.21

Наименование схемы	Принципиальная схема тупикового съезда	Схемы путевого развития в пунктах примыкания откаточных горизонтов	
		Однопутных	Двухпутных
1. С двусторонним примыканием горизонтов		 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 146,26$	 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 216,90$
2. С односторонним примыканием горизонтов		 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 77,12$	 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 152,96$
		 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 152,96$	 $L_1 \cdot 2L_2 \cdot T = 252,96$
3. С кольцевым движением поездов		 $L_1 \cdot L_2 \cdot T = 132,54$	 $L_1 \cdot 2L_2 \cdot T = 288,8$

где L_n — длина локомотивосостава, м; T — длина линии тангенса сопрягающей вертикальной кривой (так как она изменяется в незначительных пределах при различных алгебраических суммах сопрягающих уклонов, то для расчетов ее можно принять постоянной и равной 30 м); O — часть тупика, зависящая от схемы путевого развития в пунктах примыкания горизонтов.

Вскрытие горизонтов карьера необходимо осуществлять с учетом длины тупиков. Так как в начальный период разнос бортов карьера незначительный, то на самом нижнем (дно карьера) горизонте разработки кривая железнодорожного пути минимального двойного радиуса закругления не впишется в размеры горизонта. Поэтому на некоторое время для работы на этом горизонте необходимо устраивать однопутевой тупик (см. Тупик 2, табл. 2.21). Вскрытие горизонтов карьера надо производить с учетом длины этого тупика, м:

$$\delta = L_n + T + 77,12 = L_n + 107,12. \quad (2.45)$$

Линия направления трассы внутренних капитальных траншей располагается под небольшим углом (3—5°) к направлению простирания карьерного поля. Поэтому проекцию длины трассы с определенным руководящим подъемом на простира-

ние карьерного поля можно приравнять к действительной длине трассы. Таким образом появляется возможность сравнивать линейные величины (протяженность карьерного поля по горизонтам и длину действительной трассы с определенным подъемом на соответствующий горизонт) при вскрытии месторождения. Расчет вскрытия горизонтов карьера следует выполнять следующим образом. Возьмем значение l_1 — длину фронта работ на первом снизу горизонте (согласно обозначениям на рис. 2.6). Отрезок действительной длины трассы с учетом ее коэффициента удлинения составит, (в м):

$$L_{1\text{тр}} = K_y \cdot \frac{1000 h_1}{i_p}. \quad (2.46)$$

Первый горизонт карьера (считая снизу) является вскрытым в том случае, если проекция длины тупика δ (выражение 2.45) и длины наклонной траншеи $L_{1\text{тр}}$ будет меньше длины фронта l_1 за минусом длины тупика C_0 ; другими словами, если будет положительный результат выражения

$$W_1 = l_1 - K_y \frac{1000 h_1}{i_p} - \delta - X_1 - C_0 \geq 0. \quad (2.47)$$

Назовем W_1 величиной недоиспользованного фронта работ на горизонте для проложения трассы капитальных траншей (рис. 2.7).

При $W_1 \geq 0$ — первый снизу горизонт карьера вскрыт.

Если величина W_2 является отрицательной при расчете по выражению

$$l_2 - \sum_{i=1}^{i=2} X_i - \sum_{i=1}^{i=2} K_{y_i} \frac{1000 h_i}{i_p} - \delta - C_0 = W_2,$$

то обязательно устройство тупика на первом снизу горизонте и изменение направления трассы внутренних капитальных траншей.

Для общего случая (для j -го горизонта) выражение (2.47) примет вид (W_j — в м):

$$W_j = l_j - \sum_{i=1}^{i=j} K_y \frac{1000 h_j}{i_p} - \sum_{i=1}^{i=j} X_i - \delta - C_0, \quad (2.48)$$

где δ — длина тупика (выражение 2.45); h_j — высоты вскрываемых уступов, м; l_j — длина фронта работ на горизонтах, м; X_j — ширина бермы безопасности или транспортной бермы и зало-

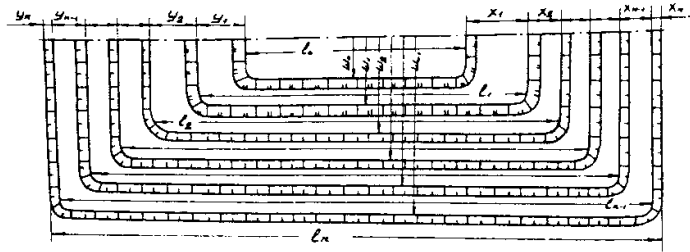


Рис. 2.6. Обозначения исходных данных по карьере для расчетов вскрытия горизонтов

жение откоса уступов, м; C_0 — длина однопутевого или двухпутевого тупика (исследованиями Л.Г. Тымовского установлено, что максимальная пропускная способность однопутевого тупика составляет 130 пар поездов в сутки, двухпутевого — 280; поэтому выразив суточную производительность горизонтов через число рейсов локомотивосоставов при известной полезной массе поездов, можно определить возможность введения в расчет вскрытия длины однопутевого или двухпутевого тупика).

Для каждого горизонта j при $W_j \geq 0$ дальнейший порядок вычислений должен быть следующим:

- объем внутренней траншеи, (м³):

$$V_j = K_y \frac{1000 h_j^2}{i_p} \left(\frac{b_0}{2} + \frac{h_j}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right); \quad (2.49)$$

- объем дополнительного разноса борта карьера от размещения на нем внутренней траншеи, (м³):

$$V_j^{\text{доп}} = 500 \frac{K_y b_0}{i_p} h_j (h_j + 2H_j); \quad (2.50)$$

- длина соединительных путей на горизонтах, (м):

$$l_j^c = l_j - W_j + \frac{\pi R_{\text{кр}}}{180} \operatorname{tg} \frac{\theta}{2} - C_0; \quad (2.51)$$

- длина путей в капитальной траншее, (м):

$$L_j^p = B K_y \frac{1000 h_j}{i_p}; \quad (2.52)$$

- время занятия наклонной части съезда в грузном и порожнем направлениях одним локомотивосоставом (мин):

$$t_{j \text{ н.ч}} = \frac{60}{V_{\text{расч}}} \left(K_y \frac{h_j}{i_p} - 0,1 \right) + K_y \frac{3,2 h_j}{i_p}; \quad (2.53)$$

- суммарное время погрузки локомотивосостава экскаватором, движения поезда по забойным и соединительным путям в грузном и порожнем направлениях (мин):

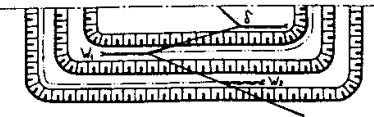
$$t_j = \frac{60 n_0 q_0}{\gamma_j \mathcal{E}_{\text{час}}} + \frac{3 l_j}{50 V_{\text{заб}}} + \frac{3 l_j^c}{25 V_c}. \quad (2.54)$$

В формулах (2.49 — 2.54) приняты обозначения:

i_p — руководящий подъем в траншее, ‰; b_0 — ширина траншеи по дну, м; K_y — коэффициент удлинения трассы; h_j — высота уступа, м; H_j — глубина расположения вскрываемого горизонта от поверхности, м; α — угол откоса борта траншеи, градус; π — ширина «карьера» по горизонтам, м (см. рис. 2.6); $R_{\text{кр}}$ — радиус кривой для железнодорожного пути (минимальный радиус равен 80 м); θ — угол между направлением фронта работ и соединительными путями на транспортных бермах; B — число путей в траншее; $V_{\text{расч}}$ — скорость движения поезда по капитальной траншее, км/ч; C_0 — длина однопутевого или двухпутевого тупика, м; $n_0 q_0$ — полезная масса прицепной части поезда, т (добыча или вскрыша); γ_j — плотность породы или полезного ископаемого, т/м³; $\mathcal{E}_{\text{час}}$ — часовая производительность экскаватора, м³/ч; $V_{\text{заб}}$ и V_c — соответственно скорости движения поезда по забойным и соединительным путям, км/ч.

Рассмотрим случай, когда на горизонте j $W_j < 0$, т.е. на j -ом горизонте длина фронта l_j недостаточна для проложения трассы капитальных траншей одного направления.

Рис. 2.7. Схема вскрытия горизонтов карьера общей капитальной траншеей внутреннего заложения с тупиковой формой трассы



При $W_j < 0$ для вскрытия вышележащих горизонтов надо изменить направление трассы и на горизонте $(j - 1)$ устроить тупик.

Устройство тупика на горизонте $(j - 1)$ потребует:

- увеличения времени рейса локомотивосоставов, следующих с нижележащих горизонтов, на величину, (мин):

$$t_{(j-1)_{\text{тип}}} = 2,05 + 0,0105 \left(C_0 - \frac{L_n}{2} - 100 \right); \quad (2.55)$$

- увеличения времени рейса локомотивосоставов, следующих с горизонта устройства тупика, на величину, (мин):

$$t_{(j-1)} = \frac{3(C_0 + \Delta L_T)}{25V_c} + 1,05 + 0,0055 \left(C_0 - \frac{L_n}{2} - 100 \right); \quad (2.56)$$

- разнеса борта карьера от устройства тупика в объеме, (м³):

$$V_{(j-1)}^{\text{тип}} = C_0(b_{\text{тип}} - b_6)H_{(j-1)}; \quad (2.57)$$

- увеличения соединительного пути на горизонте тупика, (м):

$$L_{(j-1)}^{\text{ср}} = l_{j-1}^c + l_{c_0}; \quad (2.58)$$

- вскрытие вышележащих горизонтов осуществлять с учетом W_{j-1} — величины недоиспользованного фронта работ на горизонте $(j - 1)$ для проложения трассы капитальных траншей и длины устраиваемого тупика C_0 ;

- изменения направления трассы.

В формулах (2.55 — 2.58) приняты обозначения:

L_n — длина поезда, м; ΔL_T — тормозной путь поезда, равный 300 м; $b_{\text{тип}}$ — ширина площадки для укладки тупика, м; b_6 — ширина бермы безопасности, м; $H_{(j-1)}$ — глубина расположения тупика от поверхности, м; l_{c_0} — длина путей, входящих в тупик, м.

Для расчета вскрываемых горизонтов после устройства тупика определяем недоиспользованный фронт работ для проложения трассы по общему выражению, (W_j — в м):

$$W_j = l_j - (W_{j-1} + C_0) - \sum Y_j - \sum K_y \frac{1000 h_j}{i_p} - C_0. \quad (2.59)$$

До очередного тупика, или вскрывая все горизонты карьера, необходимые данные для оценки способа вскрытия можно получить, пользуясь формулами (2.49 — 2.54). С устройством очередного тупика надо учитывать в расчетах результаты вычислений по формулам (2.55—2.58).

Если на каком-либо горизонте пропускная способность двухпутевого тупика будет недостаточной для выполнения заданного объема работ, то в этом случае трассу внутренних капитальных траншей с этого горизонта надо выводить на поверхность обособленно, а вышележащие горизонты вскрывать другой трассой (групповое вскрытие), проводимой по отстроеному борту карьера и прокладываемой по недоиспользованному фронту работ при проложении первой трассы.

Объемы проходческих работ при проложении второй трассы определяются как объемы полутраншей, проводимых на отстроенном борту карьера. В остальном порядок расчета остается прежним.

При проектировании вскрытия горизонтов разработки месторождения рекомендуется производить внутренними траншеями от нижних горизонтов к верхним по следующим причинам:

- объем горно-капитальных работ меньше по сравнению с вскрытием внешними траншеями;
- более полное использование погоризонтных размеров карьерного поля для проложения трассы;
- появляется возможность вывести трассу капитальных траншей из карьерного поля к намеченному пункту на поверхности;
- при наличии в схеме вскрытия тупиков разрешается задача о числе горизонтов, вскрываемых внешней траншеей;
- решается вопрос, с каких горизонтов применять групповое вскрытие или отдельные траншеи;
- заранее известны объемы дополнительного разнеса борта карьера от размещения на нем внутренних траншей и тупиков и очертания нерабочего борта карьера в плане, что очень важно для периода строительства горного предприятия.

На выбор способа вскрытия и места расположения вскрывающих выработок на карьерах строительных горных пород существенное влияние оказывают рельеф поверхности месторо-

ждения, мощность полезного ископаемого и направление трещиноватости в породах, мощность вскрышных пород и место расположения отвалов, расположение дробильно-сортировочных фабрик, качество пород месторождения и взаимное расположение слоев пород различной прочности, производственная мощность карьера и вид применяемого транспорта.

Обычно при разработке месторождений строительных горных пород применяют комбинированные способы вскрытия горизонтов карьера.

2.6. КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О СИСТЕМАХ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И СТРУКТУРАХ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ

Понятие «система» (от греческого *systema* — целое, составленное из частей) — множество элементов, находящихся в отношениях и связях друг с другом, образующих определенную целостность, единство. Разнообразие горно-геологических условий, сочетаний горных и транспортных машин в комплексной механизации горных работ, технологий и их совершенствование определило большое число классификаций систем разработки. В процессе развития открытых горных работ и горной науки в основу классификации систем открытой разработки закладывались направление подвигания забоев и взаимное расположение капитальных и разрезных траншей, направление подвигания забоев с учетом способа механизации работ, способы механизации работ, транспорта горной механизации и отвалообразования, порядок образования выработанного пространства в карьере в зависимости от способа механизации вскрышных и добычных работ применительно к конкретным условиям залегания полезных ископаемых. Из всего многообразия классификаций систем разработки можно выделить два основных типа, основными классификационными признаками которых являются: направления подвигания забоев и конструкции фронта работ (А.П. Зотов, С.М. Шорохов, Г.В. Секисов, В.В. Ржевский, А.И. Арсентьев и др.); способ производства вскрышных работ и механизация выемки и доставки пород (Е.Ф. Шешко,

Н.В. Мельников, П.Э. Зурков и др.). Однако ни одна классификация не может охватить всего разнообразия условий залегания месторождений, возможных конструкций фронта и направлений его перемещения. Поэтому возникает необходимость описания сущности применяемой системы разработки, используя комбинации основных признаков (например, трехбортная система разработки для карьеров блочного камня).

В 1947 г. проф. Е.Ф. Шешко предложил классификацию систем открытой разработки по направлению перемещения вскрышных пород в отвалы. По этому признаку выделяются следующие системы (рис. 2.8):

А. Системы с поперечным перемещением вскрышных пород в отвалы без применения транспортных средств (бестранспортные). Эта группа систем по способу производства транспортных и отвальных работ разделена на системы А-1 (непосредственная перевалка вскрышных пород мощными прямыми механическими лопатами или драглайнами в выработанное пространство карьера), А-2 (кратная перевалка вскрышных пород в отвалы), А-3 (перемещение вскрышных пород во внутренние отвалы посредством отвалообразователей и транспортно-отвальных мостов).

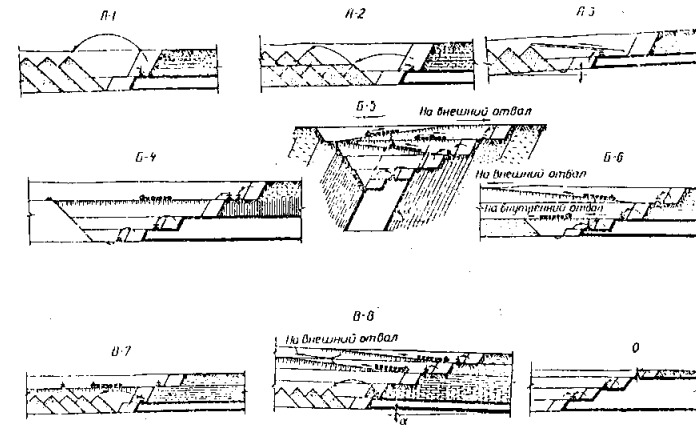


Рис. 2.8. Системы открытой разработки месторождений (по проф. Е.Ф. Шешко)

Б. Системы с продольным перемещением вскрышных пород в отвалы с применением транспортных средств (транспортные). Эта группа разделена на системы Б-4 (транспортирование вскрышных пород на внутренние отвалы), Б-5 (перемещение вскрышных пород на внешние отвалы), Б-6 (транспортирование пород на внешние и внутренние отвалы).

В. Комбинированные системы с поперечным и продольным перемещением вскрышных пород в отвалы. Эта группа разделяется на системы В-7 (с частичной перевозкой пород в отвалы), В-8 (с частичной перевалкой пород в отвалы).

О. Система, в которой затраты на перемещение вскрышных пород не имеют существенного значения из-за их незначительной мощности.

В 1952 г. акад. Н.В. Мельников предложил классификацию систем разработки, в основу которой положен способ производства вскрышных работ. По этой классификации выделяются следующие системы разработки.

1. Бестранспортная, в которой перемещение вскрышных пород из забоев во внутренний отвал осуществляется непосредственно вскрышными экскаваторами (мехлопатами или драглайнами). Возможна переэкскавация пород на отвалах.

2. Система экскаватор—карьер, при которой вскрышные и добычные работы осуществляются одним экскаватором — драглайном. Вскрышные породы перемещаются драглайном в выработанное пространство карьера (внутренний отвал), а полезное ископаемое грузится в передвижной бункер, установленный на поверхности, для последующей загрузки транспортных средств.

3. Транспортно-отвальная, при которой вскрышные породы перемещаются на внутренние отвалы посредством транспортно-отвальных мостов или консольных отвалообразователей.

4. Специальная, при которой вскрышные породы удаляются башенными экскаваторами, колесными скреперами, гидромеханизированным способом или кабель-кранами. К этой системе можно отнести также разработку вскрышных пород канатными скреперами, бульдозерами и другим специальным оборудованием.

5. Транспортная, при которой вскрышные породы перемещаются на внутренние или внешние отвалы средствами транспорта. Эта система более сложна и менее экономична по срав-

нению с бестранспортной, но она может применяться при любых горно-геологических условиях залегания месторождений и поэтому является наиболее распространенной.

6. Комбинированная, при которой вскрышные породы могут перемещаться на внутренние или внешние отвалы с применением двух или нескольких комбинаций систем 1—5. Комбинированная система может применяться при разработке горизонтальных и пологих залежей с значительной мощностью вскрышных пород.

Классификации систем открытой разработки, предложенные проф. Е.Ф. Шешко и акад. Н.В. Мельниковым, получили признание и имели важное значение в развитии открытых горных работ и их механизации. Общим признаком этих классификаций является то, что они основаны на порядке перемещения и способе производства вскрышных работ, включая, естественно, и экономичность открытых горных работ. Основные производственные черты этих систем открытой разработки определяются способами ведения вскрышных работ, когда преобладающая роль обычно принадлежит перемещению пустых пород, что имеет место при разработке угольных и рудных месторождений, для которых характерны значительные объемы вскрышных пород в общем карьерном грузопотоке. Однако имеется значительная группа карьеров, для которых технологическое и экономическое влияние вскрышных работ не имеет существенного значения. К этой группе относятся карьеры с относительно небольшим объемом вскрышных пород. К их числу относятся большое количество карьеров, разрабатывающих строительные горные породы (несколько тысяч).

По данным ГипроНИИнеруда 45 % карьеров, разрабатывающих скальные породы, имеют мощность вскрыши до 3 м и 25 % карьеров — от 3 до 6 м. На большинстве (58 %) разрабатываемых месторождений со скальными породами коэффициент вскрыши не превышает $0,2 \text{ м}^3/\text{м}^3$. Незначительная часть месторождений (18 %) характеризуется коэффициентом вскрыши $0,2—0,4$ и только для сравнительно небольшой части месторождений (6 %) значения коэффициента вскрыши около $1 \text{ м}^3/\text{м}^3$.

Из-за низких коэффициентов вскрыши на карьерах строительных горных пород преобладающее значение имеют затраты на добычные работы. Эти затраты еще более увеличиваются

при необходимости применения на карьерах способов раздельной выемки полезного ископаемого, которая усложняет производство добычных работ, приводит к некоторому перераспределению объемов вскрышных пород и полезного ископаемого, оказывает значительное влияние на технологию разработки месторождения. В этих условиях оценка систем разработки по традиционным признакам, основанным на технологическом и экономическом преобладании вскрышных работ, для карьеров строительных горных пород неприемлема. Наиболее полно условиям разработки строительных горных пород соответствует классификация акад. В.В. Ржевского, в основу которой положено направление выемки в пределах всей рабочей зоны карьера (рис. 2.9 и табл. 2.22). По определению акад. В.В. Ржевского «под системой открытых горных разработок понимается определенный порядок выполнения подготовительных, вскрышных и добычных работ, обеспечивающий для данного месторождения безопасную, экономичную и полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого».

При разработке горизонтальных и пологих месторождений строительных горных пород с незначительной мощностью вскрыши и полезного ископаемого подготовительные работы обычно завершаются в период горно-капитальных работ, когда создается первичный фронт вскрышных и добычных работ на карьере посредством проходки разрезных траншей. Система разработки таких месторождений относится к группе сплошных систем (с постоянным положением рабочей зоны), так как практически зона по глубине за весь период эксплуатации месторождения остается неизменной.

При разработке наклонных и крутых залежей в период эксплуатации ведутся вскрытие и нарезка новых рабочих горизонтов. В этом случае положение рабочей зоны постоянно меняется, поэтому системы разработки таких месторождений относятся к группе углубочных систем — с переменным положением рабочей зоны.

Системы разработки нагорных месторождений могут относиться как к группе сплошных, так и к группе углубочных систем (в зависимости от характера залегания и крутизны склона горы). На сложных по топографическим и горно-геологическим условиям месторождениях могут применяться смешанные — углубочно-сплошные системы разработки.

Таблица 2.22

Индекс группы	Группа систем	Индекс подгруппы	Подгруппа	Индекс системы	Система разработки
С	Сплошные	СД	Сплошные продольные	СДО СДД	Сплошная продольная однобортовая Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошные поперечные	СПО СПД	Сплошная поперечная однобортовая Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошные веерные	СВЦ СВР	Сплошная веерная центральная Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошные кольцевые	СКЦ СКП	Сплошная кольцевая центральная Сплошная кольцевая периферийная
У	Углубочные	УД	Углубочные продольные	УДО УДД	Углубочная продольная однобортовая Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочные поперечные	УПО УПД	Углубочная поперечная однобортовая Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочные веерные	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочные кольцевые	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанные (углубочно-сплошные)	—	То же, в различных сочетаниях		
Примечание. К наименованию системы добавляется: «с внешними или внутренними отвалами»					

Основными отличительными признаками классификации систем разработки акад. В.В. Ржевского являются направление выемки в плане и профиле, а также место расположения отвалов. Направления выемки в плане разделяются на продольное,

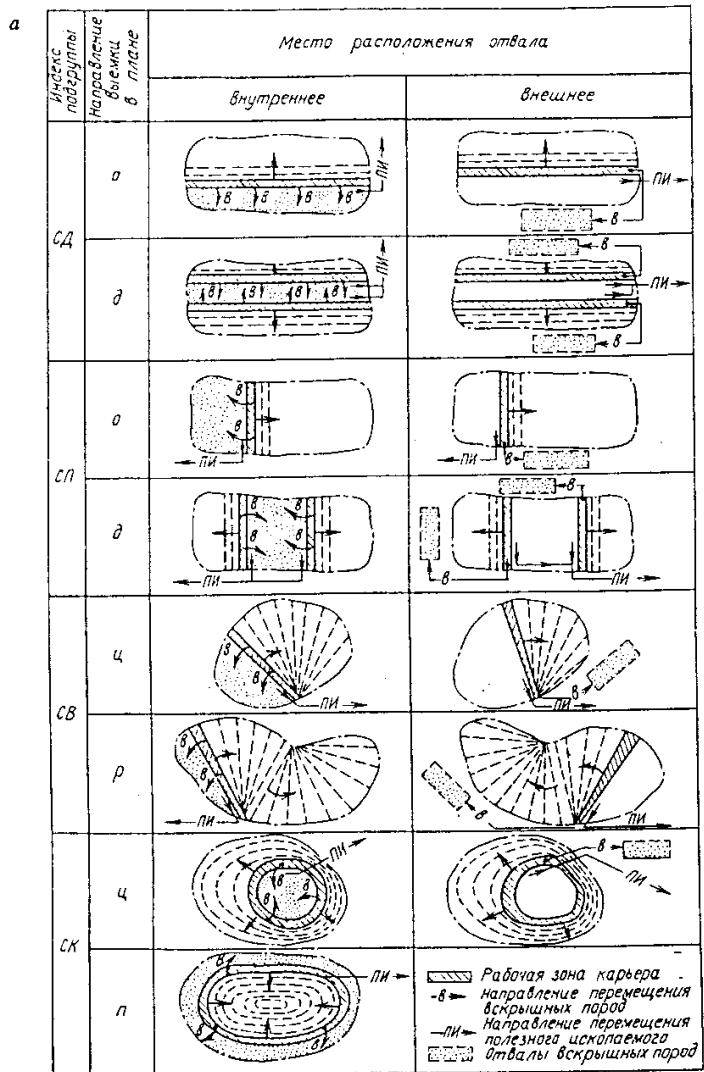
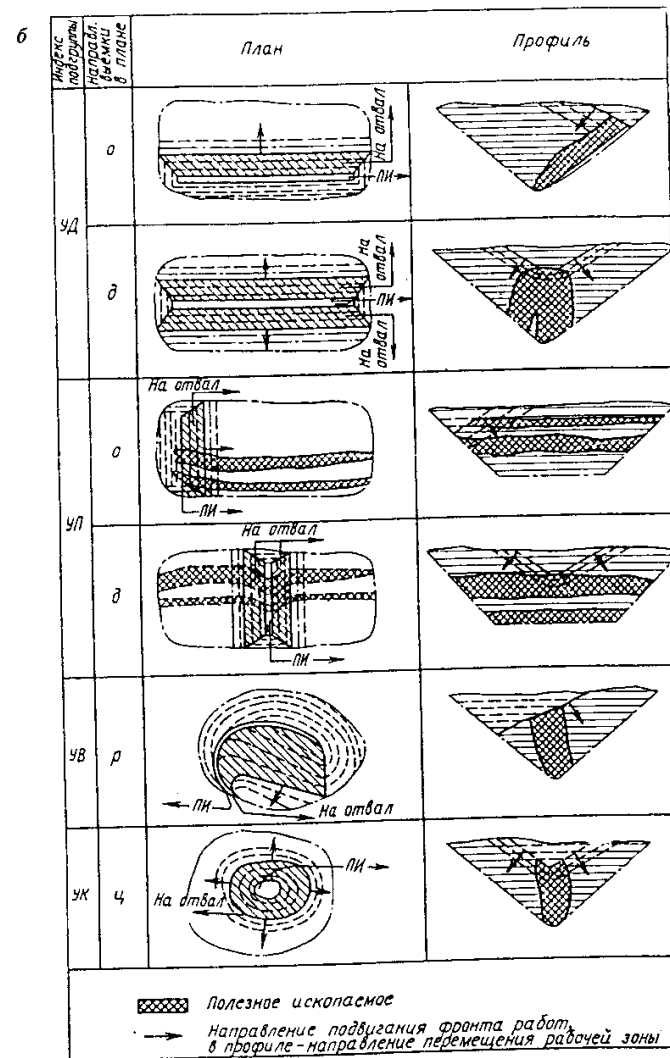


Рис. 2.9. Системы открытой разработки месторождений полезных ископаемых (по акад. В.В. Ржевскому):



а — сплошные; б — углубочные; о, о, ц, р и п — направление выемки в плане соответственно однобортовое, двухбортовое, центральное, рассредоточенное и периферийное

поперечное, веерное и кольцевое. Продольное и веерное направления выемки характерны для карьеров с большой производственной мощностью. Поперечное и кольцевое направление выемки применяются в основном на небольших и средних по производственной мощности карьерах. Они позволяют провести нарезку необходимого фронта добычных работ с минимальными затратами. Целесообразное направление выемки в плане зависит также от конфигурации карьерного поля и характера залегания полезного ископаемого. При продольном и поперечном направлениях выемки возможны односторонняя или двухсторонняя системы разработки. На карьерах строительных горных пород двухстороннюю систему разработки целесообразно применять при необходимости интенсификации работ на карьерных полях небольшой протяженности, усреднения полезного ископаемого в забое, а также при применении селективной (раздельной) выемки и разработке крутых залежей.

Выбор места расположения отвалов определяется объемами вскрышных пород, их пространственным положением и характером изменения рабочей зоны. При постоянной рабочей зоне и значительном объеме вскрышных пород следует применять внутреннее отвалообразование.

При разработке месторождений строительных горных пород возможна отработка уступов мощными или тонкими слоями при продольных и поперечных заходках. При валовой выемке наиболее характерна разработка мощными слоями. Менее распространена при валовой выемке разработка тонкими слоями (рис. 2.10).

Разработка тонкими горизонтальными, наклонными и крутыми слоями при продольных и поперечных заходках наиболее характерна для селективной выемки. Поперечные заходки наиболее целесообразно применять при разработке тонкими наклонными слоями с целью увеличения угла откоса борта карьера и сокращения объема горно-капитальных работ

Для каждого конкретного карьера система разработки органически связана со структурой его комплексной механизации. Если система разработки определяет требуемые объемы и порядок выполнения горных работ, то структура комплексной механизации определяет мощность и расстановку оборудования, обеспечивающего производство горных работ в установленном

объеме и порядке. В структуру комплексной механизации горных работ входят комплексы горного, транспортного, дробильно-сортировочного и вспомогательного оборудования, обеспечивающего планомерную выемку и перемещение вскрышных пород в отвалы, а полезного ископаемого — к складам и потребителю. В табл. 2.23 приведена классификация структур комплексной механизации на карьерах, разработанная акад. В.В. Ржевским.

Комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия называются выемочными, а комплексы с применением выемочно-погрузочного оборудования циклического действия — экскаваторными. Комплексы для вскрышных работ включают средства механизации отвальных работ, а комплексы для добычных работ — средства механизации разгрузочных работ.

Заходки	Выемка горизонтальными слоями		Выемка наклонными слоями	
	При нормальном откосе уступа	При выложенном откосе уступа	прямыми	косыми
Продольные				
Поперечные				

Рис. 2.10. Классификация схем выемки тонкими слоями

Таблица 2.23

Класс структуры	Комплекс	Оборудование комплекса		
		Выемочно-погрузочные работы	Транспортирование	Отвалообразование и складирование
1	Выемочно-отвальный (ВО)	Роторные и цепные экскаваторы	Нет	Транспортно-отвальные мосты, конвейерные отвалообразователи
2	Экскаваторно-отвальный (ЭО)	Вскрышные экскаваторы, скреперы	Нет	Вскрышные экскаваторы, скреперы
3	Выемочно-транспортно-отвальный (ВТО)	1. Роторные и цепные экскаваторы, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Скальные комбайны, гребковые экскаваторы (с).	Конвейеры, гидромеханизованное оборудование, железнодорожные составы, автопоезда	1. Конвейерные отвалообразователи, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Отвальное оборудование (с).
4	Экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО)	Карьерные экскаваторы	1. Конвейеры, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Автосамосвалы, автопоезда, железнодорожные составы (с).	1. Конвейерные отвалообразователи, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Отвальное оборудование (с).
5	Выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР)	1. Роторные и цепные экскаваторы, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Скальные комбайны, гребковые экскаваторы (с).	1. Конвейеры, гидромеханизованное оборудование (м). 2. Железнодорожные составы, автопоезда (с).	Разгрузочно-приемный комплекс оборудования
6	Экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТР)	Карьерные экскаваторы.	1. Железнодорожные составы, автопоезда (с). 2. Конвейеры, гидромеханизованное оборудование (м).	То же

Примечание. м — мягкие породы; с — скальные породы.

Структуры комплексной механизации на карьерах строительных горных пород имеют некоторые отличительные особенности. Для карьеров, конечной продукцией которых является щебень для строительных работ, при валовой выемке важное значение имеет стационарность дробильно-сортировочных установок и место их расположения. В зависимости от этих условий выделяются четыре схемы комплексной механизации (рис. 2.11).

На выбор структуры комплексной механизации вскрышных и добычных работ на карьерах влияют:

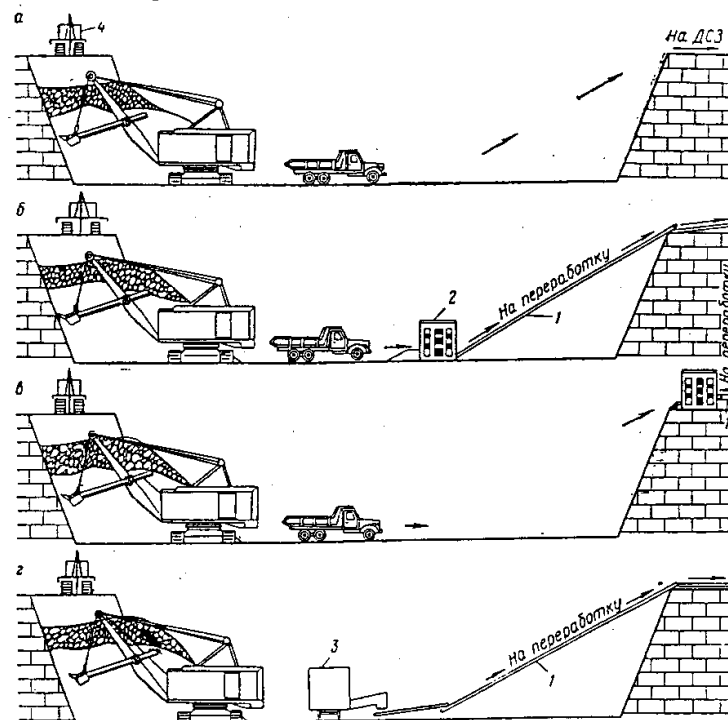
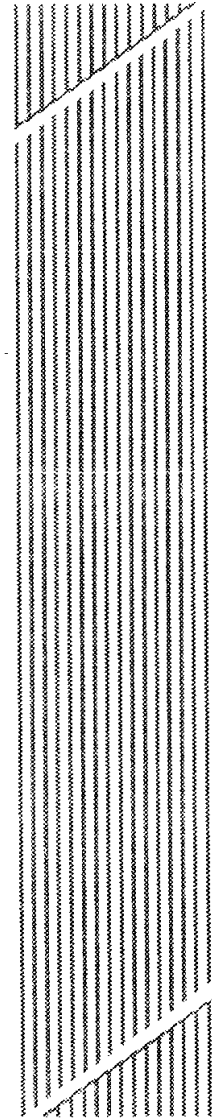


Рис. 2.11. Схемы комплексной механизации горных работ на карьерах (при выпуске щебня):

а — при транспортировании горных пород автосамосвалами до дробильно-сортировочного завода за пределами карьера; б — то же, до стационарной дробилки в карьере; в — то же, до стационарной дробилки на борту карьера; г — при использовании самоходной дробилки: 1 — конвейер; 2 — стационарная дробилка; 3 — передвижная дробилка; 4 — буровой станок

Глава 3

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД



3.1. СПОСОБЫ ПОДГОТОВКИ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ

Технологические процессы разработки строительных горных пород (подготовка пород к выемке, выемка и погрузка, транспортирование, переработка и складирование) отличаются от аналогичных процессов других отраслей горнодобывающей промышленности (угольной, рудной и др.) тем, что необходимо сохранять высокую природную прочность горных пород, которая изменяется в зависимости от вида разрушающей нагрузки. Массовая взрывная отбойка горных пород приводит не только к разделению массива на отдельные, форма и размеры которых соответствуют его естественной блочности и трещиноватости, но и влечет значительные микроразрушения в виде ослаблений и мелких трещин. В связи с этим прочность пород в развале ниже их исходной прочности в массиве, что приводит к снижению выхода прочных фракций, увеличению отходов и ухудшению качества продукции. Общее количество переизмельченных пород, идущих в отходы после традиционной взрывной отбойки и переработки на щебень, достигает 50 % для карбонатных и 20 % для гранитных месторождений. Сохранение природных свойств и качества строительных материалов вызывает необходимость выбора методов разработки, типа оборудования, его комплектования и расстановки, а также организации технологических процессов. При разработке месторождений строительных горных пород очень важно увязать условия залегания полезного ископаемого и требуемое качество продукции с целесообразными затратами на добычу и переработку. Следовательно, требуемое качество и кондиции продукции достигаются только на основе взаимоувязки процессов горных работ и процессов переработки сырья.

Процесс подготовки горных пород к выемке является начальным в технологической цепи на карьерах и производится с целью обеспечения безопасности ведения горных работ, необ-

ходимого качества добываемого сырья, технической возможности и наилучших условий применения средств механизации последующих процессов.

Подготовка горных пород к выемке включает: осушение пород (осушение того объема работ, который следует добывать в данное время в целях эффективности добычи и обеспечения качества сырья); разупрочнение пород перед выемкой — разделение массива на более мелкие части различными способами; изменение агрегатного состояния горных пород (оттаивание мерзлых пород) с целью их наиболее производительной выемки и другие виды воздействия (высокочастотное электромагнитное поле, выщелачивание, растворение и др.).

Выемка мягких, песчаных, естественно нарушенных мелко-раздробленных пород и песчано-гравийной смеси успешно производится всеми видами выемочно-погрузочного оборудования.

Разработка плотных и наименее прочных полускальных горных пород также может осуществляться непосредственно выемочными машинами с повышенными усилиями резания. Если развиваемые усилия выемочных машин недостаточны, подготовка таких пород к выемке осуществляется с применением механического рыхления или взрывания на сотрясение. Скальные и полускальные горные породы обычно подготавливаются к выемке взрывным способом.

3.2. ОСУШЕНИЕ ПОРОД ПЕРЕД ВЫЕМКОЙ

Наличие воды в карьерах сильно затрудняет условия работы людей и механизмов. Причиной обводненности пород могут быть обильные атмосферные осадки, расположенные поблизости водоемы, хорошо фильтрующиеся породы, наличие напорных и безнапорных водоносных горизонтов. Насыщенные водой породы меняют свои физико-механические свойства и становятся непригодными для разработки и дальнейшей переработки (например, глины при увлажнении набухают и становятся пластичными, прилипают к ковшам выемочно-погрузочных машин, к конвейерным лентам; увлажненные известняки прилипают и забивают бункера, грохота и т.д.).

Осушение (дренаж) карьерных полей предусматривает снижение уровня или напоров водоносных горизонтов и выполняется с целью: сокращения водопритоков в горные выработки, изменения напряженного состояния массива горных пород, обеспечения устойчивости горнотехнических сооружений, снижения влажности полезного ископаемого, предотвращения затопления подрабатываемых территорий грунтовыми водами, обеспечения нормальных условий работы горно-транспортного оборудования.

На условия дренирования карьерных полей влияют природные и горнотехнические факторы. В число природных факторов входят литологический состав пород, вмещающих полезное ископаемое, структурные особенности месторождения, водообильность и число дренируемых водоносных горизонтов. Основные горнотехнические факторы — способ разработки месторождения, система отработки залежи полезного ископаемого и порядок ведения горных работ.

Из гидрогеологических факторов, определяющих устойчивость открытых горных выработок и эффективность разработки месторождений полезных ископаемых, основными являются: подток подземных, дождевых и талых вод; гидродинамическое давление; суффозия — вынос мелких минеральных частиц и растворенных веществ водой, фильтрующейся в толще горных пород; выщелачивание; тиксотропное разжижение и упрочнение; внезапные прорывы подземных вод в горные выработки.

Горные породы по дренируемости разделяют на 6 групп: I — скальные и полускальные породы, устойчивые к воздействию воды, водоотдача их не превышает 0,5 %; II — твердые плотные трещиноватые глинистые породы, способные набухать и размокать на фильтрующих участках уступов, а также при скоплении воды на площадках уступов; III — слабые глинистые породы, интенсивно набухающие при контакте с водоносными породами, водоупорные, устойчивые к размоканию, в откосах уступов обычно не подвержены фильтрационным деформациям; IV — слабые песчано-глинистые породы с высокой пористостью, малой водопроницаемостью (коэффициент фильтрации менее 1 м/сут), склонные к оплыванию; V — несвязные породы с хорошей водопроницаемостью; VI — неуплотненные осадки водоемов.

В естественных условиях породы образуют горно-геологические комплексы, представленные переслаивающимися породами, относящимися к различным группам (комплексы осадочных пород), или породами одной группы с включениями пород других групп (комплексы изверженных и метаморфических пород).

Месторождения полезных ископаемых разделяют на группы А, Б и В по дренируемости и влиянию дренажа на устойчивость бортов карьеров. В группу А включены месторождения, сложенные горно-геологическими комплексами слабых глинистых и несвязных пород. Характерная особенность этих комплексов — перемежаемость слоев различных водоносных пород и глинистых водоупорных слоев, оказывающая существенное влияние на устойчивость и условия дренирования. В зависимости от условий залегания пород месторождения выделяют подгруппы: А-1 — сложенные горизонтально залегающими слоями; А-2 — с полого залегающими слоями; А-3 — наклонно и круто залегающими слоями пород. В группу Б включены месторождения, сложенные преимущественно горно-геологическими комплексами трещиноватых, хорошо фильтрующих пород. К группе В отнесены месторождения, в сложении которых участвуют в равной степени комплексы групп А и Б.

Дренаж карьеров осуществляется с применением устройств различных типов: водопонижающих скважин, оборудованных глубинными насосами; дренаж штреков с фильтрами и колодцами; самоизливающих и поглощающих скважин; иглофильтровых установок; прибортового дренажа; дренажных зумпфов, траншей, канав и др. На рис. 3.1 изображена схема откачки подземных вод из безнапорного водоносного пласта при помощи водопонижающей скважины.

Для осушения пород применяют забивные и сквозные фильтры, установку глубоких иглофильтров, а для пород со слабой водоотдачей используют эффект электроосмоса (движение жидкости через капилляры под действием внешнего электрического поля).

Забивной фильтр представляет собой шпур (скважину), пробуренный до встречи его с водоносным горизонтом, диаметром 35—45 мм, в которую вставляется трубчатый фильтр с перфорацией в верхнем конце. Вода из осушаемого массива попадает

через отверстия фильтра в дренажную выработку (канаву) и самотеком направляется в водосборник (рис. 3.2).

Длина забивных фильтров обычно не превышает 12—15 м. Расстояние между фильтрами в зависимости от водопритока и водоотдачи осушаемых пород составляет 25—50 и более метров. Радиус действия забивных фильтров — до 100 м.

При слабо осушаемых породах на карьерах распространено применение системы иглофильтров (рис. 3.3), которые используются в строительный период, когда основная система осушения еще не введена в эксплуатацию. Иглофильтровые установки состоят из центральных и вакуум-насосов, коллектора металлических труб диаметром 100—150 мм и длиной до 100 м и иглофильтров, устанавливаемых через 2—3 м на глубину погружения до 4—5 м. Шаг переноса установки обычно составляет 40—70 м и может быть определен по формуле В.А. Мироненко (в м):

$$l = \frac{K_{\phi} \cdot H^2}{2 \cdot q}, \quad (3.1)$$

где K_{ϕ} — коэффициент фильтрации, м/сут; H — разность отметок площадок размещения иглофильтров и водоупора, м; q — расход подземных вод на 1 м установки (обычно $q = 0,3—0,6$ м³/ч).

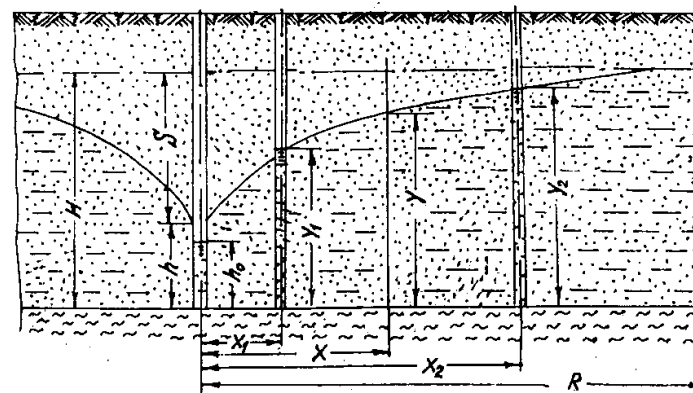


Рис. 3.1. Схема откачки из вертикальной выработки (дрены): H — статический уровень водоносного пласта; h — динамический уровень; S — понижение; h_0 — высота воды в выработке; R — радиус влияния дрены; X , Y — координаты депрессионной кривой

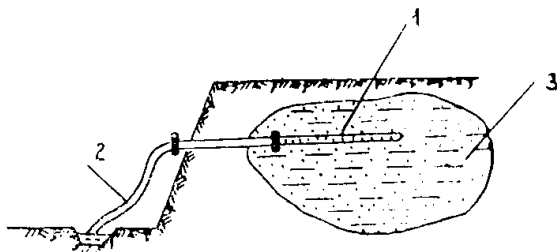


Рис. 3.2. Забивной фильтр:
1 — перфорированная часть трубы; 2 — отвод воды; 3 — осушаемый массив

Иглофильтровые установки располагаются на рабочих площадках уступов, легко переносятся и быстро монтируются. Их целесообразно применять для осушения обводненных участков карьерного поля значительной протяженности.

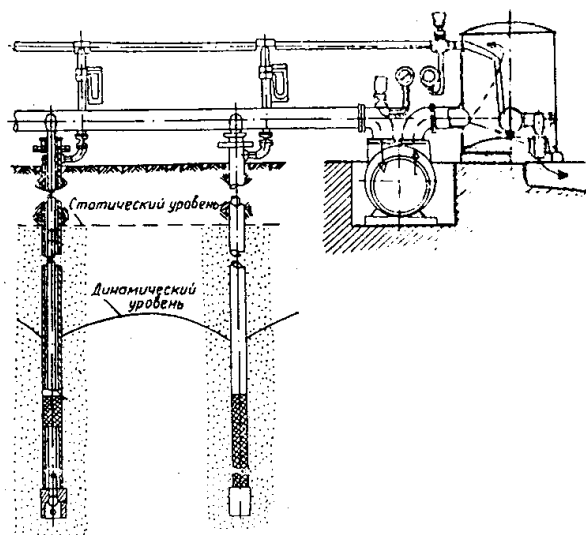


Рис. 3.3. Схема установки глубоких иглофильтров

Последовательность введения в работу дренажных устройств, располагаемых в плане и в высотном отношении по какой-либо схеме, определяют систему дренажа, при этом выбор системы зависит от гидрогеологических и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера (табл. 3.1). Выделяют опережающую, параллельную и совместную систему дренажа. В опережающей системе к дренажным работам приступают до начала ведения горных работ, и в дальнейшем осушительные мероприятия проводят с опережением во времени. Эта система целесообразна на месторождениях с простыми гидрогеологическими условиями. При параллельной системе дренажные мероприятия проводят одновременно с ведением горных работ в карьере; система применяется на месторождениях с простыми и средней сложности гидрогеологическими условиями. В совместной системе к дренированию приступают до начала ведения горных работ, а во время строительства и эксплуатации карьера эти мероприятия проводят как с опережением горных работ, так и одновременно с подвиганием фронта работ уступов. Система применяется на месторождениях со сложными и очень сложными гидрогеологическими условиями. Схему расположения дренажных устройств (дрен) в плане и разрезе, привязанную к участкам горных работ, называют схемой осушения. По расположению дрен в плане различают однолинейные, сетчатые, одноконтурные, двухконтурные и кустовые схемы осушения (рис. 3.4). Они могут иметь постоянное положение или быть скользящими, изменяющимися в соответствии с подвиганием фронта горных работ (рис. 3.5).

В высотном отношении различают одно- и многоярусные схемы осушения. В большинстве случаев разрабатывают схемы, непосредственно защищающие от подземных вод участки горных работ по этапам их проведения (так называемые местные схемы осушения).

Основными этапами проектирования дренажных систем являются: фильтрационные расчеты, выполняемые с целью определения общего притока вод к карьере на различные моменты времени; обоснования необходимости дренажа, типа и количества дренажных устройств с расположением их в плане и разрезе, режим работы; установления положения уровней подземных вод в зоне действия дренажных устройств во времени.

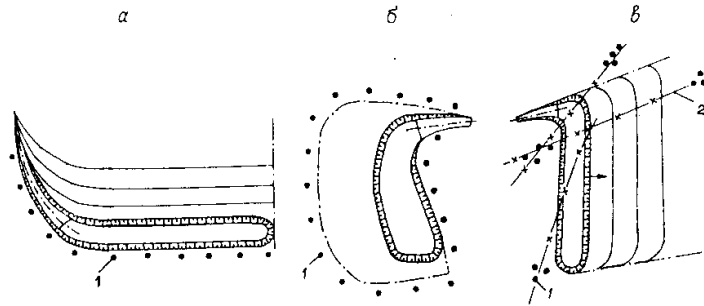


Рис. 3.4. Стабильные схемы осушения:
 а — однолинейная схема осушения карьера; б — одноконтурная схема осушения карьера; в — кустовая схема осушения карьера; 1 — водоупонижающие скважины; 2 — линии тектонических нарушений

Исходные данные для расчета: сведения об орогидрографии района; материалы о геологических и гидрогеологических условиях месторождения; фильтрационные параметры; данные об условиях питания и разгрузки водоносных пластов; инженерно-геологическая характеристика пород; сведения о горных работах. Эти материалы позволяют составить схему природной гидрогеологической обстановки области фильтрации, установить ее границы и краевые условия.

Дренажные устройства применяют для двух существующих режимов фильтрации подземных вод — напорного и безнапорного.

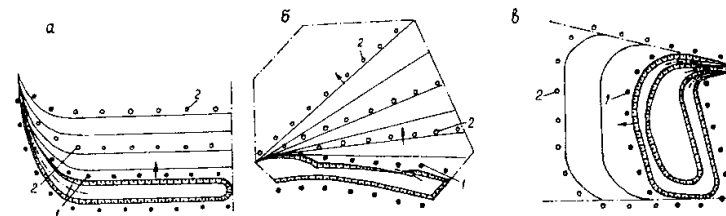


Рис. 3.5. Скользящие схемы осушения:
 а — схема скользящих параллельных рядов на карьере; б — схема скользящих контуров на карьере; 1 — водоупонижающие скважины первой очереди; 2 — водоупонижающие скважины второй и последующих очередей

Категория месторождения по условиям осушения карьерных полей	Характеристика гидрогеологических и инженерно-геологических условий эксплуатации карьера	
	Группа А — карьером обрабатываются рыхлые песчаные и мягкие глинистые породы	Группа Б — карьером обрабатываются полускальные породы, не склонные к размоканию и набуханию
I — простые	Притоки подземных вод в карьер не превышают 200 м ³ /ч. Горные работы могут выполняться с применением средств открытого водоотлива; на стадии строительства карьера возможно временное использование водоупонижающих скважин с суммарным дебитом не более 400 м ³ /ч	Притоки подземных вод в карьер не более 500 м ³ /ч. Горные работы выполняются с применением средств открытого водоотлива или нескольких водоупонижающих скважин с суммарным дебитом до 500 м ³ /ч
II — сложные	Притоки подземных вод в карьер от 200 до 1000 м ³ /ч. Горные работы возможны при применении средств глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер, ограничения фильтрационных деформаций пород или обеспечения общей устойчивости бортов карьера (за счет снижения напоров не вскрытых водоносных пластов)	Притоки подземных вод в карьер от 500 до 3000 м ³ /ч. Горные работы возможны при применении глубинного дренажа для сокращения водопритоков в карьер или обеспечения общей устойчивости бортов карьера
III — особо сложные	Притоки подземных вод в карьер превышают 1000 м ³ /ч. Необходим дренаж нескольких водоносных горизонтов во вскрышной толще и в подошве карьера с применением водоупонижающих скважин или подземного дренажного комплекса	Притоки подземных вод в карьер превышают 3000 м ³ /ч. Для сокращения водопритоков в карьер требуется применение средств глубинного дренажа (водоупонижающих скважин или подземного дренажного комплекса)

Дренаживание в режиме безнапорной фильтрации приводит к полному или частичному осушению водосодержащих пластов; при дренаживании напорных пластов происходит снижение напора без непосредственного осушения водосодержащих пород. Основными гидрогеологическими параметрами

при проектировании систем осушения и определения водопритоков в горные выработки являются: мощность и напоры водоносных пластов; понижение уровня (напора) пласта; расстояния до границ питания водоносного пласта и естественного дренажа; величина радиуса влияния понижения; коэффициент фильтрации; коэффициенты уровне- и пьезопродности; водоотдача породы. Эти значения устанавливаются по результатам опытно-фильтрационных работ, а также геологических и гидрогеологических изысканий.

Величину радиуса влияния (депрессии) целесообразно принимать по имеющимся опытным или эксплуатационным данным, полученным в этом районе или районе, аналогичном по гидрогеологическим условиям.

Расчетный радиус депрессии R можно определить по следующим зависимостям: $R = 2l$ — при расположении карьера на расстоянии l от прямолинейной границы питания пласта; $R = 0,64 \sin(3,14 l/l_0)$ — для пласта, ограниченного двумя параллельными границами питания при расстоянии l_0 между ними; $R = 1,28 \operatorname{ctg}(1,57 l/l_0)$ — при расположении карьера между границей питания и непроницаемым контуром (l_0 — расстояние между границами, l — расстояние между центром карьера и границей питания).

Расчет притока воды в карьер выполняют по формулам «большого колодца». Для установленного притока его расход равен ($\text{м}^3/\text{сут}$):

- при напорном режиме фильтрации:

$$Q = \frac{2,73 K_{\phi} \cdot m \cdot S}{\lg \frac{R}{r_k}}, \quad (3.2)$$

где K_{ϕ} — коэффициент фильтрации, $\text{м}/\text{сут}$; m — мощность водоносного пласта, м ; S — понижение уровня (напора) пласта, м ; R — радиус влияния понижения, м ; $r_k = \sqrt{0,32 F}$ — приведенный радиус карьера (м), F — площадь карьера в контуре вскрытия водоносного пласта, м^2 ;

- при безнапорном режиме фильтрации, ($\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q = \frac{1,37 K_{\phi} \cdot h^2}{\lg \frac{R}{r_k}}, \quad (3.3)$$

где h — мощность водоносного пласта, м .

При вытянутых в плане формах карьеров (соотношение сторон больше, чем 20:1) могут быть использованы формулы проф. С.В. Троянского:

- при безнапорном режиме фильтрации (Q — $\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q = \frac{K_{\phi} \cdot B(2H - S) \cdot S}{R} + \frac{1,37 K_{\phi} (2H - S) S}{\lg R - \lg \frac{C}{2}}, \quad (3.4)$$

где B — длина карьера, м ; H — мощность водоносного пласта, м ; C — ширина карьера (участка), м ;

- при напорном режиме фильтрации (Q — $\text{м}^3/\text{сут}$):

$$Q = \frac{2K_{\phi} \cdot m \cdot B \cdot S}{R} + \frac{2,73 K_{\phi} \cdot m \cdot S}{\lg R - \lg \frac{C}{2}}, \quad (3.5)$$

где m — мощность напорного водоносного пласта, м .

Примеры расчета осушения карьерных полей

Участок месторождения сложен покровным суглинком, озерно-ледниковыми и моренными глинами средней мощностью 7,4 м.

Полезная толща слогается песчано-гравийно-валунными образованиями межморенного комплекса средней мощностью 8 м при средневзвешенном содержании обломочного материала крупностью более 5 мм 42,8 %.

Гидрогеологические условия отработки месторождения простые: в разрезе рыхлых образований выделяются три основных водоносных горизонта: современный аллювиальный, межморенный и окско-тарусский.

Основные сложности при разработке связаны с межморенным водоносным горизонтом со средней мощностью 5 м, который приурочен в основном к подошве песчано-гравийной толщи. Верхним водоупором служат моренные суглинки Верхне-Московской морены, нижним — моренные суглинки Нижне-Московской морены. Верхний водоупор частично размыт, пласт дренируется и по гидродинамическому состоянию является безна-

порным. В местах размыва Нижне-Московской морены существует гидродинамическая связь с напорными водами ниже залегающего окско-тарусского горизонта.

Исходные данные: мощность водоносного пласта $H_{cp} = 5$ м; коэффициент фильтрации $K_f = 20$ м/сут; коэффициент водоотдачи $\mu = 0,03$; размеры участка карьера: длина $B = 500$ м; ширина $C = 300$ м; задаемся величиной понижения уровня пласта $S = 5$.

1. Расчет осушения при помощи вертикальных совершенных дрен в условиях безнапорного режима фильтрации.

Дебит дренажной установки, включающей несколько скважин, определяем по выражению:

$$Q_{сут} = n \cdot Q',$$

где n — число скважин в дренажной установке; Q' — дебит каждой из взаимодействующих дрен, м³/сут (м³/ч).

Дебит каждой из взаимодействующих дрен совершенного типа определяем по формуле:

$$Q' = \frac{1,37 K_f \cdot S (2H_{cp} - S)}{\Phi}, \quad (3.6)$$

где Φ — фильтрационное сопротивление, зависящее от числа скважин в установке и их расположения в плане; вычисляется по формулам, приведенным в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Число скважин и их расположение в плане	Формулы по определению фильтрационного сопротивления Φ	Автор формулы
Одна скважина; r_c — радиус скважины, м	$\lg R - \lg r_c$	Дюпюи
Две скважины, расстояние между которыми равно 2δ	$\lg \frac{R^2 + r_c^2}{2\delta \cdot r_c}$	И.С. Лейбензон
Скважины расположены по окружности радиусом r_o ; n — число скважин	$\lg \frac{(R + r_o)^n}{n \cdot r_c \cdot r_o^{n-1}}$	В.И. Шелкачев

Установившийся радиус депрессии определяем по формуле Е.Е. Керкиса (в м):

$$R = a \sqrt{H_{cp} \cdot K_f \cdot S}, \quad (3.7)$$

где a — эмпирический коэффициент, значения которого изменяются в интервале 15—20; $H_{cp} = 5$ м — мощность безнапорного водоносного горизонта; $K_f = 20$ м/сут — коэффициент фильтрации; $S = 5$ м — понижение уровня в дрене.

При полном срабатывании статического уровня водоносного горизонта ($S = H_{cp}$) величина $R \approx 335$ м.

Расчет притока к дренам при различных фильтрационных сопротивлениях выполняем при принятом радиусе скважин $r_c = 0,1$ м и половине расстояния между дренами $\delta = 50$ м. Тогда, пользуясь формулами табл. 3.2 и формулой (3.6), получим:

- для одной скважины: $Q_1 = 194,6$ м³/сут (8,1 м³/ч);
- для двух скважин: $Q_{сут} = 366,3$ м³/сут (15,3 м³/ч);
- для пяти, шести и восьми скважин результаты расчетов сведены в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Число скважин, n	$Q_{сут}$, м ³ /сут / м ³ /ч
5	360 / 15
6	371 / 15,4
8	386 / 16

Далее определяем скважинный уровень подземных вод H_a посередине между дренами по формуле С.Ф. Аверьянова (в м):

$$H_a = H_{cp} - [S (1 - 0,22 \frac{2\delta}{R}) \cdot \alpha \cdot \beta'], \quad (3.8)$$

где $\delta = 50$ м — половина расстояния между дренами; α, β' — коэффициенты.

$$\alpha = \frac{1}{1 + \frac{2\delta}{R} \cdot A} = \frac{1}{1 + \frac{2 \cdot 50}{335} \cdot 1,6} = 0,67, \quad (3.9)$$

где A — параметр зависимости $f = (\frac{2\delta}{r_c})$, равный для данных условий 1,6.

$$\beta' = \frac{1}{1 + 1,47 \frac{\lg \frac{1}{2T'}}{\lg \frac{1}{3,14 \cdot 5}}} = \frac{1}{1 + 1,47 \frac{\lg \frac{1}{2 \cdot 2,5}}{\lg \frac{1}{3,14 \cdot 5}}} = 1,54, \quad (3.10)$$

где $T' = \frac{H_{\text{ср}} + h_0}{2} = \frac{5 + 0}{2} = 2,5$ — при уровне воды в дрене $h_0 = 0$;
 $h = 5$ м — мощность водоносного пласта.

$$\text{Тогда } H_a = 5 - [5(1 - 0,22 \frac{2 \cdot 50}{335}) \cdot 0,67 \cdot 1,54] = 0,179 \text{ м.}$$

При увеличении расстояния между скважинами, например, $2\delta = 200$ м, величина сниженного уровня составит: $H_a = 0,52$ м.

Сопоставление результатов расчетов притоков при разных фильтрационных сопротивлениях и различных расстояниях между скважинами свидетельствует об экономической целесообразности осушения участка месторождения при помощи двух скважин, расположенных нормально к направлению движения подземного потока, и расстоянии между ними, равном 100 м.

II. Расчет осушения карьерного поля при помощи горизонтальных дренажных выработок (траншей).

Предварительно находим коэффициент уровневпроводности, определяемый по выражению ($\text{м}^2/\text{сут}$):

$$a_y = \frac{T}{\mu} = \frac{k_{\phi} h}{\mu} = \frac{20 \cdot 5}{0,03}, \quad (3.11)$$

где T — водопроницаемость, $\text{м}^2/\text{сут}$; $\mu = 0,03$ — коэффициент водоотдачи.

Приведенный радиус реального контура дренажа определяем по формуле

$$R_k = \sqrt{\frac{F}{\pi}} = \sqrt{\frac{500 \cdot 300}{3,14}} = 218 \text{ м.} \quad (3.12)$$

Время, в течение которого депрессия достигнет естественных границ питания (стока) водоносного горизонта, рассчитаем по выражению:

$$t = \frac{R_k^2 \cdot \mu}{4H_{\text{ср}} \cdot K_{\phi}} = \frac{218^2 \cdot 0,03}{4 \cdot 5 \cdot 20} = 4 \text{ сут.} \quad (3.13)$$

Неустановившийся радиус влияния определяем по формуле:

$$R = 1,5 \sqrt{a_y \cdot t} = 1,5 \sqrt{3333 \cdot 4} = 173 \text{ м.} \quad (3.14)$$

Дебит горизонтальной совершенной дрены определяем по формуле (3.4), принимая длину траншеи $B = 100$ м и ширину ее $C = 3$ м:

$$Q = \frac{20 \cdot 100 (2 \cdot 5 - 5) \cdot 5}{173} + \frac{1,37 \cdot 20 (2 \cdot 5 - 5) 5}{\lg 173 - \lg \frac{3}{2}} = 572,7 \text{ м}^3/\text{сут.}$$

Построение депрессионной кривой по линии, направленной нормально к дрене, можно выполнить по выражению:

$$y_x = \sqrt{\frac{x}{R} \cdot H_{\text{ср}}^2}, \quad (3.15)$$

где y_x — текущая ордината кривой депрессии, м; $H_{\text{ср}} = 5$ — статический уровень водоносного горизонта (пласта), м.

Расчет депрессионной кривой целесообразно выполнять с использованием карты гидроизогипс, позволяющей более точно учесть реальные гидрогеологические условия осушаемого участка.

Для этого необходимо предварительно подсчитать понижение уровня воды в заданных точках при работе дренажа

$$S = H - y_x, \quad (3.16)$$

где y_x — пониженный уровень подземных вод, определяемый по формулам, не учитывающим естественного градиента потока подземных вод. Затем, вычитая полученные для той или иной точки величины S из отметки гидроизогипсы в той же точке, находят уточненные значения y'_x . Строя по полученным значениям y'_x депрессионные кривые по соответствующим профилям или составляя новую карту гидроизогипс, получают возможность более точного прогнозирования ожидаемого дренирующего эффекта от проектируемого сооружения (С.К. Абрамов, О.Б. Скиргелло. Осушение шахтных и карьерных полей. — М.: Недра, 1968).

3.3. ПРЕДОХРАНЕНИЕ ПОРОД ОТ ПРОМЕРЗАНИЯ

Почти две трети территории нашей страны занимают области с суровым климатом. При низкой температуре воздуха ветер создает наиболее жесткие условия погоды. Увеличение скоро-

сти ветра на 0,5 м в секунду по восприятию эквивалентно понижению температуры воздуха на 1 градус.

Плотные, мягкие связные и сыпучие породы при отрицательной температуре резко меняют физико-механические свойства. Чем ниже температура, тем выше становится временное сопротивление на сжатие глин, суглинков, песков, супесей. Подготовка горных пород к выемке в зимних условиях предусматривает комплекс мероприятий по предотвращению промерзания пород и рыхлению мерзлых пород. Вспашка, боронование и рыхление пород позволяют уменьшить теплопроводность породы за счет образования рыхлого слоя. Вспашку производят специальными плугами или рыхлителями на глубину 30—60 см, а боронование — на глубину до 20 см. Рыхление пород на глубину до 1,8 м экскаваторами уменьшает глубину их промерзания в 2—3 раза.

Глубину промерзания пород (в см) можно ориентировочно определить по формуле:

$$H_n = 60(4P - P^2) K_n - 2H_{сн}, \quad (3.17)$$

где $P = \frac{zT_0}{1000}$; z — число дней в году с отрицательной среднесуточной температурой; T_0 — средняя температура воздуха за период промерзания, °С; K_n — коэффициент, учитывающий вид пород (для глин $K_n = 1$, суглинков — 1,06, супесей — 1,1, песков 1,12); $H_{сн}$ — средняя толщина снегового покрова за период промерзания, см.

В то же время глубину промерзания пород (в см) приближенно можно определить по эмпирической формуле проф. А.Н. Будникова:

$$H_n = 2\lambda\sqrt{Tnc}, \quad (3.18)$$

где λ — коэффициент теплопроводности породы, ккал/(м·ч·°С) — в системе СИ Вт/(м·К); T — средняя из среднемесячных температур воздуха в зимний период, °С; n — число дней с отрицательной температурой воздуха; c — коэффициент, учитывающий влияние снежного покрова (равен 0,5; 0,4; 0,35 и 0,3 при толщине снежного покрова 10; 20; 25 и 40 см).

Для предохранения горных пород от промерзания применяют снегозадержание посредством снежных валов, снегозадерживающих щитов, укладки хвороста и др. Валы и щиты распо-

лагают перпендикулярно господствующему направлению ветра с расстоянием между рядами не более пятнадцатикратной высоты вала.

При большой глубине промерзания дополнительно необходимо породу утеплять теплоизоляционными материалами, обладающими низкой теплопроводностью: листвой, соломой, мхом, опилками, торфом, хвоей и др.

Толщина слоя утепляющих материалов (в см) может быть приближенно определена по формуле В.А. Черкашина:

$$H_{ут} = \frac{H_n - H_{сн} K_{сн}}{K_{ут}} \cdot \eta, \quad (3.19)$$

где H_n — глубина промерзания породы, см; $H_{сн}$ — мощность снегового покрова, см; $K_{сн}$ — коэффициент теплоизоляционных свойств снега ($K_{сн} = 1,5—2,5$); $K_{ут}$ — коэффициент теплоизоляционных свойств утеплителя (листва — 2,2—3,3; опилки — 1,9—2,8; торф — 1,9—2,8); η — коэффициент, учитывающий уплотнение утепляющих материалов, равный 1,3.

Для карьеров небольшой производственной мощности (добыча глины для кирпичных заводов, глины как керамзитовое сырье) можно применять специальные навесы, шатры, тепляки для предотвращения пород от промерзания. В некоторых случаях можно утеплять уступы слоем пенопласта толщиной 20—25 см или добычные уступы засыпать вскрышными породами.

3.4. ОТТАИВАНИЕ МЕРЗЛЫХ ПОРОД

Оттаивание мерзлых пород может осуществляться следующими способами:

- электрическим (электроды, питаемые переменным током промышленной частоты напряжением 12—380 В, размещаются в шпурах, пробуренных на глубину промерзания породы параллельными рядами в шахматном порядке на расстоянии 50—70 см друг от друга; при подключении к ним напряжения ток замыкает цепь по талой породе, расположенной под мерзлым слоем; талая порода в результате этого нагревается, передавая тепло вышележащим слоям; расход электроэнергии на оттаивание 1 м³ породы составляет порядка 200 кВт·ч);

- газовым (на прогреваемую поверхность укладываются трубы, в которые подается образующийся при сжигании в форсунках дизельного топлива горячий газ);

- поверхностным пожогом (сжигание топлива на поверхности слоя мерзлых пород; расход топлива на оттаивание 1 м³ породы составляет: дров 0,15 м³, угля 30 — 60 кг, торфа 120 — 140 кг);

- паром (проводится с помощью паровых игл — стальных труб с внутренним диаметром 19 — 22 мм и длиной 1,7 — 3 м, вставляемых в шпур, располагаемые на расстоянии 2 — 2,5 м друг от друга; расход пара на 1 м³ мерзлоты примерно 26 кг);

- термохимическими патронами (на оттаиваемом участке бурятся шпур диаметром 45 — 50 мм на глубину замерзшего слоя, в которые закладываются с последующим сжиганием термические патроны; для оттаивания 1 м³ мерзлой породы необходимо сжечь порядка 100 кг термита — порошкообразной смеси с оксидами железа, которая интенсивно сгорает при воспламенении с выделением большого количества теплоты).

3.5. МЕХАНИЧЕСКОЕ РЫХЛЕНИЕ

Механическое рыхление — послойное отделение породы от массива и разделение ее на куски при помощи механических рыхлителей. Размеры кусков породы, отделенных от массива, должны обеспечивать высокую производительность выемочно-погрузочного и транспортного оборудования при разработке пластов различной мощности.

Применяемые рыхлители по способу крепления рабочего органа разделяются на навесные и прицепные. Основным преимуществом навесных рыхлителей по сравнению с прицепными является возможность использования массы тягача для заглубления рабочего органа рыхлителя. Прицепные рыхлители осуществляют рыхление на глубину не более 0,5 м, а навесные — на глубину до 2 м.

Техническая характеристика рыхлителей приведена в табл. 3.4, а бульдозерно-рыхлительных агрегатов (тракторы, комплектно поставляемые с навесным оборудованием бульдозеров и рыхлителей) — в табл. 3.5.

Таблица 3.4

Показатели	ДП-26С	ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1-Г-1	Т-180КС	ДЭТ-250М	ТТ-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Мощность двигателя, кВт	118	133	243	250	250	353	523
Тяговый класс, кН	100	150	250	250	250	350	750
Число зубьев	1	1; 3	1	1; 3	1	1	1
Расстояние между осями зубьев, мм	—	795	—	700	—	—	—
Ширина наконечника зуба, мм	66	86	105	114	114	120—125	125—130
Глубина рыхления, мм	450	500	1200	700	700	1300	1780
Угол рыхления, градус	45	48	45	45	45—50	25—50	30—83
Масса рыхлительного оборудования, т	1,4	3,1	3,9	5,4	6,6	7	12,7

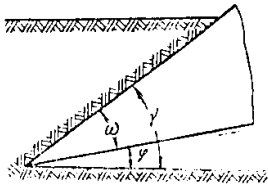
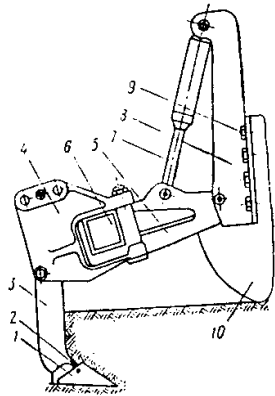
Конструктивная схема навесного рыхлителя показана на рис. 3.6.

Основными параметрами, характеризующими рабочий угол рыхлителя, являются угол резания γ , угол заострения ω , задний угол ϕ , толщина и длина зуба и расстояние между зубьями (рис. 3.7).

Угол резания оказывает существенное влияние на силу резания. Увеличение угла резания (рыхления) с 40 до 60° повышает лобовое сопротивление режущему органу (зубу) в 2 раза. Чрезмерное уменьшение угла резания (до 30° и менее) может сопровождаться увеличением сопротивления породы рыхлению (особенно при резании вдоль напластования). Рациональные значения угла рыхления при разработке скальных, полускальных и мерзлых пород находятся в пределах 30 — 45°. При разработке глин с включением валунов угол рыхления несколько увеличивается.

Таблица 3.5

Показатели	ДЗ-116А; ДЗ-116В	ДЗ-117; ДЗ-117А	ДЗ-35С; ДЗ-22С	ДЗ-126; ДЗ-126А	ДЗ-94С; ДЗ-95С	ДЗ-129ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ; ДП-35УХЛ
Базовый трактор	Т-130.1.Г-1; Т-130.1.МГ-1;		Т-180КС	ДЭТ-250М	Т-330	ТТ-330Р-1-01	Т-500Р-1	Т-50.01
Тяговый класс, кН	100		150		250		350	750
Бульдозер	ДЗ-110А; ДЗ-110В	ДЗ-109; ДЗ-109Б	ДЗ-35С	ДЗ-118	ДЗ-59С; ДЗ-59ХЛ	ДЗ-124ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ
Рыхлитель	ДП-26С		ДП-22С	ДП-9ВХЛ	ДП-10С	ДП-29АХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДП-35УХЛ
Габариты, мм:								
длина	6400	6570	8350	9215	8740	9290	10305	11200
ширина	3220	4120	3640	4310	4730	4730	4800	6050
высота	3087	3087	2825	3240	3450	4230	4295	4785
Масса, т	17,8	17,9	27	42	52,8	50,5	59,5	90,1



Угол заострения наконечников находится в пределах 20—30°. Во всех случаях угол заострения должен быть таким, чтобы при любом заглублении зубьев задний угол φ был не менее 5° при рыхлении полускальных и скальных пород. При меньшем значении заднего угла φ происходит смятие породы задней гранью наконечника, в результате чего возрастает сопротивление породы рыхлению и повышается износ наконечника.

Рис. 3.6. Конструктивная схема навесного рыхлителя:

1 — наконечник зуба; 2 — стопорное устройство; 3 — стойка; 4 — поворотная скоба; 5 — тяга; 6 — рабочая рама; 7 — гидроцилиндр привода; 8 — опорный кронштейн; 9 — болты крепления на базовом тракторе; 10 — трактор

Рис. 3.7. Параметры рыхления при заглублении прямого наконечника

Толщина стоек рыхлителя должна быть минимальной при достаточной прочности. У рыхлителей она составляет 60—100 мм.

Длина стоек должна быть на 250—300 мм больше максимального заглубления зуба рыхлителя, что обеспечивает беспрепятственный проход рамы рыхлителя над разрыхленной породой.

Вынос стоек относительно гусениц тягача $L_c = (1,5 \pm 2)h_3$, где h_3 — максимальное заглубление зуба рыхлителя.

Механическое рыхление пород осуществляется при движении тягача с заглубленным зубом. При создании значительных усилий на режущей кромке зуба происходит отрыв кусков породы от массива и разрушение породы в пределах трапециевидной прорези (рис. 3.8). Разрушение породы происходит в результате развития в ней сложного напряженного состояния. В разных частях прорези разрушение идет разными путями. Породу разрушается преимущественно путем сжатия и сдвига перед лобовой гранью зуба, отрыва и сдвига — в боковых расширениях прорези и среза — у боковых ребер зуба возле режущей кромки. Кроме того, затупленной режущей кромкой или изношенным наконечником осуществляется смятие породы.

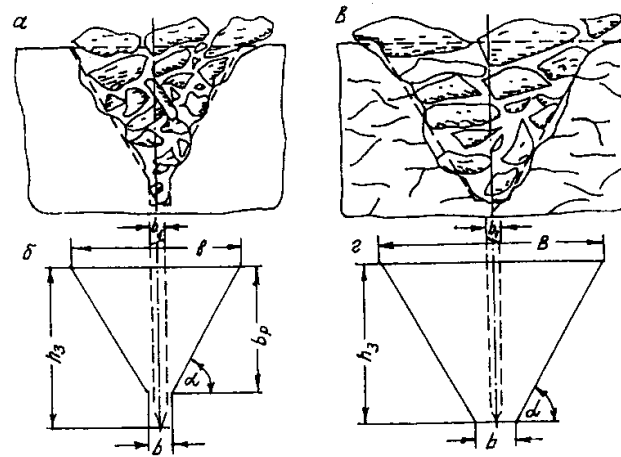


Рис. 3.8. Сечения одиночных борозд рыхления:

a, б — соответственно фактическое и теоретическое для монолитного массива; в, z — соответственно фактическое и теоретическое для трещиноватого массива

Удельное сопротивление породы разрушению при рыхлении K' изменяется в зависимости от свойств породы и формы наконечника. Его значение близко к пределу сопротивления пород растяжению, т.е. $K' = (1,3 - 1,5)\sigma_p$, что свидетельствует о том, что данный способ разрушения наименее энергоемкий.

При рыхлении монолитного массива в нижней его части образуется щель (рис. 3.9), ширина которой соответствует ширине применяемого наконечника, а глубина составляет 15—20% от заглубления зуба. Угол наклона боковых стенок борозды α изменяется в зависимости от состояния рыхлимого массива в пределах 30—80°. При рыхлении сложнотрещиноватого массива (см. рис. 3.9) разрушение происходит по плоскостям ослабления его трещинами. Внедрение зуба в массив при этом сопровождается интенсивным разрушением стенок по всей глубине борозды.

Рыхление массива производится параллельными смежными проходами $C_{п.п}$ выбирается из условия обеспечения требуемой кусковатости и глубины рыхления массива. При параллельных проходах рыхлителя между двумя смежными бороздами в нижней части последних образуются целики, которые затрудняют выемку породы на полную глубину внедрения (см. рис. 3.9). Поэтому глубина эффективного рыхления массива h_3 меньше заглубления зуба h_2 . Разрушение целиков может производиться перекрестными проходами рыхлителя, перпендикулярными (диагональными) к первоначальному (параллельным смежным) проходам.

Расстояние между перекрестными проходами равно, м:

$$C_{п.п} = (1,2 \div 1,5) C_{с.п} \quad (3.20)$$

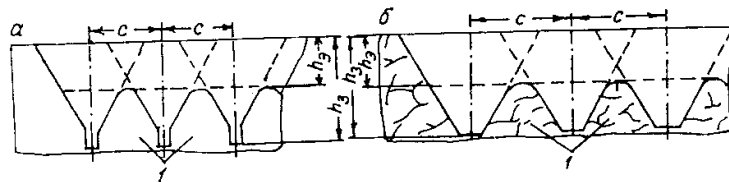


Рис. 3.9. Сечения борозд рыхления при параллельных проходах рыхлителя: a — в монолитном массиве; b — в трещиноватом массиве; l — целики

Перекрестные проходы в ряде случаев позволяют добиться лучшей кусковатости горной массы.

Область применения и эффективность механического рыхления определяются степенью рыхлимости массива.

Быстрое и сравнительно недорогостоящее получение необходимой информации о свойствах разрабатываемого массива дают сейсмоакустические методы исследований, основанные на изучении характера распространения упругих колебаний в массиве. Установлено, что скорость распространения упругих волн достаточно полно коррелируется с прочностью и трещиноватостью массива и может служить в качестве обобщенного показателя, учитывающего изменение этих факторов. С увеличением прочности породы скорость распространения упругих волн увеличивается, а с увеличением трещиноватости — уменьшается.

Скорость распространения сейсмических волн, полученная при измерениях на базе 5—30 м в нарушенном массиве, определяется не столько составом и свойствами пород, сколько условиями их залегания (трещиноватостью, слоистостью и др.). Чтобы исключить влияние собственно свойств слагающих массив пород на скорость распространения сейсмических волн, целесообразно пользоваться отношением скоростей однотипных волн (например, продольных), полученных при измерениях на больших базах (5—50 м) и на базах порядка нескольких сантиметров в монолитных участках этого же массива. В первом случае измерения удобно производить методами высокочастотной сейсмологии, а во втором — ультразвуковыми методами. Если полученные скорости обозначим соответственно $V_c = V_y$, то отношение этих скоростей будет акустическим показателем трещиноватости, т.е. $R = \frac{V_c}{V_y}$. Показателем, учитывающим в основ-

ном прочностные характеристики рыхлимых пород, может служить V_y . Оценка массива по двум показателям R и V_y наиболее полно учитывает взаимосвязи между рыхлимостью и физико-техническими характеристиками массива. Классификация пород по степени рыхлимости приведена в табл. 3.6.

*В зависимости от используемого диапазона частот различают следующие методы исследования: сейсмический (диапазон частот до 200 Гц), сейсмоакустический (0,3—2 кГц), акустический (2—20 кГц) и ультразвуковой (свыше 16—20 кГц).

Таблица 3.6

Породы	Коэффициент крепости, f	Акустические характеристики		Класс пород по рыхлости	Возможное заглубление зуба рыхлителя ДП-9ВХЛ, м
		V_p	R		
Осадочные породы с включением крупных валунов, каменный уголь, цементированный шевень, разрушенные сланцы	1—1,5	600—1200	0,6—0,9	Легкорыхлимые	1,2—0,8
Мягкие известняки, сланцы, мергели, мел, опоки, гипс, отвердевшая глина, мерзлые породы	2—3	1000—2000	0,6—0,9	Среднерыхлимые	0,8—0,6
Сильнотрещиноватые крепкие известняки, песчаники и сланцы	4—8	2000—4000	< 0,4	То же	0,8—0,5
Среднетрещиноватые известняки, доломиты, песчаники, мраморы, крепкие глинистые сланцы	4—8	2000—3500	0,4—0,6	Труднорыхлимые	0,5—0,3
Мелкослоистые очень крепкие известняки, песчаники, железные руды (с про- слойками очень крепких пород) мощностью 0,2—0,4 м	10—16	4000—6000	< 0,4	То же	0,3—0,2
Слаботрещиноватые крепкие и очень крепкие известняки, песчаники, граниты, кварциты, гнейсы	8—20	> 3500	> 0,4	Очень трудно-рыхлимые	

3.6. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МЕХАНИЧЕСКОГО РЫХЛЕНИЯ И ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ РЫХЛИТЕЛЯ

Определив из табл. 3.6 возможное заглубление зуба рыхлителя, можно рассчитать основные параметры механического рыхления.

Ширина одиночной борозды поверху (в м) определяется по формуле:

$$B_{0,6} = \frac{2K_1 h_3}{\operatorname{tg} \alpha} + b_c, \quad (3.21)$$

где $K_1 = \frac{h_{\text{щ}}}{h_3}$; $h_{\text{щ}}$ — высота щели, м; α — угол откоса стенок борозды, град.; h_3 — глубина внедрения зуба рыхлителя, м; b_c — ширина меньшего основания трапецеидального сечения борозды, м.

Расчетные значения K_1 и b_c приведены в табл. 3.7.

Таблица 3.7

Породы	K_1	K_2	b_c
Слаботрещиноватые ($R=0,6—0,9$)	0,75—0,9	0,95—1	(1—1,5) $b_{н.р}$
Среднетрещиноватые ($R=0,6—0,4$)	0,9—1	0,9—0,95	(1,5—2,5) $b_{н.р}$
Сильнотрещиноватые ($R<0,4$)	1	0,8—0,9	(2,5—4) $b_{н.р}$

Примечание: $b_{н.р}$ — ширина наконечника рыхлителя.

Глубина эффективного рыхления массива (в м) при параллельных проходах рыхлителя определяется по формуле:

$$h_3 = \frac{1}{K_2} \left[K_1 \cdot h_3 - \frac{\operatorname{tg} \alpha}{2} (C_{с.п} - b_c) \right], \quad (3.22)$$

где K_2 — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости пород на размеры образующихся при параллельных проходах неразрушенных гребней (см. табл. 3.7).

Глубину эффективного рыхления h_3' при перекрестных проходах рыхлителя при расстоянии между смежными проходами, соответствующем формуле 3.20, можно принимать равной за-

глублению рыхлителя при параллельных (первоначальных) проходах, т.е. $h'_3 = h_3$. Если величина h_3 является заданной (например, при селективной послойной выемке, когда значение h_3 соответствует мощности селективно добываемого слоя), целесообразно расстояние между смежными параллельными проходами рыхлителя принимать максимально возможным, обеспечивающим требуемую глубину эффективного рыхления (в м), т.е.

$$C_{с.п} = \frac{2}{\text{tg}\alpha} (K_1 h_3 - K_2 h_3) + b_c. \quad (3.23)$$

При валовой выемке, а также при возможном заглублении рыхлителя, меньшем величины селективно разрабатываемого слоя, расстояние между смежными проходами рыхлителя следует принимать из условия обеспечения максимального объема рыхления за один проход.

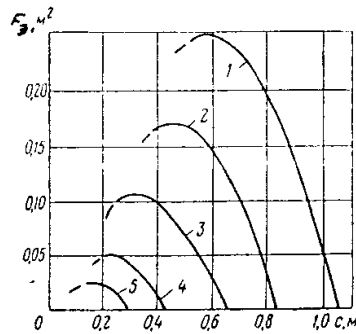
Объем рыхления за один проход равен:

$$F = C_{с.п} \cdot h_3. \quad (3.24)$$

Подставив в формулу 3.24 значение h_3 из формулы 3.22, найдем, что

$$F = \frac{C_{с.п}}{K_2} \left[K_1 h_3 - \frac{\text{tg}\alpha}{2} (C_{с.п} - b_c) \right]. \quad (3.25)$$

Функция $F=f(C_{с.п})$ при заданной величине h_3 имеет максимум при определенном расстоянии между двумя смежными проходами (рис. 3.10). Очевидно, эта величина будет оптимальной, так как обеспечивает максимальный объем рыхления за один проход, т.е. соответствует максимальной производительности рыхлителя.



Оптимальное расстояние между проходами (в м) можно определить по формуле:

$$C_{\text{опт}} = \frac{K_1 \cdot h_3}{\text{tg}\alpha} + 0,5b_c. \quad (3.26)$$

Рис. 3.10. График зависимости площади эффективного рыхления $F_э$ от расстояния C между проходами рыхлителя:

1, 2, 3, 4, 5 — соответственно при заглублении зуба 1; 0,8; 0,6; 0,4; 0,2

Глубина эффективного рыхления при оптимальном расстоянии между проходами рыхлителя определится по формуле (в м):

$$h_{3,\text{опт}} = \frac{0,5 C_{\text{опт}} \cdot \text{tg}\alpha}{K_2}. \quad (3.27)$$

Предложенная методика позволяет рассчитать основные параметры механического рыхления, необходимые при проектировании этого способа подготовки горной массы, и дать предварительную оценку эффективности применения тракторных рыхлителей для конкретных месторождений.

Эксплуатационная производительность тракторных рыхлителей может быть определена по формулам (в м³/ч):

- при параллельных проходах:

$$P_{т.п} = \frac{3600 C_{с.п} h_3 K_{и}}{\frac{1}{V_{ср}} + \frac{\tau}{L}}; \quad (3.28)$$

- при параллельно-перекрестных проходах:

$$P'_{т.п} = \frac{3600 h_3 K_{и}}{\frac{1}{V_{ср}} \left(\frac{1}{C_{с.п}} + \frac{1}{C_{п.п}} \right) + \tau \left(\frac{1}{C_{с.п} L} + \frac{1}{C_{п.п} M} \right)}, \quad (3.29)$$

где $K_{и}$ — коэффициент использования рыхлителя в течение смены ($K_{и} = 0,7—0,9$); $V_{ср}$ — средняя рабочая скорость движения рыхлителя (для расчета ее можно принимать равной 70—80 % от скорости рыхлителя на первой передаче), м/с; τ — суммарное время на переезд рыхлителя на следующую борозду, с; $\tau = t_1 + t_2 + t_3$, t_1 — время выглубления зуба рыхлителя, с; t_2 — время маневров рыхлителя при переезде, с; t_3 — время заглубления зуба рыхлителя, с; L — длина параллельного хода, м; M — длина перекрестного хода, м.

Производительность рыхлителя в значительной мере зависит от длины параллельных ходов. Целесообразная длина параллельных ходов находится в пределах 100—300 м.

Производительность рыхлителей при рыхлении различных пород неодинакова. В табл. 3.8 приведены показатели работы рыхлителя ДП-9ВХЛ.

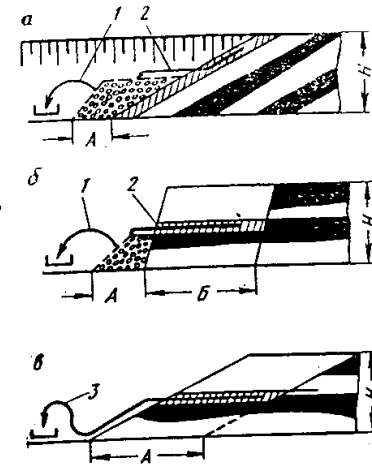
Таблица 3.8

Порода	Глубина рыхления, м	Расстояние между смежными проходами, м	Производительность рыхлителя, м ³ /ч
Уголь	0,8—0,9	0,8—1	800—1000
Каолиновая глина	0,7—0,8	0,7—0,8	600—700
Сланец трещиноватый	0,5—0,7	0,9—1,1	600—700
Фосфоритная руда	0,6—0,7	1,2—1,4	600—700
Известняк слабый монолитный	0,5—0,7	0,6—0,8	350—450
Известняк прочный трещиноватый	0,4—0,6	1—1,2	300—400
Песчаник трещиноватый	0,5—0,7	0,9—1	450—500
Прослойк пирита в слабом песчанике	0,2	0,5—0,6	60—100
Мерзлая порода	0,4—0,5	0,8—1	200—300

Высокая производительность рыхлителя достигнута при рыхлении массивов, сложенных углем, сланцем, фосфоритной рудой, выветрелыми известняками и песчаниками. В трещиноватых и слоистых массивах эффективность механического рыхления значительно возрастает. В этом случае даже весьма крепкие и прочные породы, залегающие в виде тонких прослоек, хорошо поддаются механическому рыхлению. Имеется положительный опыт рыхления 15-сантиметрового прослойка пирита с $f = 16 \div 18$, залегающего в породах небольшой прочности.

Рыхление массива навесными рыхлителями можно вести горизонтальными или наклонными слоями небольшой мощности от десятков сантиметров до 1,5—2 м в зависимости от свойств и состояния массива, а также параметров навесного оборудования. При рыхлении горизонтальными слоями по мере рыхления и погрузки разрыхленного слоя кровля уступа в пределах разрабатываемого блока постоянно понижается, что затрудняет транспортирование породы при ее погрузке на уровне забоя рыхлителя. Поэтому наиболее рациональна при рыхлении горизонтальными слоями подступная схема (рис. 3.11), при которой разрыхленная порода из каждого слоя сталкивается бульдозером или транспортируется погрузчиком по выположенному откосу на подошву уступа, где и производится ее погрузка в транспортные средства.

Рис. 3.11. Схема производства добычных работ с применением рыхлителей: а — разработка уступа наклонными слоями; б — разработка уступа горизонтальными слоями с нормальным откосом уступа; в — то же, с выположенным откосом; 1 — экскаватор; 2 — бульдозер; 3 — погрузчик



При рыхлении наклонными слоями (см. рис. 3.11) откос уступа (в торцевой части блока или по его фронту) выполаживается до 20—25°, что позволяет значительно увеличить производительность рыхлителей и бульдозеров.

Необходимость разработки уступов слоями небольшой мощности и, как следствие этого, значительная высота забоя погрузочного механизма несколько ограничивают область применения рыхлителей и оказывают существенное влияние на выбор рациональных средств комплексной механизации и технологии добычных работ. С одной стороны, незначительная высота забоя затрудняет непосредственную выемку разрыхленной горной массы механическими лопатами, так как для производительной их работы в данном случае требуется предварительное ее штабелирование. С другой стороны, механическое рыхление, обеспечивая высокое качество подготовки скальных и полускальных пород, позволяет повысить эффективность работы и расширить область применения таких выемочно-погрузочных механизмов, как скреперы, бульдозеры, одноковшовые погрузчики, многочерпаковые и роторные экскаваторы, погрузочные машины непрерывного действия и др.

В схемах с предварительным штабелированием горной массы предусматривается включение в комплект добычных механизмов бульдозера. При этом следует иметь в виду, что бульдозерное оборудование навешивается на одном тракторном тягаче, и операции рыхления и штабелирования пород слоя выполняются последовательно одной и той же добычной машиной. Точно так же может быть осуществлена возможность совме-

ния операций рыхления и погрузки при агрегатировании рыхлителя и скрепера или рыхлителя и погрузчика. При попеременной работе такого агрегата на двух операциях в течение смены должно соблюдаться условие

$$P'_{\text{аг}} t_1 = P''_{\text{аг}} t_2, \quad (3.30)$$

где $P'_{\text{аг}}$ и $P''_{\text{аг}}$ — соответственно производительность агрегата при выполнении I и II операций, м³/ч; t_1 и t_2 — соответственно сменное время, затраченное на выполнение I и II операций, ч.

Тогда сменную суммарную производительность агрегата $P_{\text{аг}}$ (в м³/смену) по двум операциям можно определить из выражения:

$$P_{\text{аг}} = \frac{P'_{\text{аг}} P''_{\text{аг}} T_{\text{см}} K_{\text{и}}}{P'_{\text{аг}} + P''_{\text{аг}}}, \quad (3.31)$$

где $T_{\text{см}}$ — продолжительность рабочей смены, ч; $K_{\text{и}}$ — коэффициент использования агрегата в течение смены.

Применение механического рыхления для подготовки горной массы к выемке и погрузке наиболее перспективно при разработке сложноструктурных карбонатных месторождений, так как при этом достигается минимальное перемешивание породы и полезного ископаемого в зоне их контактов и снижаются общие потери полезного ископаемого. Механическое рыхление позволяет интенсифицировать селективную разработку горизонтальных и пологих залежей сложного строения, комплексно механизировать и упростить технологию раздельной выемки мало мощных слоев и прослоев.

С целью снижения потерь полезного ископаемого рыхлители целесообразно использовать и при разработке месторождений неправильной формы (гнезд, микролинз, закарстованных зон и др.).

Способу подготовки горной массы к выемке при помощи навесных рыхлителей присущи следующие достоинства:

- высокая экономичность при разработке мало мощных пластов (механическое рыхление в 2—5 раз дешевле буровзрывного рыхления);
- безопасность работ, отсутствие сейсмического воздействия на стационарные сооружения и капитальные выработки, отсутствие простоев добычного оборудования, связанных с необходимостью проведения взрывных работ;

- возможность регулирования кусковатости горной массы, позволяющей повысить эффективность работы погрузочно-транспортных механизмов, расширить область рационального применения конвейерного транспорта на скальных породах, а в ряде случаев исключить первичное дробление;

- минимальное переизмельчение, позволяющее снизить потери и улучшить качество карбонатного сырья при производстве прочных заполнителей для бетона;

- высокая маневренность агрегатов с рабочими органами для подготовки и выемки скальных пород, что позволяет значительно сократить размеры добычного блока и эффективно использовать этот вид оборудования для работы в стесненных условиях при раздельной выемке и небольшой производительности карьеров;

- возможность эффективного применения рыхлителей при разработке мерзлых пород, обеспечивающего нормальную работу выемочно-погрузочных механизмов в суровых климатических условиях и продление сезона горных работ;

- возможность эффективного применения рыхлителей для выполнения ряда вспомогательных работ (проведение дренажных канав, выкорчевывание пней, рыхление недомыва при гидравлической разработке и др.).

Для определения рациональных параметров механического рыхления (для эксплуатационных целей и проектирования) для конкретного месторождения необходимо проводить научно-исследовательские работы.

3.7. ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

3.7.1. Взрывчатые вещества

Взрывчатые вещества (ВВ) — такие вещества, которые под действием внешнего воздействия способны практически мгновенным химическим превращением образовывать большое количество газов с выделением тепла.

Скорость взрывчатого превращения есть скорость распространения реакции по массе ВВ. В зависимости от скорости

превращения различают: детонацию (при которой превращение имеет скорость от 1500 до 7000 м/с и сопровождается ударной волной) и взрывное горение (при котором превращение происходит со скоростью менее 1000 м/с).

Способность ВВ дробить породу называется бризантностью, которая измеряется в миллиметрах по величине обжатия свинцового столбика от взрыва заряда в 50 г ВВ (для аммиачной селитры бризантность составляет 1,4÷1,8 мм, а для прессованного тротила — 22÷24 мм).

Способность ВВ производить работу расширением газов взрыва до атмосферного давления называется работоспособностью ВВ, которая определяется путем взрывания заряда массой 10 г в свинцовой бомбе и выражается разностью в объеме камеры в кубических сантиметрах после и до взрыва за вычетом расширения от взрыва капсюля-детонатора (28 см³). Промышленные ВВ имеют работоспособность 200÷480 см³.

Плотность ВВ есть отношение его массы к занимаемому объему (г/см³), а плотность заряда — отношение массы ВВ к заполненному им объему зарядной камеры (скважины, шпура). Плотность ВВ, применяемых на открытых работах, колеблется от 0,9 до 1,15 г/см³.

Чувствительность ВВ — способность к взрывному превращению под влиянием внешнего воздействия. Различают чувствительность ВВ к механическому (удар, трение), тепловому (огонь, искра, повышение температуры) воздействию, а также к передаче детонации (процесс химического превращения ВВ, происходящий в очень тонком слое и распространяющийся со сверхзвуковой скоростью — до 9 км/с).

По составу ВВ, применяемые на открытых работах, делятся на: аммиачно-селитренные; нитроглицериновые; порох; оксиликвиты.

В состав аммиачно-селитренных ВВ входят аммиачная селитра (NH₄NO₃), тротил [C₇H₅(NO₂)₃] динитронафталин (нитросоединения, например, нитрометан CH₃NO₂, нитробензол C₆H₅NO₂), горючие компоненты (торф, древесная мука (C₁₅H₂₂O₁₀), жмых и др.), водозащитные добавки (парафин, фуксин-краситель красного цвета и др.).

Смесь аммиачной селитры с тротилом называется аммонитом; смесь аммиачной селитры с тротилом и алюминием — ам-

моналом; смесь аммиачной селитры с горючими компонентами — динамоном. Динамон на соляровом масле представляет собой простейшее гранулированное ВВ, изготовленное путем предварительной пропитки находящейся в мешках гранулированной аммиачной селитры соляровым маслом (4 % по массе) или путем заряжания скважин селитрой с одновременной подачей в скважину солярового масла (C₁₆H₃₄) или другого дизельного топлива. Смесь аммиачной селитры с динитронафталином называется динафталитом.

К достоинству аммиачно-селитренных ВВ следует отнести безопасность в обращении.

В состав нитроглицериновых ВВ входят нитроглицерин — C₃H₅(ONO₂)₃ [полный эфир глицерина HOCH₂CH(OH)CH₂OH и азотной кислоты HNO₃], нитроглицоль (высокобризантное ВВ, сложный эфир H₅C₂—O—C₂H₅), коллоидный (высокодисперсный) хлопок, аммиачная селитра, горючие компоненты и сода Na₂CO₃. ВВ, в котором находится более 10 % нитроглицерина и нитроглицоля, называется динамитом.

Нитроглицериновые ВВ не боятся влаги и являются более мощными по сравнению с аммиачно-селитренными. Основной их недостаток — большая опасность в обращении.

В состав дымного пороха входят селитра, сера и уголь. Скорость взрывчатого разложения пороха при возбуждении искрой огнепроводного шнура или пламенем электровоспламенителя составляет 400 м/с; она повышается до нескольких тысяч метров в секунду при взрывании с помощью детонирующего шнура. Бризантность пороха равна нулю. Черный порох опасен в обращении — взрывается от удара, трения и огня.

Порох применяется как основное взрывчатое вещество на карьерах штучного и облицовочного камня и для изготовления средств взрывания.

Оксиликвиты называются смеси пористых горючих веществ (поглотителей) с жидким кислородом.

Динамиты и оксиликвиты в настоящее время на горных предприятиях в нашей стране не применяются.

Промышленные ВВ, рекомендуемые для открытых горных работ, приведены в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Метод и условия ведения взрывных работ		Породы		
	Крепкие и весьма крепкие ($f > 14$)	Средней крепости ($f = 8-14$)	Слабые ($f < 8$)	
Сухие скважины и котлы или сухая часть обводненных скважин	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы М-15, МГ, 65/35С, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Акватолы 65/35С, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Акватолы 65/35С, АВ Гранулиты АС-8, АС-4, С-2, М Зерногранулит 79/21 Ифзаниты Т-20, Т-60
Обводненная часть скважин с непроточной водой	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Алюмотол Гранулотол Граммоналы А-45, А-50 Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы 65/35С, АВ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Гранулотол Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы 65/35С, АВ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Гранулотол Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы 65/35С, М-15, МГ Зерногранулиты 30/70-В, 50/50-В Гранулотол Ифзаниты Т-20, Т-60
Обводненная часть скважин с проточной водой, с пребыванием зарядов в воде до 30 сут до взрыва	Акватолы М-15, 65/35С, МГ Гранулотол Алюмотол Граммоналы А-45 Зерногранулит 30/70-В	Акватолы М-15, 65/35С, МГ Гранулотол Алюмотол Граммоналы А-45, А-50 Зерногранулит 30/70-В Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Гранулотол Алюмотол Граммоналы А-45, А-50 Зерногранулит 30/70-В Ифзаниты Т-20, Т-60	Акватолы М-15, 65/35С, МГ, АВ Гранулотол Граммоналы А-50 Зерногранулит 30/70-В Ифзаниты Т-20, Т-60
Камеры	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит	Гранулиты АС-8, АС-4, АС-2, М Зерногранулит 79/21 Игданит
Шпуры	Аммонит № 6-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М Зерногранулит 79/21	Аммонит № 6-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М Зерногранулит 79/21	Аммонит № 6-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М Зерногранулит 79/21	Аммонит № 6-ЖВ патронированный Гранулиты АС-4, М

Примечание. Все ВВ (за исключением игданита и ифзанитов) заводского изготовления.

По физическому состоянию применяемые промышленные ВВ классифицируют, в основном, на порошкообразные, гранулированные и водосодержащие.

Сухие порошкообразные ВВ:

- аммониты — смеси аммиачной селитры с тротилом и невзрывчатыми горючими добавками; с добавкой гексогена ($C_3H_6O_6N_6$) — скальный аммонит; предохранительные аммониты содержат, кроме указанных компонентов, пламегасители, а некоторые и жидкие нитроэфиры;
- детониты — порошкообразные смеси аммиачной селитры, тротила, алюминиевой пудры и нитроэфиров; некоторые детониты тротила не содержат;
- аммонаты — аммониты с добавками алюминиевой пудры; с добавкой гексогена — скальный аммонал;
- динамоны — порошкообразные смеси аммиачной селитры с невзрывчатыми горючими добавками.

Сухие гранулированные ВВ:

- граммониты — гранулированные аммониты, состоящие из гранулированной селитры и чешуйчатого тротила;
- граммоналы — гранулированные аммоналы;
- гранулиты — бестротиловые ВВ на основе гранулированной селитры, жидкой горючей добавки и стабилизирующих твердых горючих добавок;
- игданит — простейшего состава ВВ, изготавливаемое на месте взрывных работ и состоящее (по массе) из 95—96 % гранулированной аммиачной селитры и 4—5 % солярового масла ($C_{16}H_{34}$);
- гранулотол — гранулированный тротил;
- алюмотол — гранулированный сплав тротила с алюминиевой пудрой.

Водосодержащие ВВ:

- акватолы — водосодержащие ВВ текучей (медообразной) консистенции, состоящие из гранул граммонита или граммонала и насыщенного загущенного раствора аммиачной селитры;
- акваниты и акваналы — водосодержащие ВВ пластичной консистенции, состоящие из порошкообразных аммонитов или аммоналов с добавками кальциевой $[Ca(NO_3)_2]$ или натриевой селитры ($NaNO_3$), воды и пластифицирующих добавок;

- ифзаниты — водосодежащие ВВ, состоящие из смеси гранул амиачной селитры и тротила и насыщенного раствора амиачной селитры с загустителем.

3.7.2. Средства и способы взрывания

По целям применения ВВ делятся на основные и инициирующие. Основные ВВ применяются для отбойки породы от массива, инициирующие ВВ — для возбуждения взрыва основных ВВ.

К группе инициирующих ВВ относятся гремучая ртуть $Hg(CNO)_2$, азид свинца $Pb(N_3)_2$, тринитрорезорцинат свинца — тенерес, применяемые в капсулях-детонаторах. Эти ВВ называются первичными инициирующими, в отличие от вторичных, к которым относятся тетрил-тринитрофенил, метилнитрамин, гексоген [сырьем для которого является гексаметилентетрамин $N_4(CH_2)_6$] и ТЭН (нитроэфир).

Первичные инициирующие ВВ предназначены для восприятия энергии и передачи ее в форме детонации заряду вторичного инициирующего ВВ. Первичные инициирующие являются высокочувствительными ВВ и в отличие от других ВВ детонируют непосредственно от удара, трения и нагревания. Вторичные инициирующие ВВ детонируют только от детонации первичных и предназначены для усиления детонации первичного инициирующего ВВ и передачи ее к основному заряду ВВ.

К средствам инициирования относят: капсули-детонаторы, электродетонаторы, детонирующий шнур (ДШ), огнепроводный шнур (ОШ) и средства его зажигания.

Капсули-детонаторы (рис. 3.12, а) представляют собой заряд инициирующего ВВ, запрессованный в металлическую или бумажную гильзу диаметром около 7 мм и длиной 47 мм. Капсюль-детонатор заполняется инициирующим ВВ примерно на две трети высоты гильзы; в нижней части помещается тетрил, в верхней — первичное инициирующее ВВ (гремучая ртуть или азид свинца с тенересом). Первичный инициатор прикрывается металлической чашечкой, имеющей отверстие в центре. Между дульцем гильзы и чашечкой оставляется свободное пространство длиной $17 \div 23$ мм, предназначенное для введения огнепро-

водного шнура или электровоспламенителя. Капсули-детонаторы чувствительны к трению, огню, удару и влаге.

Электродетонатор (см. рис. 3.12, б) — это капсуль-детонатор, соединенный с электровоспламенителем. Электродетонаторы делятся на три группы: мгновенного (ЭД), замедленного (ЭДЗД) и короткозамедленного (ЭДКЗ) действия. В ЭДЗД между электровоспламенителем и чашечкой капсуля-детонатора помещается замедляющий состав (смесь свинцового сурика — оксида свинца Pb_2O_4 и ферросилиция или сурика и перманганата калия) с временем замедления 0,5; 0,75; 1; 1,5; 2; 4; 6; 8 и 10 с. ЭДКЗ имеют замедляющий состав из смеси свинцового сурика и кремния и выпускаются с интервалами замедления 25; 50; 75; 100; 150 и 250 мс.

Детонирующий шнур (ДШ) имеет сердцевину из тэна (скорость детонации не менее 6,5 км/с), заключенную в тройную нитяную оплетку, покрытую водонепроницаемой оболочкой (рис. 3.13), и применяется при взрывании зарядов в скважинах на карьерах.

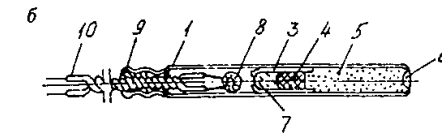
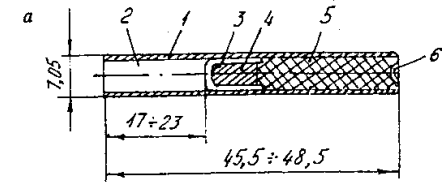


Рис. 3.12. Конструкция капсуля-детонатора (а) и электродетонатора замедленного действия (б):

1 — гильза; 2 — дульце; 3 — чашечка; 4 — первичное инициирующее ВВ; 5 — вторичное инициирующее ВВ; 6 — кумулятивная выемка; 7 — замедляющий состав; 8 — электровоспламенитель; 9 — пластмассовая пробка; 10 — провода

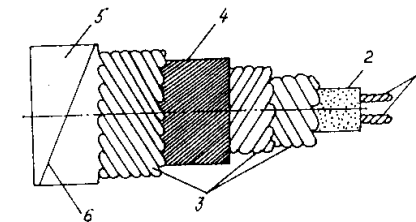


Рис. 3.13. Конструкция детонирующего шнура:

1 — направляющие нити; 2 — взрывчатая сердцевина; 3 — спиральные оплетки; 4 — слой водонепроницающей мастики; 5 — наружная водонепроницающая оболочка; 6 — отличительная красная нить

Этот способ носит название «бескапсюльного» взрывания.

Цвет шнура — от белого до красноватого с красной нитью по наружной оплетке. ДШ не боится воды, безотказно детонирует от -28° до $+50^{\circ}$. ДШ можно наращивать. Соединение отдельных отрезков производится внакладку, при этом шнуры должны плотно прилегать друг к другу на длине не менее 10 см и прикрепляться изоляционной лентой или шпагатом. Шнуры отвления должны присоединяться к магистральному шнуру так, чтобы направление детонации по шнуру отвления совпадало с направлением детонации по магистральному. ДШ взрывается от обычного капсюля-детонатора или электродетонатора.

Огнепроводный шнур (ОШ) представляет собой сердцевину из дымного пороха с центральной направляющей нитью и оплеток, покрытых водонепроницаемой мастикой и влагоизолирующей оболочкой (рис. 3.14). ОШ предназначается для воспламенения капсюлей-детонаторов и имеет скорость горения 1 см/с. Отрезок ОШ вставляют в дульце капсюля-детонатора, которое обжимают, если гильза металлическая, или обвязывают шпагатом, когда она бумажная. Такой комплект называется зажигательной трубкой. К средствам зажигания огнепроводного шнура относятся тлеющий фитиль и зажигательные патрончики, которые воспламеняются от нагревания электрическим током.

Взрывание зарядов ВВ может осуществляться следующими способами:

- капсюлем-детонатором (огневое взрывание);
- электродетонатором (электрическое взрывание);
- при помощи различных приспособлений с миллисекундным замедлением (короткозамедленное взрывание);
- при помощи огнепроводного шнура, зажженного электрическим током (электроогневое взрывание);

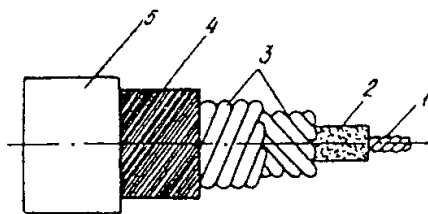


Рис. 3.14. Конструкция огнепроводного шнура:

1 — направляющая нить; 2 — взрывчатая сердцевина; 3 — спиральные оплетки; 4 — слой водоизолирующей мастики; 5 — наружная оболочка

- детонирующим шнуром;
- промежуточным детонатором (применяется обязательно в тех случаях, когда отсутствует достаточная гарантия детонации заряда непосредственно от обычного капсюля-детонатора).

3.7.3.

Буримость горных пород и буровые станки

Для сопоставления горных пород по буримости (бурение скважин механическим способом) относительный показатель трудности бурения породы P_6 (по акад. В.В. Ржевскому) рекомендуется принимать исходя из выражения

$$P_6 = 0,07 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7\gamma, \quad (3.32)$$

где $\sigma_{сж}$, $\sigma_{сдв}$ — пределы прочности горных пород соответственно на сжатие и сдвиг, ($\sigma_{сж} = 34 \div 450$ МПа, $\sigma_{сдв} = 0,01 \div 75$ МПа); γ — плотность породы, т/м³.

Горные породы в соответствии со значением P_6 подразделяют на пять классов, в каждый из которых входят пять категорий: I класс — легкобуримые ($P_6 = 1 \div 5$), II класс — средней буримости ($P_6 = 5,1 \div 10$); III класс — труднобуримые ($P_6 = 10,1 \div 15$); IV класс — весьма труднобуримые ($P_6 = 15,1 \div 20$); V класс — исключительно труднобуримые ($P_6 = 20,1 \div 25$). Породы с показателями $P_6 > 25$ относятся к внекатегорийным.

Для бурения взрывных скважин используются станки, обеспечивающие механическое воздействие на забой скважины. К ним относятся: станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком — СБР; станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом — СБШ; станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом — СБУ.

Станки СБР шнекового бурения (табл. 3.10) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 160 и 200 мм по породам с коэффициентом крепости по М.М. Протодьяконову $f = 2 \div 8$ и по породам с относительным показателем трудности бурения $P_6 = 1 \div 5$. Режим шнекового бурения характеризуют усилие подачи, частота вращения бурового става и эффективность удаления продуктов разрушения шнековыми штангами с ребрами винтовой формы.

Станки СБШ шарошечного бурения (табл. 3.11) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 215—320 мм с коэффициентом крепости пород $f = 6—18$ и с показателем $L_6 = 6÷17$. Режим шарошечного бурения характеризуется определенным сочетанием осевого давления, частоты вращения долота и количества воздуха, подаваемого в скважину для очистки ее забоя от продуктов разрушения.

Основными факторами, влияющими на выбор рациональных режимов шарошечного бурения скважин, являются скорость бурения и стойкость шарошечных долот. Эти факторы особенно важны при разработке крепких пород, так как в этом случае стоимость и стойкость долот являются определяющими в выборе режима бурения.

Станки СБУ пневмоударного бурения (табл. 3.12) предназначены для бурения вертикальных и наклонных скважин диаметром 105, 125 и 160 мм в породах с коэффициентом крепости $f = 10÷20$ и с показателем $L_6 = 9—20$. Режим пневмоударного бурения характеризуется энергией единичного удара, усилием подачи, числом ударов поршня-ударника в минуту и частотой вращения бурового става, которые определяют угол поворота коронки между смежными ударами. На режим бурения существенно влияют буримость породы, давление сжатого воздуха, полнота удаления продуктов разрушения породы из забоя скважины, степень притупления и угол приострения лезвия буровой коронки, а также его форма.

Таблица 3.10

Показатели	Буровые станки			
	СБР-125	СБР-160А-24	СБР-160Б-32	2СБР-160-24
Диаметр скважины, мм	115; 125	160	160; 200	160
Глубина скважины, м	25; 29	24	32	24
Направление бурения к вертикали, градус	0—30		0; 15; 30	
Усилие подачи, кН	10	80		70
Частота вращения бурового става, с ⁻¹	3,3	1,7; 2,2; 3,3		0,7; 1,4; 2,1; 3
Установленная мощность, кВт	24,8	184		112
Скорость передвижения, км/ч	0,3	0,9		1
Масса, т	2,3	25	35	18

Таблица 3.11

Показатели	Буровые станки					
	2СБШ-200-32 (2СБШ-200Н)	5СБШ-200-36	3СБШ-200-60 (3СБШ-200Н)	СБШ-250МНА-32 (СБШ-250МН)	СБШ-250-55	СБШ-320-36
Диаметр долота, мм	215,9; 244,5	215,9	215,9; 244,5	244,5; 269,9		320
Глубина скважины, м, не более	32	36	60	32	55	36
Направление бурения к вертикали, градус			0; 15; 30			0
Осевое усилие, кН, не более	250		300		350	600
Частота вращения долота, с ⁻¹	0,2—4	0,25—2,5	0,2—2,16	0,2—2,5		0—2,1
Скорость подачи/подъема бурового става, м/с	0,025 / 0,48	0,025 / 0,516	0,033 / 0,5	0,017 / 0,12	0,025 / 0,63	0,014 / 0,22
Скорость передвижения, км/ч	0,6	0,77	1	0,737	0,84	0,33
Установленная мощность электродвигателей, кВт	350	410		400		712
Подача компрессора (расход сжатого воздуха на очистку скважин), м ³ /с		0,417	0,417—0,53		0,53	0,834
Масса, т	55	66	65	71,5	85	140

Показатели	Буровые станки			
	СБУ-100Г-35	СБУ-100П-35	СБУ-100Н-35	СБУ-125А-32
Диаметр скважины, мм	105; 125	105	105	125; 160
Глубина скважины, м, не менее	35	0; 1,5; 30		52 0-45
Направление бурения к вертикали, градус		8,5		70
Предел усилия подачи, кН		46		31—62; 62—90; 90—135
Частота вращения бурового става, мин ⁻¹		24		90
Установленная мощность, кВт	1520	1320	2175	2170
База, мм	4000 × 2300 × 2340	4000 × 2300 × 2400	2620 × 1000 × 1080	4200 × 3020 × 7100
Габариты станка в транспортном положении, мм		4	0,5	9
Масса станка, т	5			13,5

3.7.4. Производительность буровых станков

При проведении скважин цикл работ включает собственно бурение и вспомогательные операции: опускание, подъем, наращивание и рассоединение бурового става, очистку скважины от бурового шлама, замену бурового инструмента, перемещение станка на новую скважину, центровку и установку его на домкраты, перемещение кабеля и др.

Суммарное удельное время выполнения основных и вспомогательных операций, приходящееся на 1 м пробуренной скважины, можно принять постоянным для конкретной модели бурового станка при определенном относительном показателе трудности бурения породы $П_б$. В этом случае сменная производительность бурового станка составит (м/смену):

$$Q_{см} = \frac{T_{см} - (T_{пз} + T_p + T_{вп})}{t_0 + t_b}, \quad (3.33)$$

где $T_{см}$, $T_{пз}$, T_p , $T_{вп}$ — соответственно продолжительность смены, подготовительно-заключительных операций, регламентированных перерывов, внеплановых простоев в течение смены, ч; t_0 и t_b — основное и вспомогательное время на бурение 1 м скважины, ч; $t_0 = \frac{1}{V_б}$, где $V_б$ — техническая скорость бурения скважины, определяемая конкретно для каждой модели станка.

Величины $T_{пз}$ и T_p нормируются на карьерах в зависимости от условий работы и в сумме составляют 0,5÷1 ч; внеплановые простои $T_{вп}$ могут достигать 0,9—1,3 ч (аварийная остановка, отключение электроэнергии, климатические условия и др.). Величина t_b определяется на основе хронометражных наблюдений.

Годовая производительность бурового станка, м/год,

$$Q_{год. б} = Q_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{дн}, \quad (3.34)$$

где $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $N_{дн}$ — число дней работы станка в году.

Рабочий парк N_p буровых станков определенного типа (шт.) зависит от заданного объема V_r м горной массы, подлежащей обуриванию, и определяется по выражению:

$$N_{р.б} = \frac{V_{г.м}}{Q_{год.б} \cdot q_{г.м}}, \quad (3.35)$$

где $q_{г.м}$ — выход взорванной горной массы с 1 м скважины, м³.
Инвентарный парк буровых станков (шт.) устанавливается с учетом годового объема буровых работ:

$$N_{инв.б} = \frac{1,15 \cdot Q_k}{Q_{год.б} \cdot q_{г.м}}, \quad (3.36)$$

где Q_k — годовая производительность карьера, м³.

3.7.5. Технологические требования к качеству взрывного рыхления пород

Степень рыхления горной массы оказывает непосредственное влияние на производительность оборудования, используемого для выполнения последующих производственных процессов (выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, отвалообразование вскрышных пород). Поэтому рациональное ведение буровзрывных работ способствует улучшению показателей работы карьеров строительных горных пород.

Буровзрывные работы должны обеспечивать: необходимую степень и равномерность дробления; компактность развала взорванной горной массы; ровную поверхность почвы уступа, соответствующую проектной отметке горизонта; минимальное перемешивание разнотипных и разноразмерных пород; достаточный объем подготовленной горной массы для бесперебойной работы выемочно-погрузочного оборудования; минимальный сейсмический эффект; экономичность и безопасность работ.

Использование разнообразного оборудования для погрузки, перемещения и дробления разрушенных пород выдвигает определенные требования к максимальной их кусковатости. Руководствуются следующими зависимостями между характерными параметрами горного и транспортного оборудования и максимальными линейными размерами кусков:

- по вместимости ковша экскаватора (м)

$$l_k \leq (0,7 \div 0,8) \sqrt[3]{E}, \quad (3.37)$$

где E — вместимость ковша экскаватора, м³;

- по вместимости кузовов думпкаров и автосамосвалов (м) (вместимость кузова должна не менее чем в 3-4 раза превышать вместимость ковша экскаватора)

$$l_k \leq 0,5 \sqrt[3]{V_T}, \quad (3.38)$$

где V_T — вместимость кузова, м³;

- при погрузке породы в приемные воронки дробилок, грохотов, перегрузочных бункеров (м)

$$l_k \leq (0,75 \div 0,85) b, \quad (3.39)$$

где b — длина меньшей стороны приемного отверстия бункера или дробильной установки;

- при погрузке на конвейер(м)

$$l_k \leq 0,5B - 0,1, \quad (3.40)$$

где B — ширина ленты конвейера.

3.7.6. Параметры скважин и конструкции зарядов ВВ

К основным параметрам взрывных скважин относятся (рис. 3.15) диаметр скважины d_c , глубина L_c , перебур l_n и угол наклона β .

Диаметр скважин определяет основные буровзрывные параметры. От него в первую очередь зависит количество ВВ, помещаемых в единицу длины скважины, величина скважинного заряда, линия сопротивления по подошве, расстояние между скважинными зарядами и др. На современных карьерах применяются в основном скважины диаметром 100—320 мм.

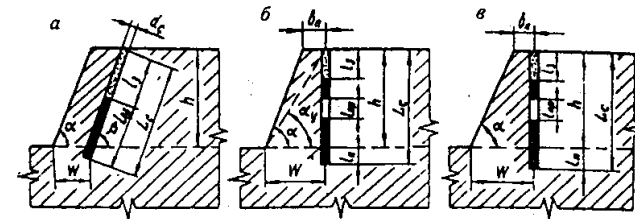


Рис. 3.15. Параметры сплошного (а) и рассредоточенных (б, в) скважинных зарядов

Диаметр скважин ориентировочно может быть установлен по следующим выражениям:

$$a) \quad d_c = K \cdot l_k, \text{ м}, \quad (3.41)$$

где K — коэффициент пропорциональности; для труднобуримых пород $K = 0,1$ (коэффициент крепости пород по проф. М.М. Протодьяконову $f > 12$); для среднедробимых пород $K = 0,2$ ($f = 8 \div 12$); для легкодробимых пород $K = 0,3$ ($f < 8$); l_k — максимальный кондиционный по крупности размер куска горной породы, м (формулы 3.37—4.40);

$$б) \quad d_c = K_{p.c} \cdot d_d, \text{ мм}, \quad (3.42)$$

где $K_{p.c} = 1,05 \div 1,2$ — коэффициент расширения скважин при бурении (меньшее значение соответствует монолитным породам, большее — трещиноватым); d_d — диаметр долота (коронки) бурового станка, мм.

в) по С.А. Давыдову

$$d_c = \frac{b + h_y \operatorname{ctg} \alpha}{50 K_T \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}}, \text{ м}, \quad (3.43)$$

где b — расстояние от верхней бровки уступа до скважины, м; h_y — высота уступа, м; α — угол откоса уступа, градус; K_T — коэффициент, учитывающий уменьшение объемной массы породы за счет трещиноватости, $K_T = 1 \div 1,2$; γ — плотность породы, кг/дм³; Δ — плотность заряжения ВВ в скважине, кг/дм³ (при ручном и механизированном заряжении Δ равно соответственно 0,9 и 1 кг/дм³, а при применении водонаполненных ВВ $\Delta = 1,4 \div 1,6$ кг/дм³).

Глубина скважин зависит от высоты уступа, угла их наклона и величины перебура и определяется по выражению (в м)

$$L_c = \frac{h_y}{\sin \beta} + l_n, \quad (3.44)$$

где h_y — высота уступа, м; β — угол наклона скважины, градус; l_n — величина перебура скважины, м.

Перебур скважины необходим для хорошей проработки подошвы уступа при взрыве скважинного заряда ВВ с целью создания нормальных условий для работы выемочно-погрузочного оборудования и перемещения транспортных коммуника-

ций. Значение перебура (в м) может быть определено по упрощенной формуле Г.А. Бахтина:

$$l_n = \sqrt{h_y^2 + W^2} - h_y, \quad (3.45)$$

где W — длина линии сопротивления по подошве, м, или ориентировочно принята по выражению:

$$l_n = (10 \div 15) d_c, \quad (3.46)$$

в котором минимальное значение перебура принимается для легко взрывааемых пород, а максимальное — для трудно взрывааемых пород.

В зависимости от угла наклона к горизонтальной плоскости различают вертикальные, наклонные и горизонтальные скважины. На карьерах в основном применяются вертикальные скважины. Часть отечественных буровых станков обеспечивает строго фиксированные углы наклона скважин 75° и 60°. Наклонные скважины, пробуренные параллельно откосу уступа, обеспечивают отрыв породы по линии скважин, высокую степень дробления и хорошую проработку подошвы уступа, так как сопротивление породы взрыванию постоянно по высоте уступа.

От основных параметров скважин (диаметра, глубины, значения перебура, угла наклона), а также типа и плотности ВВ, размеров сетки скважин на уступе и порядка взрывания зависят вместимость 1 м скважины, выход взорванной породы на 1 м длины скважины и конструкция заряда.

Вместимость заряда ВВ в одном метре длины скважины (кг/м) определяется по формуле:

$$P = 7,85 d_c^2 \cdot \Delta, \quad (3.47)$$

где d_c — диаметр скважины, дм; Δ — плотность заряжения ВВ в скважине, кг/дм³.

Выход взорванной горной массы с 1 м скважины (в м³) может быть определен из выражения:

$$q_{г.м} = \frac{[W + b(n_p - 1)] h_y a}{n_p L_c}, \quad (3.48)$$

где W — линия сопротивления по подошве уступа, м; b — расстояние между рядами скважин, м; h_y — высота уступа, м; a — расстояние между скважинами в ряду, м; n_p — число рядов скважин; L_c — глубина скважины, м.

Длина заряда в скважине $l_{\text{ВВ}}$ должна быть максимальной, что улучшает дробление пород. Концентрация заряда при увеличении диаметра скважины ведет к увеличению кусковатости взорванной породы, выхода негабарита и объема переизмельчения породы вблизи заряда. Длина заряда ВВ в скважине равна (в м):

$$l_{\text{ВВ}} = L_c - l_3 \approx (0,6 \div 0,85) L_c \approx (0,65 \div 1) h_3, \quad (3.49)$$

где l_3 — длина забойки, м.

В качестве материала для забойки скважины используются песок, щебень, буровая мелочь с размерами частиц не более 50 мм. Обычно длина забойки, м

$$l_3 = (20 \div 35) d_c, \quad (3.50)$$

причем верхний предел относится к трещиноватым, а нижний — к практически монолитным трудновзрываемым породам.

В конструктивном отношении скважинные заряды ВВ могут быть сплошными и рассредоточенными (см. рис. 3.15). Сплошные заряды наиболее просты и наименее трудоемки по заряданию, но действуют в основном на нижнюю часть уступа, что приводит к образованию негабарита. Длина забойки сплошного заряда (в м) ориентировочно может быть определена по эмпирической зависимости:

$$l_3 = K_3 \cdot W, \quad (3.51)$$

где $K_3 = 0,4 \div 0,7$ — коэффициент забойки; W — линия сопротивления по подошве уступа, м.

В рассредоточенных зарядах (с воздушными промежутками), предложенных акад. Н.В. Мельниковым и докт. техн. наук Л.Н. Марченко, реализуется явление интерференции ударных волн от взрыва разных частей заряда, что способствует более интенсивному дроблению горной породы. Для рассредоточенных зарядов масса нижней части заряда (в кг) определяется из выражения:

$$Q_{\text{н.з}} = (0,65 \div 0,75) Q_3, \quad (3.52)$$

где Q_3 — масса заряда ВВ в скважине, кг.

Длина воздушного промежутка, м

$$l_{\text{вп}} = (0,17 \div 0,35) l_{\text{ВВ}}, \quad (3.53)$$

где $l_{\text{ВВ}}$ — длина заряда ВВ в скважине, м, определяемая отношением массы заряда ВВ в скважине и вместимостью ВВ в 1 м скважины, т.е. $\frac{Q_3}{P}$.

3.7.7.

Взрываемость горных пород и расход ВВ

Степень дробления породы взрывом зависит прежде всего от ее сопротивления действию взрыва, что характеризуется удельным расходом ВВ. Эта величина зависит от взрываемости горных пород. Для сопоставимости результатов взрывов и исключения факторов, влияющих дополнительно на показатель трудности взрывания конкретной породы, необходимы эталонные условия взрывания.

В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м³ монолитной породы (свободно подвешенный куб с шестью открытыми поверхностями) с расположенным в центре куба зарядом эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ или зерногранулата 79/21) и при степени дробления породы, $n = 2$ (под степенью дробления породы понимается отношение среднего размера отдельности в массиве $l_{\text{ср}}$ к среднему размеру куска взорванной породы $d_{\text{ср}}$). При соблюдении этих условий эталонный удельный расход эталонного ВВ (г/м³) определяется из эмпирического выражения:

$$q_3 = 0,02 (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{сдв}} + \sigma_{\text{раст}}) + 2\gamma, \quad (3.54)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$, $\sigma_{\text{сдв}}$, $\sigma_{\text{раст}}$ — предел прочности пород соответственно сжатию, сдвигу, растяжению, МПа; γ — плотность породы, кг / дм³.

Горные породы в соответствии с величиной q_3 подразделяют на пять классов, в каждый из которых входят пять категорий: I класс — легковзрываемые породы ($q_3 \leq 10$ г/м³); II класс — средневзрываемые породы ($q_3 \leq 10,1 \div 20$ г/м³); III класс — трудновзрываемые породы ($q_3 \leq 20,1 \div 30$ г/м³); IV класс — весьма трудновзрываемые породы ($q_3 \leq 30,1 \div 40$ г/м³); V класс — исключительно трудновзрываемые породы ($q_3 \leq 40,1 \div 50$ г/м³).

Любой взрыв должен выполняться по заранее составленному проекту. При этом необходимо пользоваться проектным удельным расходом ВВ q_n , который может быть установлен по опытными данным в условиях карьера или рассчитан на основе эталонного расхода ВВ с учетом технологических условий взрыва (в г/м³):

$$q_n = q_3 K_T K_d K_{оп} K_3 K_v K_{вв}, \quad (3.55)$$

где K_T — коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости пород, $K_T \approx 1,2l_{ср} + 0,2$; $l_{ср}$ — размер средней естественной отдельности в массиве, м; K_d — коэффициент, учитывающий необходимую степень дробления породы, $K_d = 0,5/d_{ср}$, $d_{ср}$ — средний размер куска породы после взрыва; величина $d_{ср}$ ориентировочно определяется (в м) из выражения $d_{ср} \approx (0,15 \div 0,2)\sqrt[3]{E}$, где E — вместимость ковша экскаватора, м³; $K_{оп}$ — коэффициент, учитывающий местоположение заряда и число открытых (свободных) поверхностей взрываемой части массива (если принять $K_{оп} = 1$ при шести открытых поверхностях в качестве эталона, то при пяти поверхностях $K_{оп} \approx 1,5 \div 2$; при четырех поверхностях $K_{оп} \approx 2,5 \div 3$; при трех поверхностях $K_{оп} \approx 3,5 \div 4$; при двух поверхностях, что характерно для мгновенного однорядного и короткозамедленного многорядного взрывания, $K_{оп} \approx 4,5 \div 5$; при одной поверхности $K_{оп} \approx 5,5 \div 6$); K_3 — коэффициент, учитывающий форму заряда ВВ в массиве (для скважин диаметром $d_c = 200$ мм $K_3 \approx 1$; при $d_c = 100$ мм и при легко-, средне- и трудновзрываемых породах K_3 соответственно равен $0,95 \div 1$; $0,8 \div 0,9$; $0,7 \div 0,8$; для $d_c = 300$ мм $K_3 \approx 1,05 \div 1,1$; $1,2 \div 1,25$; $1,35 \div 1,4$; при расщеплении заряда в скважинах большого диаметра рекомендуется величину K_3 умножить на поправочный коэффициент $0,95$); K_v — коэффициент, учитывающий объем взрываемой породы ($K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{h_y}}$ — для уступов высотой $15 \div 18$ м; $K_v = \sqrt[3]{\frac{h_y}{15}}$ — для ус-

ступов высотой > 18 м); $K_{вв}$ — переводной коэффициент по энергии (теплоте взрыва) от аммонита № 6ЖВ к практически используемому ВВ в карьере (табл. 3.13).

Фактический удельный расход ВВ можно установить только после взрыва делением израсходованного количества ВВ на действительно взорванный объем породы. Этот показатель учитывается на карьерах, и на его основе корректируется возможный расход ВВ при очередных взрывах.

Таблица 3.13

Наименование ВВ	$K_{вв}$
Акватол:	
М-15	0,76
МГ	0,92
65/35	1,1
Акванит 3Л	1,16
Алюмотол	0,83
Аммонит:	
№ 6ЖВ	1
скальный № 1	0,81
Аммонал водоустойчивый	0,91
Граммонал А-8	0,8
Гранулотол	1
Гранулит:	
АС-8	0,89
АС-4	0,98
С-2	1,13
М	1,13
Детонит М	0,82
Зерногранулит:	
79/21	1
50/50-В	1,11
30/70-В	1,13
30/70	1,14
Игданит	1,13
Тротил литой	1,2

Примечание. Для акватолов М-15 и 65/35 водонаполненных, алюмотола и зерногранулита 30/70-В при расчете переводного коэффициента использованы величины идеальной работы взрыва водонаполненного ВВ, относящиеся к 1 кг сухой смеси. Для акватола МГ данные относятся к 1 кг водонаполненной смеси.

3.7.8. Расчет скважинных зарядов и параметров сетки скважин

Величина заряда ВВ в скважине Q_3 зависит от крепости пород, параметров и сетки скважин, конструкции заряда, очередности взрывания зарядов, характеристики ВВ, необходимой формы и размеров развала породы.

Масса скважинного заряда ВВ определяется (в кг) по выражению:

$$Q_3 = q \cdot V_n, \quad (3.56)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; V_n — объем породы, взрываваемой зарядом, м³.

Удельный расход ВВ может быть установлен (в кг/м³) по формуле С.А. Давыдова:

$$q = 0,000175 \gamma, \quad (3.57)$$

где γ — плотность горной породы, кг/м³.

Обычно в практике взрывных работ на карьерах для расчета массы скважинного заряда (в кг) пользуются выражениями: для скважин первого ряда:

$$Q_3 = q W h_y a, \quad (3.58)$$

для последующих рядов скважин:

$$Q_3 = q b h_y a, \quad (3.59)$$

где W — длина линии сопротивления по подошве, м; h_y — высота уступа, м; a — расстояние между скважинами в ряду, м; b — расстояние между рядами скважин, м.

Практика показывает, что для легко взрываемых пород $W = (40 \div 45) d_c$, для пород средней взрываемости $W = (35 \div 40) d_c$, для трудно взрываемых пород $W = (25 \div 35) d_c$.

С.А. Давыдов предлагает определять рациональную длину линии сопротивления по подошве по следующей формуле (в м):

$$W = 53 K_T d_c \sqrt{\frac{\Delta \cdot K_{ВВ}}{\gamma \cdot m}}, \quad (3.60)$$

где K_T — коэффициент, учитывающий уменьшение объемной массы пород из-за трещиноватости; $K_T = 1 \div 1,2$ (большее значение соответствует породам с значительной трещиноватостью); d_c — диаметр скважины, м; Δ — плотность зарядания ВВ, кг/дм³; $K_{ВВ}$ — переводной коэффициент от аммонита № 6ЖВ к прак-

тически используемому ВВ (табл. 3.14); γ — плотность породы, кг/дм³; m — коэффициент сближения скважин.

При мгновенном взрывании скважинных зарядов значение коэффициента сближения скважин может быть ориентировочно определено по формуле Б.Б. Позднякова:

$$m = 1,66 - 0,066f, \quad (3.61)$$

где f — коэффициент крепости пород по проф. М.М. Протодьяконову.

Таблица 3.14

Взрывчатое вещество	$K_{ВВ}$
Алюмотол	0,83
Акватол Т-20	1,2
Аммонит № 6ЖВ	1
Аммонит АП-5ЖВ	1,14
Гранулотол	1,2
Граммонит 30/70	1,14
Гранулит С-2	1,13
Гранулит М	1,13
Граммонит 50/50	1,11
Граммонит 79/21	1
Гранулит АС-4	0,98
Гранулит АС-8В	0,89
Гранулит АС-8	0,89
Гранитол 7А	0,86
Детонит М	0,82
Игданит	1,13
Карбатол ГЛ-10В	0,79
Скальный аммонит № 1	0,81
Скальный аммонит № 3	0,8
Тротил прессованный	0,85

На практике принято определять относительное расстояние между скважинами или коэффициент сближения скважин

$$m = \frac{a}{W}, \quad (3.62)$$

где a — расстояние между скважинами в ряду, м.

Для второго и последующего рядов скважин

$$m = \frac{a}{b}, \quad (3.63)$$

где b — расстояние между рядами скважин, м.

По условию дробления для легковзрываемых пород $m = 1,1 \div 1,4$; для пород средней взрываемости $m = 1 \div 1,1$; для трудновзрываемых пород $m = 0,75 \div 1$.

Зная глубину скважины и длину забойки, а также вместимость 1 м скважины, максимальное расстояние между рядами скважин определяется (в м) по формуле:

$$b = \frac{P(L_c - l_3)}{a h_y q}, \quad (3.64)$$

где P — вместимость заряда ВВ в 1 м длины скважины, кг/м; L_c — глубина скважины, м; l_3 — длина забойки, м; a — расстояние между скважинами в ряду, м; h_y — высота уступа, м; q — удельный расход ВВ, кг/м³.

При квадратном расположении скважин обычно принимают $a \approx b$, при шахматном — $b \approx 0,85 a$.

Взрывание пород каждого уступа производят отдельными блоками шириной $Ш_{бл}$ и длиной $L_{бл}$. Объем породы одновременно взрываемого блока, м³

$$V_{бл} = h_y \cdot Ш_{бл} \cdot L_{бл}. \quad (3.65)$$

Величина $V_{бл}$ устанавливается в строгом соответствии с принятой технологией ведения открытых горных работ, размерами рабочих площадок, расположением уступов, условиями безопасности и зависит от масштаба и принятой организации горных работ, а также от свойств разрабатываемых пород. Поэтому число рядов скважин ограничивается в основном величинами $Ш_{бл}$ и $V_{бл}$.

3.7.9. Параметры развала и кусковатость взорванной породы

Ширина развала взорванной породы приблизительно может быть определена (в м) по формулам:

- при однорядном мгновенном взрывании (рис. 3.16, а, б, в, г):

$$B_0 \approx K_v K_\beta \sqrt{q_n h_y}, \quad (3.66)$$

где K_v — коэффициент, характеризующий взрываемость породы ($K_v = 3 \div 3,5$; $2,5 \div 3$; $2 \div 2,5$ соответственно для легко-, средне- и трудновзрываемых пород); q_n — удельный (проектный) расход

ВВ, кг/м³; K_β — коэффициент, учитывающий угол наклона скважины β к горизонту,

$$K_\beta \approx 1 + 0,5 \sin 2\left(\frac{\pi}{2} - \beta\right); \quad (3.67)$$

- при многорядном короткозамедленном взрывании без подпорной стенки (см. рис. 3.16, д):

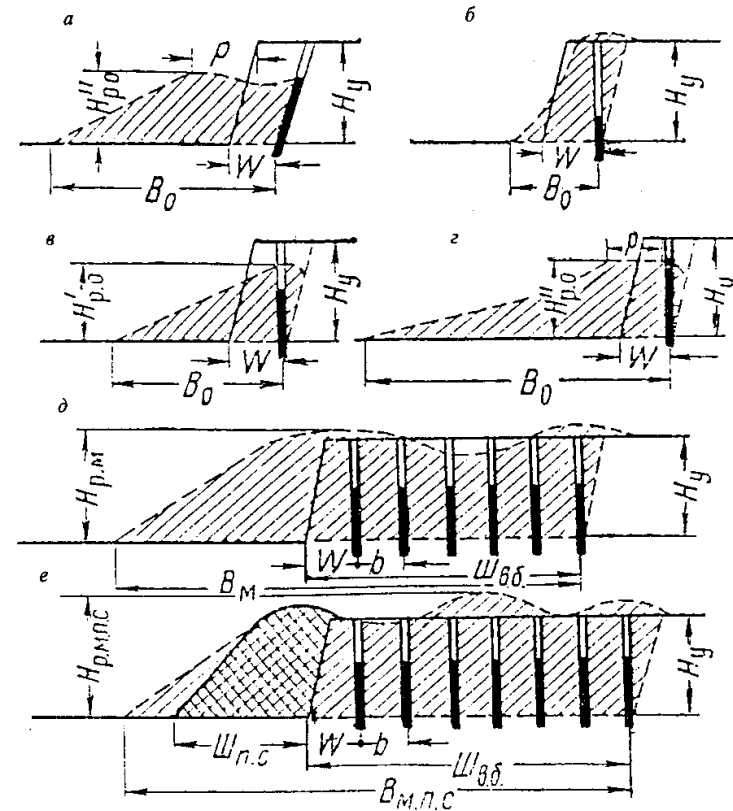


Рис. 3.16. Профиль и параметры развала:
а, б, в, г — при однорядном взрывании соответственно наклонных, вертикальных уменьшенных, нормальных и усиленных зарядов; д, е — при многорядном взрывании при отсутствии и наличии подпорной стенки

$$B_m \approx K_3 B_0 + (n-1)b, \quad (3.68)$$

где K_3 — коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления (табл. 3.15); n — число рядов скважин; b — расстояние между рядами скважин.

При многорядном взрывании с подпорной стенкой (см. рис. 3.16, е) полная ширина развала (по М.Ф. Друкованому), м

$$B_{m.p.c} = \left(1 - \frac{Ш_{п.с}}{K'_p W + Ш_{п.с}} \right) B_0 + (n-1)b, \quad (3.69)$$

где $Ш_{п.с}$ — ширина подпорной стенки, м; K'_p — коэффициент разрыхления пород в подпорной стенке ($K'_p = 1,05 \div 1,1$).

При взрывании пород на дробление вертикальными скважинными зарядами развал имеет форму, близкую к треугольной, а при взрывании наклонных зарядов — трапецевидную. Длина верхнего основания трапецевидного профиля, м

$$P \approx 0,3 (B_0 - W) + 3,5.$$

Высота развала при однорядном взрывании скважинных зарядов составляет, м: $H_{p.o} = (0,5 \div 0,8) h_y$.

Таблица 3.15

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

Ожидаемая кусковатость взорванной породы определяется (в см) по формуле:

$$d_{cp} = \frac{60}{\frac{1}{l_{cp}} + \frac{300 + h_y}{100 + d_c} q_f}, \quad (3.70)$$

где l_{cp} — размер средней естественной отдельности в массиве, м; h_y — высота уступа, м; d_c — диаметр скважины, мм; q_f — фактический удельный расход ВВ, кг/м³.

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

3.8. ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

3.8.1. Применение одноковшовых экскаваторов *

В практике открытых горных работ используются самые различные виды выемочно-погрузочного оборудования с широким диапазоном технологических и эксплуатационных качеств (рис. 3.17).

Основной объем выемочно-погрузочных работ на карьерах строительных горных пород выполняется одноковшовыми экскаваторами циклического действия.

Отечественная промышленность выпускает шесть типов одноковшовых экскаваторов: строительные, карьерно-строительные, карьерные, гидравлические, вскрышные, шагающие.

Наибольшим разнообразием отличаются строительные экскаваторы с вместимостью ковша от 0,15 до 4 м³. Их оснащают дизельным, дизель-электрическим, электрическим приводом, сменным рабочим оборудованием прямой и обратной мехлопат, драглайна, крана, грейфера. Ходовое устройство гусеничное или пневмоколесное. Они предназначены в основном для производства земляных работ при сооружении различных объектов и вспомогательных работ в карьерах. В качестве основного выемочно-погрузочного оборудования их применяют на карьерах по добыче строительных горных пород с производственной мощностью 0,5—2 млн м³/год. Строительные экскаваторы имеют индекс ЭО (экскаватор строительный одноковшовый).

Карьерно-строительные гусеничные экскаваторы (ЭКСТ) выпускаются с вместимостью ковша 1,25—8 м³. Карьерные экскаваторы (ЭКГ) выпускают только с электрическим многодвигательным приводом на гусеничном ходу и оснащают рабочим оборудованием прямой мехлопаты. Их типоразмерный ряд

* Первый одноковшовый экскаватор предложил в 1834 г. американец В. Отис, но использование его началось лишь в 70 г. прошлого века. Впервые одноковшовые экскаваторы нашли массовое применение в 1908-12 гг. при сооружении Панамского канала.

В России впервые одноковшовые экскаваторы с паровым приводом использовались во время прокладки железной дороги от Москвы до Петербурга (1851 г.).

представлен базовыми моделями с вместимостью ковшей от 2 до 20 м³. Их индекс, например, ЭКГ-8И, означает: экскаватор карьерный на гусеничном ходу с вместимостью ковша 8 м³ Ижорского завода. Ряд моделей имеет удлиненное оборудование для верхней погрузки (ЭКГ-4у, ЭКГ-6,3у).

У гидравлических экскаваторов (ЭГ) все виды рабочих органов шарнирно связаны с полноповоротной или частично поворотной платформой и перемещаются с помощью гидроцилиндров. Отечественный параметрический ряд карьерных гидравлических экскаваторов включает базовые модели с вместимостью ковшей от 8 до 50 м³. Их ходовое устройство — гусеничное, основное рабочее оборудование — прямая мехлопата, привод — электрический многодвигательный. Группа цифр, расположенная за буквенным индексом, указывает на вместимость ковша в кубометрах (индекс ЭГ-12 означает: экскаватор гидравлический с вместимостью ковша 12 м³). Наряду с карьерными выпускается несколько моделей универсальных строительных гидравлических экскаваторов с вместимостью ковша до 4 м³ и сменным рабочим оборудованием: обратная мехлопата (реже прямая), грейфер, кран, гидромолот, зуб-рыхлитель и др. Ковш гидравлического экскаватора имеет три степени свободы, поэтому обладает разнообразной траекторией движения, обеспечивающей более эффективное использование мощности для внедрения и наполнения ковша, а также извлечения из забоев негабаритов. Большой интерес к гидравлическим экскаваторам обусловлен их главным технологическим преимуществом перед канатными — значительным увеличением усилий на рабочем органе без нарастания массы машины (экскаватор ЭГ-12 имеет массу 260—280 т при напорном усилии 1100 кН, а ЭКГ-12,5 — соответственно 684,5 т и 588 кН).

Вскрышные гусеничные экскаваторы (ЭВГ) оснащены прямой мехлопатой и многодвигательным электроприводом. Они снабжены удлиненными стрелой и рукоятью и предназначены в основном для перемещения породы в отвал. Ввиду большой массы экскаваторов их ходовое устройство многогусеничное с четырьмя спаренными гусеничными тележками. Вскрышные экскаваторы с вместимостью ковша до 15 м³ маркируют подобно карьерным (ЭВГ-6, ЭВГ-15), а в индексе более мощных машин присутствуют две группы цифр — ЭВГ-35/65 (числитель означает вместимость ковша в м³, знаменатель — длину стрелы в м).

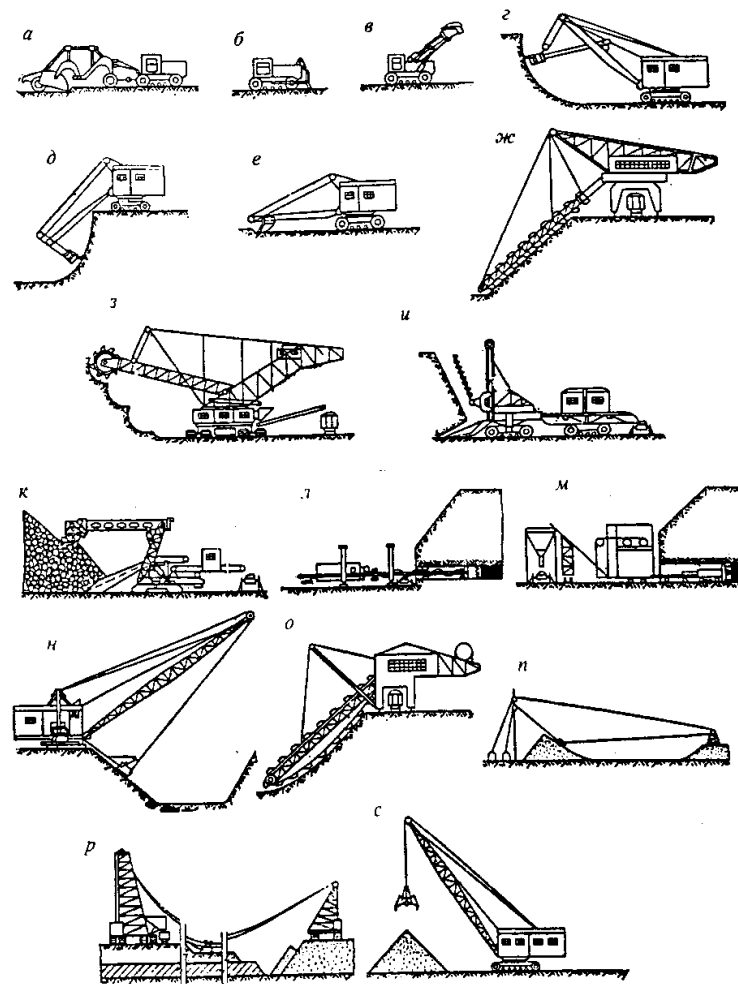


Рис. 3.17. Основные виды выемочно-погрузочного оборудования:
a — колесный скрепер; *b* — бульдозер; *v* — одноковшовый погрузчик; *z* — прямая лопата; *d* — обратная лопата; *e* — струг; *ж* — цепной многочерпаковый экскаватор; *з* — роторный экскаватор; *и* — обвало-погрузочная машина; *к* — роторно-гребковая машина; *л* — шнеко-буровая машина; *м* — буровой комбайн; *н* — драглайн; *о* — цепной экскаватор со свободно-провисающей цепью; *п* — канатный скрепер; *р* — башенный экскаватор; *с* — грейфер

Шагающие экскаваторы (ЭШ) имеют рабочее оборудование драглайна. Ряд отечественных машин включает модели с ковшами вместимостью от 5 до 100 м³. Драглайны оснащены удлиненными стрелами и предназначены главным образом для непосредственной перевалки вскрышных пород в выработанное пространство карьера. Их маркировка схожа с маркировкой вскрышных экскаваторов — ЭШ-10/70 (числитель — вместимость ковша в м³, знаменатель — длина стрелы в м).

Основные технологические параметры механических лопат: вместимость ковша, рабочие параметры (радиус и высота черпания и разгрузки, которые зависят от длины рукояти и стрелы, угла наклона последней, а также от положения мест черпания и разгрузки), габариты, преодолеваемый уклон, масса, удельное давление на грунт.

Карьерные механические лопаты с электрическим многодвигательным приводом, на гусеничном ходу применяются для выемки мягких и разрушенных пород любой кусковатости. Они используются (вместимость ковша 2—25 м³, высота уступов 6—20 м) на карьерах любой производственной мощности с применением наиболее распространенной нижней погрузки.

Выемка пород мехлопатами ведется торцевым (боковым), продольным (фронтальным) или тупиковым забоями (рис. 3.18).

Для верхней погрузки предпочтительны экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием. При равном объеме ковша техническая производительность экскаватора с удлиненным оборудованием на 20—40 % ниже, чем обычных лопат. Верхняя погрузка эффективна в тех случаях, когда в результате улучшения транспортного обслуживания повышается эксплуатационная производительность экскаваторов, сокращаются затраты на транспортирование пород, улучшаются показатели горных работ карьера.

Ширина заходки экскаватора определяется (в м) по выражению:

$$A = (1,5 \div 1,7) R_{ч.у}, \quad (3.71)$$

где $R_{ч.у}$ — радиус черпания на уровне стояния, м.

При автомобильном транспорте часто применяют узкие заходки шириной $(0,7 \div 1) R_{ч.у}$ и двухстороннюю погрузку автосамосвалов. Число заходов по развалу взорванной горной породы зависит от его ширины, которая в зависимости от физико-

механических свойств пород и методов взрывания изменяется от 1,3 до 5 высоты уступа.

Высота разрабатываемого уступа в мягких породах по условию обеспечения безопасности не должна превышать максимальной высоты $H_{ч.макс}$ черпания экскаватора, т.е. $h_y \leq H_{ч.макс}$. Высота разрабатываемого уступа в скальных и полускальных породах не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора $H_{ч.макс}$ более чем в 1,5 раза.

При разработке неоднородных по прочности пород, представленных пластами различной мощности, прямые мехлопаты используются для раздельной выемки и забойной сортировки различных пород. В случае горизонтального напластования пород может быть использована раздельная выемка несколькими заходками по высоте развала (см. рис. 3.19, а). Ввиду малой мощности пластов уступ взрывается на полную высоту, и экскаватор последовательно слоями сверху вниз отработывает заходку с верхней погрузкой. При разработке залежей, представленных крутыми и наклонными пластами, возможна раздельная выемка заходками переменной ширины (см. рис. 3.19, б). Для забойной экскаваторной сортировки пород характерна выборочная выемка в плане (см. рис. 3.19, в). Техническая характеристика прямых и обратных механических лопат приведена в табл. 3.16 и табл. 3.17.

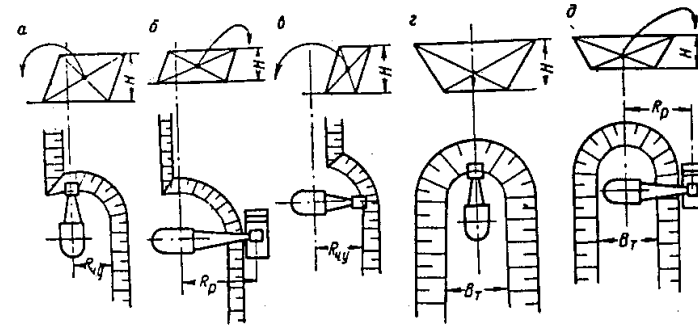


Рис. 3.18. Типы экскаваторных забоев:

а — боковой с нижней погрузкой; б — то же с верхней погрузкой; в — фронтальный с нижней погрузкой; г — траншейный с нижней погрузкой; д — то же с верхней погрузкой

Таблица 3.16

Показатели	Экскаваторы типа «прямая механическая лопата»									
	Э-652Б, ЭО-411В, ЭО-4112	ЭО-1001ПЕ, ЭО-511ПЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-295БХЛ, 2	ЭКГ-3.2	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И	ЭКГ-8И
Вместимость ковша, м³	0,65; 0,8	1	1; 1,2	1,25	2,5; 3,2	2,5; 3,2	2,5; 3,2; 4	4,5; 6,3	6,3; 8; 10	10
Радиус черпания на уровне стояния, м	4,7	5	4,8	6,3	7,2	6,9	8,8	11,2	11,9	11,9
Максимальный радиус разгрузки, м	7,2	8,3	7,4	8,9	10,8	9,7	12	13,6	16,3	16,3
Максимальный радиус черпания, м	7,8	9,2	8,4	9,9	12	11	13,5	15,5	18,2	18,2
Максимальная высота черпания, м	7,9	6,5	8,2	7,8	9	10	9,8	11	12,5	12,5
Максимальная высота разгрузки, м	5,6	5	6,1	5,1	6,4	7	6,1	7,5	9,1	9,1
Масса экскаватора, т	25,5	33,5		39,5	94		140	250	370	370
Установленная мощность двигателей, кВт	55—60	80	103	110	160	220	250	320	520	520
Продолжительность цикла (при угле поворота 90°), с	18	17		21	22	23	23,3	25	28	28

Таблица 3.17

Показатели	Экскаваторы типа «обратная лопата»														
	ЭО-3311Г	ЭО-3211Д	Э-652Б (ЭО-4111Б)	Э-1001ПЕ, ЭО-511ПЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-3221	ЭО-4121Б	ЭО-5122А	ЭО-5124	ЭО-6123	ЭО-3323А	ЭО-4322	ЭО-3150	ЭО-585
Вместимость осе- нового ковша, м³	0,4	0,45; 0,5	0,65; 0,8	1	1; 1,2	1,4	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	0,65; 1; 1,25	1,25; 1,6	1,25; 2	1,6; 2,5	0,4; 0,5; 0,63; 0,8	1		
Длина стрелы, мм	4900	5100	5500 (5900)	6200	7800										
Длина рукоятки, мм	2300	2500	3020	4910	3380	1900	2990/ /2900	2300				2885	3150		
Наибольшая глу- бина копания, м:						4,76	5,8/6	6,21			7,2	4,62	5,85		
траншеи	4	5,02	5,8(6,9)	6,9	7,3										
котлована	2,6	—	4	6,1	6,1										
Наибольший ра- диус копания на уровне стояния, м	5,9	8,2	9,2 (10,16)	10,5	11,5	7,9	9,1/9,4	9,75			11,5	7,9	9		
Наибольшая вы- сота выгрузки, м	4,3	5,6	6,14	4,2	7,3	5,05	5/5	5,31			5,8	6,3	5,5		
Наибольший ра- диус выгрузки, м	—	7	8,1 (8,05)	7,8	10,3	4,6	7,4/7,8	6,3			7,6	6,7	7,1		
Мощность двигателя, кВт	37		55—60	80	103	110	95,7	125			2×76	55 или 73	73		
Наибольшая ско- рость передвиже- ния, км/ч	16,9	2,9	3,1	2	1,5	3	2,5	2,4			1,5	1,5	19,5		

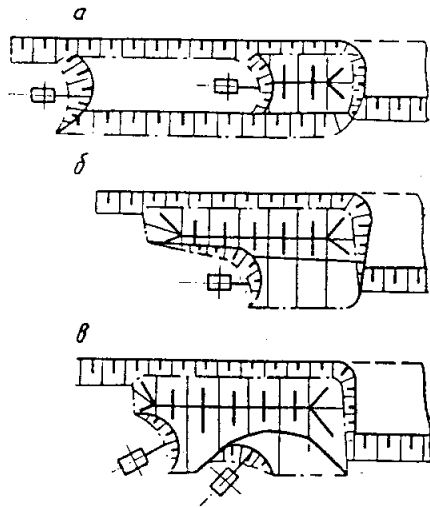


Рис. 3.19. Способы экскаваторной раздельной выемки несколькими заходками по высоте развала (а), заходками переменной ширины (б) и выборочно (в)

Структура индексов одноковшовых универсальных экскаваторов приведена на рис. 3.20.

Теоретическая (паспортная) производительность экскаваторов зависит только от конструктивных факторов: линейных размеров рабочего оборудования, кинематической схемы и рас-

четно-конструктивных скоростей движения ковша, вместимости ковша, мощности двигателей и др. Она определяется (в м³/ч) согласно выражению:

$$Q_{\text{теор}} = 60nE = \frac{3600E}{t_{\text{ц}}}, \quad (3.72)$$

где n — конструктивно-расчетное число циклов в минуту (или число ковшей, разгружающихся в минуту); E — вместимость ковша, м³; $t_{\text{ц}}$ — теоретическая продолжительность рабочего цикла, с.

Теоретическая продолжительность цикла определяется, исходя из конструктивных данных мехлопаты, при высоте забоя, равной высоте напорного вала, угле поворота 90° и разгрузке породы в отвал. Ее величина указывается в паспорте экскаватора.

Техническая производительность экскаваторов относится к часу непрерывной работы и устанавливается по теоретической производительности (в м³/ч) с учетом коэффициентов, характеризующих конкретные условия работ:

$$Q_{\text{техн}} = \frac{3600E}{t_{\text{ц.д}}} \cdot \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} = \frac{3600E}{t_{\text{ц.д}}} \cdot K_3, \quad (3.73)$$

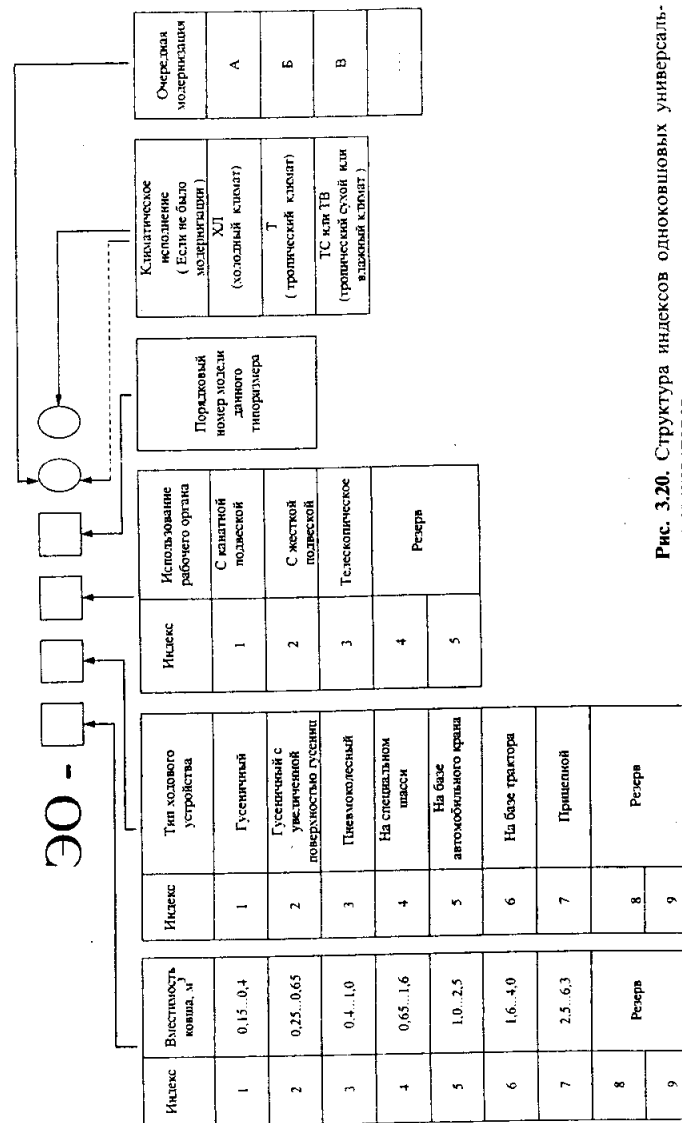


Рис. 3.20. Структура индексов одноковшовых универсальных экскаваторов

где $t_{ц.д}$ — расчетная (действительная) продолжительность цикла в конкретных данных условиях, с; K_n — коэффициент наполнения ковша; K_p — коэффициент разрыхления породы в ковше; $K_3 = \frac{K_n}{K_p}$ — коэффициент экскавации, характеризующий

совокупное влияние физико-механических свойств пород на производительность экскаватора.

Значения коэффициентов K_n и K_p приведены в табл. 3.18.

Таблица 3.18

Породы	Коэффициенты	
	K_n	K_p
Песок, суглинок	1—1,1	1,1—1,2
Глина	0,95—1	1,25—1,3
Разрыхленный известняк	0,8—0,9	1,3—1,45
Разрыхленные изверженные породы	0,75—0,85	1,4—1,5

Эксплуатационная сменная производительность экскаватора $Q_{см}$ характеризует объем работы, который выполняет или может выполнить мехлопата с учетом действительных затрат времени на технические, технологические и организационные работы и перерывы, и определяется по выражению, м³/смену:

$$Q_{см} = \frac{3600 E}{t_{ц.д}} \cdot \frac{K_n}{K_p} \cdot T_{см} \cdot \eta, \quad (3.74)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; η — коэффициент использования экскаватора во времени в течение смены.

Для конкретных практических расчетов производительность экскаваторов необходимо брать из «Единых норм выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспорт».

У драглайнов так же, как и у механических лопат, различают следующие рабочие параметры и габаритные размеры: радиусы черпания и разгрузки, которые определяются длиной стрелы, углом ее наклона и величиной заброса ковша; отклонение подъемного троса от вертикали при забросе ковша составляет 15—20°; глубина черпания, которая зависит от длины стрелы, угла ее наклона, расположения драглайна в забое, физико-

механических свойств породы, длины тросов и квалификации машиниста; высота разгрузки, определяемая длиной стрелы и углом ее наклона; радиус вращения задней части кузова; высотный размер кузова.

Техническая характеристика драглайнов приведена в табл. 3.19.

Обычный наклон стрелы драглайна составляет 25—45°. Угол наклона стрелы уменьшают для увеличения глубины и радиуса черпания драглайна. При нижнем черпании высота отработываемого уступа определяется возможной (паспортной) глубиной черпания, углом откоса забоя и условиями разгрузки ковша.

Положение промежуточного горизонта и высота верхнего подступа для драглайна определяется конструктивными особенностями экскаватора. Исходя из высоты разгрузки ковша, максимальная высота верхнего подступа должна быть не более $H_b \leq 0,8 H_p^{\max}$, где H_p^{\max} — максимальная высота разгрузки драглайна, м.

Максимальная ширина заходки драглайна A_{\max} определяется способом его работы и радиусом черпания (в м). Ее принимают с таким расчетом, чтобы углы разворота экскаватора в каждую сторону от его оси ω_1 и ω_2 не превышали 45° с целью сокращения продолжительности цикла, т.е.

$$A_{\max} = R_r (\sin \omega_1 + \sin \omega_2). \quad (3.75)$$

Производительность драглайнов рассчитывается по тем же формулам, что и для мехлопат (формулы 3.72—3.74). Однако ввиду различного принципа выполнения отдельных операций (черпание, разгрузка) составляющие в указанных формулах будут иметь другое значение.

Средняя величина коэффициента наполнения ковша драглайна для различных пород составляет:

- влажные пески, суглинки — 1,05—0,9;
- песчано-глинистый грунт с галькой — 0,9—0,7;
- глинистые и суглинистые породы средней плотности — 0,9—0,6;
- плотные глинистые породы — 0,7—0,4;
- песчано-глинистые породы с галькой и валунами — 0,7—0,4.

Таблица 3.19

Показатели	Экскаваторы-драглайны								
	ЭО-1001Е, ЭО-511ЕХЛ	ЭО-5111Б	ЭО-6112Б (Э-1252Б)	ЭО-7111 (Э-2503)	Э-2505ХЛ-2	ЭШ-6,5/ 45у	ЭШ-10/60	ЭШ-11/70	
Вместимость ковша, м ³	1		1,25	2,5; 3	1,25; 1,5	5—7	10	11	
Длина стрелы, м	12,5	15	12,5	17,5	25	30—45	60	70	
Угол наклона стрелы, градус	30; 45							30	
Максимальный радиус черпания, м	13,5; 12	16; 14	14,3; 12,9	19,3; 17,5	27,4; 24,3	43,5	57	66,5	
Максимальная глубина черпания, м	5,5; 4,4 9,4; 7,4	7,8; 5,7 10; 9,2	6; 5,1 9,5; 7,5	9,3; 6,5 13; 10,2	14; 12,5 20,5; 16,6	22	35		
Максимальная высота разгрузки, м	4,1; 6,6	5,3; 8,4	4; 6,5	6,9; 10,5	10,3; 15,9	19,5	21	27,5	
Максимальный радиус разгрузки, м	10,2	12	10,4	14	19,3	43,5	57	66,5	
Масса экскаватора, т	33,7		39,5	87		305	540	767	
Продолжительность цикла (при угле поворота 135°), с	23		24	32		39	54	52,5	
Установленная мощность двигателей, кВт	80	103	110	160	220	630	860	1460	

Примечание. Максимальная глубина черпания, в числителе — при боковом проходе, в знаменателе — при концевом проходе.

Длительность цикла драглайна на 20—50 % больше, чем у механической лопаты с ковшем той же вместимости. Это обстоятельство влечет за собой меньшее число циклов в единицу времени и меньшую производительность драглайна, которая в практических условиях на 20—25 % ниже производительности механической лопаты.

Драглайны составляют около 20 % парка одноковшовых экскаваторов, и с их применением выполняется около 20 % объемов горных и земляных работ.

3.8.2. Применение колесных скреперов

Колесные скреперы классифицируют:

- по способу соединения скреперного оборудования с тягачом — на прицепные, полуприцепные и самоходные (прицепные скреперы имеют двухосную ходовую часть, полуприцепные — одноосную, но тягач имеет две оси; у самоходных скреперов тягач и скреперное оборудование имеют по одной оси: по приводу ходовой части самоходные скреперы могут быть дизельные и дизель-электрические);
- по вместимости ковша — малой вместимости (до 5 м³), средней (5—15 м³) и большой (более 15 м³);
- по способу загрузки и разгрузки ковша — со свободной и принудительной загрузкой или разгрузкой (при свободной разгрузке порода разгружается путем опрокидывания ковша вперед или назад; принудительная разгрузка состоит в выталкивании породы задней стенкой ковша);
- по способу управления рабочими органами — с механическим (канатно-блочным), гидравлическим и электрогидравлическим управлением.

Колесный скрепер — самоходный или прицепной к тягачу агрегат, служащий для зачерпывания, перемещения и разгрузки породы.

Цикл работы скрепера состоит из операций: отделение породной стружки и заполнение ковша; перемещение породы к месту выгрузки; разгрузка с послышной укладкой породы в отвал или в транспортные сосуды через специальные бункера; возвратное движение в забой.

Процесс работы колесного скрепера состоит в следующем. При подходе скрепера к месту выемки породы передняя его заслонка поднимается, а ковш опускается на забой. При движении по забою нож врезается в породу, срезая слой толщиной 0,1—0,3 м. Таким образом происходит заполнение ковша породой. Наполненный ковш поднимают, закрывая заслонкой, и в этом положении транспортируют к месту разгрузки. На отвале ковш несколько опускают, оставляя необходимый просвет между поверхностью отвала и ковшом. Затем поднимают заслонку и начинают перемещать заднюю стенку, которая выталкивает породу вперед, разгружая ковш скрепера. Освобожденный от породы ковш поднимают, заднюю стенку передвигают в исходное положение, одновременно опуская переднюю заслонку. После этого скрепер движется к месту выемки, и цикл его работы повторяется.

Длительность и путь загрузки скрепера зависит от характера грунта и глубины внедрения в него режущей кромки ковша. В рыхлых и мягких песчаных породах толщина срезаемой стружки допускается до 20—30 см, наполнение ковша происходит на коротком расстоянии. В среднеплотных и плотных глинистых породах толщина стружки составляет 10—15 см.

Вспомогательным оборудованием при работе колесных скреперов служат тракторы-толкачи и рыхлители. Трактор-тягач применяют при работе скреперов в крепких породах или при работе мощных скреперов, когда тяговое усилие основного трактора-тягача недостаточно. Рыхлители применяют для предварительного рыхления пород. Применение рыхлителей и толкачей повышает производительность скреперов, улучшает условия эксплуатации тракторов и увеличивает срок их эксплуатации.

Колесные двухосные скреперы обычно применяются в сочетании с двухосными колесными и гусеничными тракторами. Гусеничный ход тягача, обеспечивая высокую проходимость, ограничивает скорость передвижения скрепера (до 8 км/ч). Поэтому скреперы на гусеничном ходу применяются при небольших расстояниях транспортирования (до 300 м), плохих дорожных условиях и сложном рельефе местности. Увеличение скорости движения скреперов возможно за счет использования одноосных и двухосных тягачей на бескамерных баллонах пониженного давления, что обеспечивает высокую проходимость тягачей и большую скорость их движения (до 30 км/ч).

Техническая характеристика скреперов приведена в табл. 3.20.

Колесные скреперы могут применяться на добычных, вскрышных и вспомогательных работах. Технологические схемы скреперных работ зависят от их назначения и объема, взаимного расположения мест заполнения ковша и его разгрузки, рельефа поверхности, физико-механических свойств пород, способов выемки и др. Различают выемку горизонтальными слоями с заполнением ковша скрепера на горизонтальном участке и выемку наклонными слоями с заполнением породой ковша скрепера под уклон или на подъем. При выемке горизонтальными слоями отвал насыпается равномерными слоями, постепенно достигая необходимой высоты. Ширина насыпаемого участка отвала равна ширине скреперного забоя. При выемке наклонными слоями наращивание отвалов последовательное, время загрузки ковша на 20—30 % меньше, чем при выемке горизонтальными слоями. В случае выемки наклонными слоями на подъем порода под действием силы тяжести скатывается в ковш. В рыхлых породах загрузку скрепера рекомендуется производить на подъем до 5°. Выемка наклонными слоями чаще применяется при проведении траншей. При выемке наклонными слоями важно правильно выбрать длину наклонного забоя, которая зависит от высоты разрабатываемого уступа и угла наклона забоя. Длина наклонного забоя, соответствующая длине загрузки ковша скрепера породой, определяется по выражению (в м):

$$L_{н.з} = \frac{E K_n}{b_p \cdot h_c \cdot K_p}, \quad (3.76)$$

где E — вместимость ковша скрепера, м³; K_n — коэффициент наполнения ковша; b_p — ширина режущей кромки ковша, м; h_c — толщина срезаемой скрепером стружки, м; K_p — коэффициент разрыхления породы в ковше.

На вскрышных работах основное время приходится на движение скрепера с грузом и без груза. Оно зависит от параметров карьера, места складирования вскрышных пород и скорости движения скрепера. Параметры отвалов и место их расположения определяют рентабельность скреперных работ. Расположение отвалов возможно на бортах карьера, на значительном расстоянии от карьера, в выработанном пространстве (рис. 3.21).

Таблица 3.20

Показатели	Скреперы							Электрогидравлическое	Гидравлическое
	ДЗ-33 (Д-569)	ДЗ-111А	ДЗ-20 (Д-498)	ДЗ-77	ДЗ-11П (Д-375П)	ДЗ-13Б (Д-392)	ДЗ-107-2		
Вместимость ковша, м ³	3	4,5	7	8,8	8	15	25	Специальное шасси 405 × 2	
Базовый трактор, тягач	ДТ-75П	Т-4АП2	Т-100МЗ	Т-130-МГ-2	МоАЗ-546П	БелАЗ-7422			
Мощность двигателя, кВт	59	96	80	118	159	265	50		
Максимальная скорость движения, км/ч	11,4	9,3	10,1	10,5	40	45	3800		
Ширина резания, мм	2100	2430	2620	2600	2780	3120	400		
Глубина резания, мм	100	130	300	200	300	200			
Управление	Гидравлическое			Принудительный			Гидравлическое		
Способ разгрузки							30		
Масса скрепера, т	2,8	4,4	7	9,8	9,5	16,6	65,8		
Масса скрепера с тягачом, т	8,4	12,9	19	25,2	20	36,8			
Тип скрепера	Прицепной			Самоходный					

Схема производства вскрышных работ с размещением вскрыши на бортах карьера наиболее проста и экономична. Схема с размещением вскрыши на внешних отвалах (см. рис. 3.21, б) используется при наличии у границ карьера запасов полезного ископаемого, подлежащих отработке, магистральных дорог, различных сооружений и др. Схема с размещением вскрыши на внутренних отвалах может быть применена при условии выемки полезного ископаемого на всю мощность. Эта схема экономична и создает условия для проведения рекультивации поверхности.

При комбинированных схемах вскрышных работ порода из верхних слоев размещается на бортах карьера, а из более глубоких — транспортируется на внутренние отвалы скреперами (см. рис. 3.21, з). Техническая производительность колесного скрепера (м³/ч) определяется по выражению:

$$Q_T = \frac{3600 E K_H}{t_{ц} K_p}, \quad (3.77)$$

где E — вместимость ковша скрепера, м³; K_H — коэффициент наполнения ковша ($K_H = 0,7 \div 1,2$); K_p — коэффициент разрыхления породы в ковше ($K_p = 1,1 \div 1,3$); $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла, с.

$$t_{ц} = t_3 + t_{гр} + t_{раз} + t_{пор} + t_{всп},$$

где t_3 — время загрузки ковша породой ($t_3 = 40 \div 90$), с; $t_{гр}$ — время движения скрепера с грузом, с; $t_{раз}$ — время разгрузки ковша, с; $t_{пор}$ — время движения порожнего скрепера, с; $t_{всп}$ — продолжительность вспомогательных операций ($t_{всп} = 60 \div 90$), с.

$$t_3 = \frac{L_3}{V_{скр}},$$

где L_3 — длина пути загрузки ковша ($L_3 = 10 \div 40$), м; $V_{скр}$ — скорость движения скрепера при заполнении породой ($V_{скр} = 0,7 \div 0,8$), м/с;

$$L_3 = \frac{E K_H K_p K_{пот}}{0,7 \cdot a_{рез} h_{рез}}, \quad (3.78)$$

где $K_{пот}$ — коэффициент, учитывающий потери породы ($K_{пот} = 1,2$); $0,7$ — коэффициент, учитывающий неравномерность толщины стружки; $a_{рез}$ — ширина полосы резания, м; $h_{рез}$ — глубина резания, м;

$$t_{гр} = \frac{L_{гр}}{V_{гр}},$$

где $L_{гр}$ — расстояние транспортирования породы, м; $V_{гр}$ — скорость движения скрепера с грузом, м/с;

$$t_{раз} = \frac{L_{раз}}{V_{раз}},$$

где $L_{раз}$ — длина пути разгрузки скрепера ($L_{раз} = 10 \div 25$), м; $V_{раз}$ — скорость движения скрепера при разгрузке ($V_{раз} = 0,7 \div 0,8$), м/с.

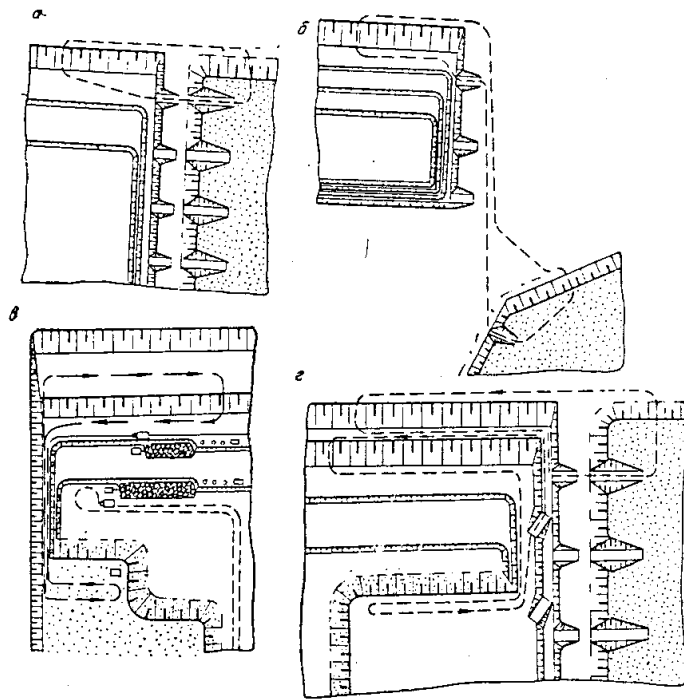


Рис. 3.21. Схемы производства вскрышных работ скреперами: а — с перемещением вскрышных пород на борт карьера; б — с отвалами, расположенными на значительном расстоянии от карьера; в, г — с комбинированным размещением вскрышных пород

Для определения действительной скорости движения на любой из передач тягача следует пользоваться коэффициентом снижения технической скорости $K_{сн}$. Для движения скрепера с грузом $K_{сн} = 0,75 \div 0,85$, для движения без груза $K_{сн} = 0,8 \div 0,9$.

На разгрузку ковша скрепера расходуется 15—30 с, столько же времени необходимо для разравнивания разгруженной породы.

Величина $t_{пор}$ (с) определяется по выражению:

$$t_{пор} = \frac{L_{пор}}{V_{пор}},$$

где $L_{пор}$ — расстояние движения порожнего скрепера, м; $V_{пор}$ — скорость движения скрепера без груза ($V_{пор} = 2 \div 3$), м/с.

Затраты времени на вспомогательные операции включают время на переключение передач (время одного переключения равно 1—2 с) и время на повороты скрепера. Последнее характеризуется следующими данными:

емкость ковша скрепера, м³ — 3—7; 10—15;

время на один поворот, с — 49; 65.

Отношение $\frac{K_{н}}{K_{р}}$ называется коэффициентом скреперования.

Отношение $\frac{3600}{t_{ц}}$ соответствует технически возможному в конкретных условиях числу рейсов скрепера за час непрерывной работы.

Сменная эксплуатационная производительность скрепера (м³/смену) определяется по выражению:

$$Q_{см} = Q_{т} \cdot T_{см} \cdot K_{н}, \quad (3.79)$$

где $Q_{т}$ — техническая производительность скрепера, м³/ч; $T_{см}$ — продолжительность смены в часах; $K_{н}$ — коэффициент использования скрепера во времени в течение смены; при трехсменном режиме работ $K_{н} = 0,7 \div 0,75$.

Условия, при которых колесные скреперы обеспечивают высокие показатели работ: месторождения должны быть представлены полностью или частично рыхлыми породами, плотные породы перед выемкой должны разрыхляться; влажность пород не должна превышать 15—20 %; содержание валунов в породе должно быть небольшим; дальность перемещения по-

род скреперами в отвалы или к транспортным устройствам не должна превышать данных табл. 3.21; допускаемые предельные уклоны, преодолеваемые скреперами, не должны превышать данных, указанных в табл. 3.22.

Преимущества колесных скреперов: достаточно высокие эффективность и маневренность; выполнение различных работ; возможность разработки месторождений различной мощности и залегающих в разнообразных условиях; возможность разделения пород по сортности при горизонтальном или слабонаклонном залегании и перемешивания слоев в процессе выемки, если это требуется по условиям технологии; возможность выемки пород тонкими стружками по мере естественного их оттаивания весной; возможность разработки небольших территориально разбросанных участков, расположенных в малоосвоенных районах; использование скреперов в начале строительства карьера до монтажа экскаваторов для горно-капитальных работ.

Таблица 3.21

Вместимость ковша, м ³	Дальность размещения, м
Прицепной с гусеничным тягачом	
до 6	100—350
6—8,8	150—550
9—11	300—800
15	500—1500
Самоходный	
до 8	300—1500
15	до 3000

Таблица 3.22

Агрегат	При подъеме		При спуске, до		Боковой, до	
	%	градус	%	градус	%	градус
Прицепной:						
с грузом	14—18	8—10	30	18	12	7
порожний	20—23	11—13	40	22	12	7
Самоходный:						
с грузом и порожний	12—15	7—8	27	15	10	5

Недостатки скреперов: ограниченность применения из-за невозможности разработки полускальных и скальных пород; невозможность работы при наличии в породе большого количества валунов; снижение эффективности работы с увеличением влажности пород выше 15—20 %; снижение эффективности работы с увеличением расстояния транспортирования горной массы; зависимость показателей работы от метеорологических и климатических условий и сезонность работы.

3.8.3. Применение бульдозеров

Бульдозер — гусеничный или колесный тягач, оборудованный отвалом (лемехом). Он может производить выемку, перемещение и складирование пород. В зависимости от тягового усилия базовых машин бульдозеры подразделяют: на легкие — класс до 60 кН, мощность до 96 кВт; средние — класс от 60 до 150 кН, мощность 103—154 кВт; тяжелые — класс от 250 до 350 кН, мощность 220—405 кВт; сверхтяжелые — класс 750 кН, мощность более 510 кВт.

По устройству ходовой части различают гусеничные и пневмоколесные бульдозеры. Последние имеют ряд преимуществ — более высокую мобильность, меньшую металлоемкость, простоту конструкции. Бульдозеры с колесными тягачами обеспечивают увеличение производительности в среднем в 2 раза по сравнению с гусеничными. Малая площадь опоры колес, недостаточное сцепление, быстрый износ покрышек при работе в карьерных условиях, меньшая величина преодолеваемых уклонов ограничивают применение этих машин.

Колесные бульдозеры следует использовать при обслуживании участка работ большой протяженности или необходимости ведения работ на различных участках, расположенных на значительном расстоянии друг от друга. При зачистке подъездов для автотранспорта колесный бульдозер может обслуживать большее количество забоев, чем гусеничный, за счет уменьшения времени на переезды от одного экскаватора к другому. Шины низкого давления позволяют колесному трактору без повреждений пересекать рельсовые пути, кабели, воздухопроводные шланги.

По способу установки отвала бульдозеры делятся на неповоротные и поворотные. У неповоротных бульдозеров отвал закреплен постоянно в перпендикулярном положении относительно продольной оси трактора. Изменение угла поперечного перекоса отвала различных моделей бульдозеров может составлять от ± 4 до $\pm 15^\circ$ за счет гидравлического или винтового регулирования.

Управление отвалом может осуществляться канатно-блочным или гидравлическим механизмом (в настоящее время бульдозеры выпускаются только с гидравлическим управлением, так как при этом появляется возможность осуществления более высоких напорных усилий, для создания которых используется не только масса отвала, но и частично масса трактора).

Техническая характеристика гусеничных бульдозеров с неповоротным и поворотным отвалами и колесных бульдозеров приведена соответственно в табл. 3.23, 3.24, 3.25.

На карьерах бульдозеры используются для производства вспомогательных (зачистка кровли пласта, планировка трассы транспортных коммуникаций и рабочих площадок уступов, сооружение насыпей, понижение высот уступов, перемещение готовой продукции на складах и песков в хвостохранилищах и др.), вскрышных и добычных работ.

При незначительной мощности вскрыши, представленной мягкими породами, бульдозеры используются для ведения вскрышных и отвальных работ самостоятельно или в комплексе с драглайнами (рис. 3.22, 3.23).

В ряде случаев бульдозеры могут применяться для погрузки породы в автосамосвалы и на конвейеры. Для этой цели на карьерах необходимо применять передвижные перегружатели (рис. 3.24). Перегружатель устанавливается в середине разрабатываемого блока пород длиной 40—60 м, при этом среднее расстояние транспортирования породы бульдозером составляет 20—30 м, что обеспечивает высокую производительность схемы. Благодаря наличию бункера, работа добычных машин в меньшей степени зависит от транспорта, в связи с чем увеличивается коэффициент их использования. Максимальная высота взорванных скальных пород при бульдозерной разработке для обеспечения безопасной работы не должна превышать 5—7 м.

Таблица 3.23

Показатели	Гусеничные бульдозеры с неповоротным отвалом									
	ДЗ-42	ДЗ-101	ДЗ-53 (Д-685)	ДЗ-27	ДЗ-35 (Д-575)	ДЗ-34С (Д-572)	ДЗ-59Х ДЗ-59ХЛ	ДЗ-141ХЛ	ДЗ-159УХЛ	
Базовый трактор	ДТ-75М-С2	Т-4АП1	Т-100М	Т-130	Т-180	ДЭТ-250	Т-330	Т-500Р-1	Т-50.01	
Мощность двигателя, кВт	59	96	80	118	133	222	244	367	523	
Тяговый класс, кН	30	60	100	100	150	250	250	350	750	
Параметры отвала, мм:										
длина	2520—2560	2800—2860	3200		3360	4540	4730	4800	6050	
высота	800	0	1110		1200	1400	1750	2000	2300	
подъем	600	990		800	1130	840	1170	1430	1550	
опускание	300—410	310	900	335	430	400	650	640	710	
Масса, т:										
бульдозерного оборудования	0,8—1,1	1,6	2,1	1,9	2,1	4	7,8	8,6	14,3	
общая с трактором	7—7,1	9,8	14,1	13,4	17,1	31,4	46,5	59,9	90,1	

Таблица 3.24

Показатели	Гусеничные бульдозеры с поворотным отвалом						
	ДЗ-43	ДЗ-104	ДЗ-17 (Д-492А)	ДЗ-109-1	ДЗ-109Б (ДЗ-171.1-0.5)	ДЗ-109ХЛ	ДЗ-60
Базовый трактор	ДТ-75Б	Т-4АП1	Т-100МЗ	Т-130МГ-1	Т-130МГ-1 (Т-170.01)	Т-130	Т-330
Мощность двигателя, кВт	59	96	80	118	118 (125)	118	244
Тяговый класс, кН	30	60		100			250
Параметры отвала, мм:							
длина	3500	3280	3940		4120		4860
высота	800	1000	815/1000	1140		1000/1170*	1300
подъем	600	720	1100	936	935	1050	890
опускание	200	350	1000	470	535	440	450
Масса, т:							
бульдозерного оборудования	1,6	1,8	2,2	2,4		3,4	4,2
общая с трактором	9,1	10	14	16,6	16,5	17,2	29,2
* С козырьком							

Таблица 3.25

Показатели	Колесные бульдозеры					
	ДЗ-37	ДЗ-102	ДЗ-133*	ДЗ-160*	ДЗ-48	
Базовый трактор	МТЗ-50; МТЗ-52	МТЗ-80; МТЗ-82	МТЗ-80; МТЗ-82	МТЗ-82; МТЗ-102	К-702	
Мощность двигателя, кВт	40		55		147	100
Тяговый класс, кН		14				
Параметры отвала, мм:						
длина	2000		2100		3200	1100
высота	600		650		1100	1100
подъем	500	600			60	
опускание		200				
Масса, т:						
бульдозерного оборудования	0,4				2,5	14,5
общая с трактором	3,6	3,3	4,4	4		
* Бульдозер-погрузчик						

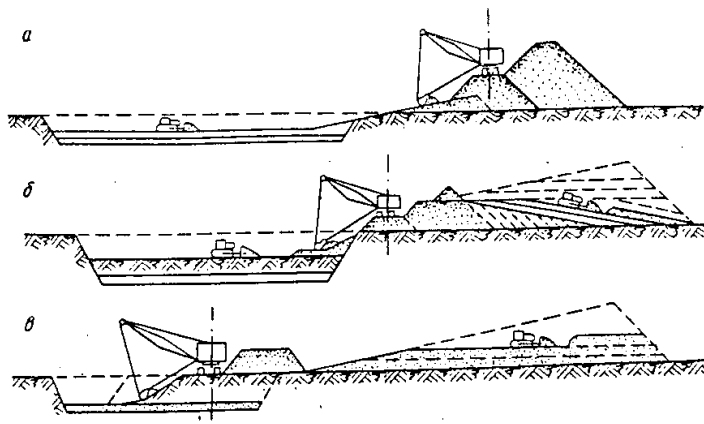


Рис. 3.22. Схемы работы бульдозеров в комплексе с драглайнами на вскрышных работах и отвалообразовании:
a — бульдозер на вскрыше, драглайн на отвалообразовании; *b* — бульдозер на вскрыше, драглайн и бульдозер на отвалообразовании; *в* — драглайн на вскрыше, бульдозер на отвалообразовании

Поэтому взрывание уступов следует производить с максимальным разбросом породы, при котором достигается минимальная высота развала и меньшее расстояние транспортирования породы до погрузочного устройства.

Часовая техническая производительность при разработке и перемещении породы определяется (в м³/ч) по формуле:

$$Q_{\text{техн.}} = \frac{3600 V_{\text{п.в.}} \cdot K_{\text{пр}}}{t_{\text{ц.б.}} \cdot K_{\text{р}}}, \quad (3.80)$$

где $V_{\text{п.в.}} = \frac{h_o^2 l_o}{2 \operatorname{tg} \alpha}$ — объем призмы волочения, м³ (h_o и l_o — соот-

ветственно высота и длина отвала бульдозера, м; $\alpha = 35-60^\circ$ — угол откоса породы в призме волочения); $K_{\text{пр}}$ — коэффициент пропорциональности, учитывающий изменение производительности бульдозера от влияния уклона разработки и дальности перемещения породы (табл. 3.26); $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы; $t_{\text{ц.б.}}$ — продолжительность рабочего цикла бульдозера, с.

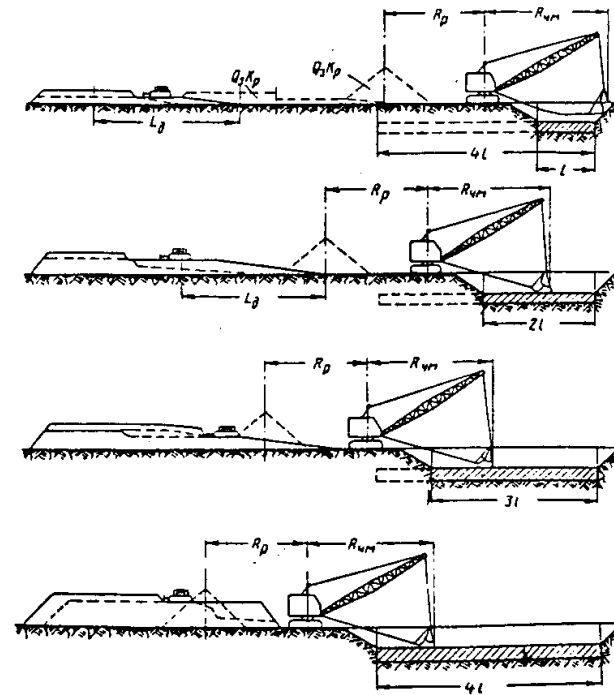


Рис. 3.23. Выемка вскрышных пород драглайном с последующим перемещением их в отвал бульдозером

Таблица 3.26

Расстояние перемещения породы, м	Коэффициент пропорциональности $K_{\text{пр}}$			
	на горизонтальном участке	под уклон 10 %	под уклон 20 %	на подъем 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

Примечание. Данные Ю. Б. Дейнего

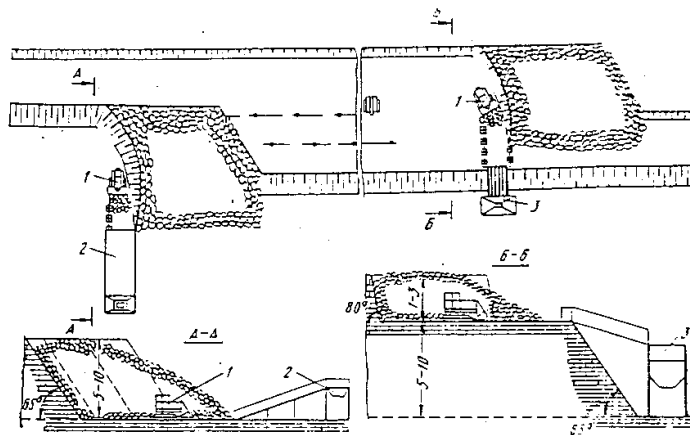


Рис. 3.24. Схема производства добычных работ с применением бульдозеров в комплексе с перегружателем:
1 — бульдозер; 2, 3 — перегружатели эстакадного типа

Продолжительность рабочего цикла бульдозера, с

$$t_{ц.б} = t_n + t_{гр} + t_n + t_b = \frac{L_n}{V_n} + \frac{L_{п}}{V_{гр}} + \frac{L_{п}}{V_n} + t_b,$$

где t_n — продолжительность набора породы, с; $t_{гр}$ — время движения бульдозера с грузом, с; t_n — время движения бульдозера без груза, с; $t_b = 50 \div 10$ с — продолжительность переключения передач и опускания отвала; L_n и $L_{п}$ — соответственно расстояние набора и перемещения породы, м; V_n , $V_{гр}$, V_n — средняя скорость движения бульдозера соответственно при наборе породы, с грузом и без груза, м/с (табл. 3.27).

Таблица 3.27

Породы	Скорость движения бульдозера, м/с		
	при наборе породы	с грузом	без груза
Песчаные и мягкие	0,6—1,2	1—2	1,6—2,5
Плотные, щебеночно-гравийные и слежавшиеся связные	0,55—0,9	1—1,3	1,2—2,8
Мелковзрывные	0,15—0,35	0,6—0,8	0,7—1,3

Сменная эксплуатационная производительность бульдозера ($m^3/смену$) определяется по выражению:

$$Q_{см} = \frac{3600 V_{п.в} \cdot K_{пр}}{t_{ц.б} \cdot K_p} \cdot T_{см} \cdot \eta, \quad (3.81)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $\eta = 0,7 \div 0,8$ — коэффициент использования бульдозера во времени в течение смены.

Техническая производительность бульдозера на планировочных работах определяется ($m^2/ч$) по формуле:

$$Q'_{техн} = \frac{3600 L_{пл} (l_o \sin \beta - a)}{n \left(\frac{L_{пл}}{V_{пл}} + t_{пов} \right)}, \quad (3.82)$$

где $L_{пл}$ — длина планируемого участка, м; l_o — длина отвала бульдозера, м; β — угол установки отвала (лемеха) бульдозера к его продольной оси, градус; a — ширина перекрытия полосы ($a = 0,3 \div 0,5$) м; n — число проходов бульдозера по одному месту; $V_{пл} = (0,3 \div 0,7)$ м/с — средняя скорость движения бульдозера при планировке (обычно на первой передаче); $t_{пов}$ — продолжительность поворотов при каждом проходе бульдозера ($t_{пов} = 8 \div 12$) с.

Производительность бульдозеров зависит в основном от их мощности, типа разрабатываемых пород и расстояния их перемещения. Работа бульдозеров эффективна при перемещении горной массы на незначительные расстояния (до $80 \div 100$ м).

Максимальный поперечный уклон при работе бульдозера не должен превышать 30 %. Бульдозер может преодолевать подъем $15—18$ и $35—40$ % соответственно с грузом и без груза, а также спуск 45 %.

3.8.4.

Применение одноковшовых погрузчиков

Одноковшовые погрузчики предназначены для работы в качестве выемочно-погрузочного, выемочно-транспортного или вспомогательного оборудования.

Одноковшовый погрузчик представляет собой самоходную мобильную и маневренную погрузочно-транспортную машину, оборудованную навесным рабочим органом — ковшом, шарнирно закрепленным на конце стрелы и разгружающимся вперед

(поэтому и название «фронтальный» погрузчик). Благодаря достаточно высокому напорному усилию при горизонтальном внедрении ковша, развиваемому за счет сцепной массы погрузчика, масса последних в 5—8 раз меньше, чем у прямых механических лопат. В связи с этим современные карьерные погрузчики успешно могут конкурировать с карьерными экскаваторами с ковшом вместимостью до 12 м³. Это также обусловлено следующими преимуществами колесных погрузчиков: высокой скоростью передвижения, что дает возможность одному погрузчику обслуживать несколько забоев небольшими габаритами и большой маневренностью, позволяющими использовать погрузчики в стесненных условиях: незначительной зависимостью производительности погрузчика от высоты забоя, что создает благоприятные условия для применения их при разработке невысоких развалов взорванных горных пород и уступов, универсальностью применения в связи с возможностью качественной зачистки подошвы забоя, подъездных автодорог, уборки негабаритов, а также с использованием комплектов сменного рабочего оборудования (отвал бульдозера, челюстной захват, двухчелюстной ковш др.).

Одноковшовые погрузчики по направлению разгрузки разделяются на следующие типы: с передней разгрузкой, с задней разгрузкой, с боковой разгрузкой. При передней разгрузке погрузчик после заполнения ковша разворачивается, чтобы разгрузить ковш в транспортное средство, а при задней разгрузке ковш поднимается и опрокидывается в транспортные средства, установленные сзади погрузчика. Боковая разгрузка породы осуществляется при помощи поворотного устройства или опрокидыванием ковша, имеющего специальную конструкцию.

Погрузчики выпускаются на гусеничном и колесном ходу. Погрузчики на гусеничном ходу, при одинаковой мощности с колесными, имеют большее напорное усилие и лучше приспособлены для работы в тяжелых карьерных условиях. Колесный ход имеет преимущество при работе на неабразивных устойчивых породах и при необходимости транспортирования ее на большие расстояния.

По виду режущей кромки ковша погрузчиков бывают со сплошной режущей кромкой или с зубьями. Для черпания сыпучих

материалов наиболее приемлема режущая кромка без зубьев, а при крупнокусковых материалах — режущая кромка с зубьями, позволяющая уменьшить сопротивление черпанию, так как зубья больше разворачивают крупные куски породы около их центра тяжести.

Техническая характеристика одноковшовых погрузчиков приведена в табл. 3.28.

Погрузчиками можно производить выемку мягких пород непосредственно из массива, механически разрушенных пород (рыхлителями или зубьями, закрепленными на погрузчиках) или взорванных пород из развала. При выемке более плотных и тяжелых пород целесообразно использовать специальные усиленные ковши уменьшенной вместимости.

Выемка породы осуществляется за счет напорного усилия, поворота ковша и подъема стрелы погрузчика. Выемка сыпучих пород малой плотности из развала проводится за три последовательные операции.

Сначала осуществляется внедрение ковша на уровне подошвы забоя в породу до упора в нее задней стенкой (рис. 3.25, 1) при поступательном движении погрузчика со скоростью 0,6 — 1,1 м/с (на первой или второй передачах). Далее ковш поворачивается на полный угол запрокидывания (см. рис. 3.25, 2) без продвижения погрузчика. Третья операция заключается в подъеме наполненного ковша (см. рис. 3.25, 3) в транспортное положение, после чего погрузчик задним ходом отъезжает от забоя.

По высоте различают низкие (до 2 м), нормальные (2 — 5 м) и высокие (более 5 м) забои. При выемке погрузчиком с ковшом вместимостью более 5 м³ увеличение высоты уступа в любых породах выше 6 — 8 м практически не влияет на его производительность. Наиболее распространена высота уступа 8 — 15 м.

Минимальная ширина заходки погрузчика, м

$$A_{\min} = b_k + C, \quad (3.83)$$

где b_k — ширина ковша погрузчика, м; C — наименьшее расстояние между погрузчиком и нижней бровкой развала или уступа ($C = 0,4 \div 0,6$), м.

У мощных погрузчиков $b_k \approx 4$ м, при этом $A_{\min} = 4,5 \div 5$ м. Наиболее высокая производительность мощных погрузчиков достигается при ширине заходки 12 — 15 м, позволяющей применять рациональные схемы поворота погрузчика и автосамосвалов.

Технологические схемы разработки скальных пород с применением погрузчиков приведены на рис. 3.26.

Техническая производительность одноковшового погрузчика рассчитывается по выражению (в $\text{м}^3/\text{ч}$):

$$Q_{\text{техн.п}} = \frac{3600 E_{\text{п}} K_{\text{н}}}{t_{\text{ц.п}} \cdot K_{\text{р}}}, \quad (3.84)$$

где $E_{\text{п}}$ — вместимость ковша погрузчика, м^3 ; $K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша; $t_{\text{ц.п}}$ — продолжительность рабочего цикла, с; $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше.

Значение коэффициента наполнения ковша погрузчика изменяется от 0,6 до 1,2. Меньшее значение коэффициента $K_{\text{н}}$ соответствует разрыхленным скальным породам, большее — песку, мягким породам.

Продолжительность рабочего цикла погрузчика, с, определяется по выражению:

$$t_{\text{ц.п}} = t_{\text{н}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{р}} + t_{\text{п}} + t_{\text{с}}, \text{ с},$$

где $t_{\text{н}}$ — время наполнения ковша породой ($t_{\text{н}} = 8 \div 15$), с; $t_{\text{гр}}$ — время движения погрузчика к месту разгрузки, с; $t_{\text{р}}$ — время разгрузки ($t_{\text{р}} = 3 \div 5$), с; $t_{\text{п}}$ — время возвращения погрузчика в забой, с; $t_{\text{с}}$ — время переключения передач ($t_{\text{с}} = 10 \div 15$), с.

Погрузчики имеют сменное рабочее оборудование (до 30 видов), включая ковши различной вместимости, обратную лопату, грейдер, специальный ковш для камня, бульдозерный отвал (лемех), рыхлитель, челюстной и вилочный захваты, кран и др. На замену навесного оборудования необходимо только 0,6—1 ч, что позволяет увеличить коэффициент использования базовых машин.

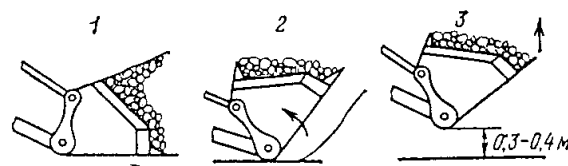


Рис. 3.25. Схема способа выемки пород погрузчиком

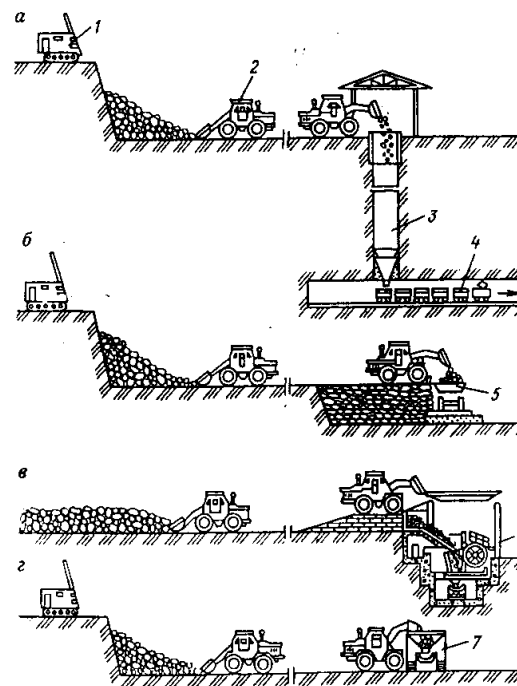


Рис. 3.26. Технологические схемы разработки строительных горных пород с применением погрузчиков в качестве погрузочно-транспортного оборудования для доставки их к рудоспуску (а), перегрузочной площадке (б), стационарной дробилке (в), передвижной дробилке (г): 1 — буровой станок; 2 — погрузчик; 3 — рудоспуск; 4 — железнодорожный состав; 5 — думпкар; 6 — стационарная дробильная установка; 7 — передвижной дробильный агрегат

Таблица 3.28

	Пневмоколесные погрузчики						Гусеничные погрузчики			
	ТО-18	ТО-11 (Д-660)	ТО-8 (Д-584)	ТО-13 (Д-704)	ТО-27-2	ТО-21-1	ТО-7 (Д-574)	ТО-10 (Д-653)	ТО-5 (Д-543)	
Грузоподъемность, т	3	4	5	10	7,3	15	2	4	5	
Вместимость ковша, м ³	1,5	2	3	6	4,3*	9,3*	1	2	2,8	
Ширина режущей кромки ковша, мм	2440	2800	3100	3400	3150	4170	2048	2890	3120	
Наибольшая высота разгрузки ковша, мм	2800	3300	3350	4100	3900	4200	2700	3980	3200	
Мощность двигателя, кВт	95,6	147	176	275,7	246	588,3	55	99,3	132,4	
Наибольшее усилие черпания, кН	—	90	126	208	240	402,5	60	100	171,5	
Наибольшая скорость движения, км/ч	45	40	40	47	34,8	21,2	10,7	11,17	10,9	
Радиус поворота, м	5,15	6,2	—	7,5	—	9,8	—	—	—	
Масса, т	10,4	16	21	32	27	74	9,07	17,41	26,18	

* Вместимость ковша с «шалкой»

3.9. ТРАНСПОРТ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

3.9.1. Общие сведения

Перемещение карьерных грузов является ведущим и трудоемким процессом, от четкости организации которого зависит экономичность всех других процессов открытых разработок. Затраты на собственно транспорт составляют не менее 50 % от общих затрат на добычу полезного ископаемого. Карьерным транспортом, как правило, перемещаются значительные объемы горной массы (вскрышных пород и полезного ископаемого), исчисляемые миллионами кубометров в год.

Требования, предъявляемые к карьерному транспорту, могут быть охарактеризованы следующими положениями:

- расстояние перемещения вскрышных пород и полезного ископаемого должно быть по возможности минимальным;
 - мощность и прочность транспортных средств должны соответствовать мощности выемочно-погрузочного оборудования и разгрузочных средств;
 - транспортные коммуникации должны устраиваться по возможности стационарно, с минимумом переустройства за период эксплуатации;
 - перемещение вскрышных пород и полезного ископаемого от забоев до пунктов приема грузов необходимо производить одним видом транспорта;
 - необходимо использовать минимальное количество видов транспорта и типов транспортных средств с целью их взаимозаменяемости во время эксплуатации и ремонтов;
 - следует выбирать тот вид транспорта, который обеспечивает наилучшие экономические показатели и минимальные капитальные затраты при разработке месторождения в целом.
- К характерным особенностям карьерного транспорта относятся следующие:

- односторонняя направленность грузов от забоев до пунктов приема; холостые пробеги транспортных средств составляют 50 % от общего пробега;

- сосредоточенная направленность карьерных грузов;
- короткие расстояния перемещения грузов (от десятков метров до нескольких километров);
- быстрая оборачиваемость транспортных средств, значительная грузонапряженность путей и дорог, высокие показатели грузооборота при ограниченном числе транспортных единиц;
- жесткая зависимость работы карьера от работы транспорта;
- значительные технологические простои подвижного состава в течение транспортного цикла (погрузка, разгрузка, ремонт, профилактический осмотр и др.);
- нестационарность пунктов погрузки горной массы (забоек) и выгрузки вскрышных пород (отвалы), ведущих к систематическому переустройству транспортных коммуникаций;
- сложная организация перемещения полезного ископаемого при селективной его выемке при разработке сложноструктурных залежей;
- значительная плотность, повышенная крепость и абразивность, неоднородная кусковатость пород, ударные воздействия при погрузке и выгрузке, что предъявляет особые требования к прочности транспортного оборудования;
- тяжелые условия перемещения горной массы из карьера (подъемы, уклоны).

На карьерах строительных горных пород используются в той или иной мере почти все известные виды и технические средства перемещения грузов. Это объясняется главным образом многообразием горнотехнических условий. На выбор транспорта оказывают влияние физико-механические свойства разрабатываемых пород, горно-геологические условия залегания месторождений (мощность вскрышных пород и полезного ископаемого, форма залежи, обводненность и др.), размеры грузооборота, система разработки, типы и параметры выемочно-погрузочного оборудования, дальность транспортирования, разность отметок между конечными пунктами, климат района и др. В зависимости от совокупности этих условий в каждом конкретном случае оказывается наиболее эффективным применение определенного вида транспорта.

Каждый вид карьерного транспорта характеризуется своими техническими и стоимостными показателями. Основным по-

казателем любой транспортной единицы является ее производительность, которая определяется количеством груза (в тоннах или кубических метрах), перемещаемого за определенный период времени. Производительность зависит в основном от времени рейса и грузоподъемности транспортного сосуда.

Интенсивность работы карьерного транспорта характеризуется грузооборотом — количеством полезного груза в тоннах или в кубических метрах, перемещаемого в единицу времени (час, смена, сутки, год). Масштаб горных работ на карьере определяется величиной грузооборота. Его слагают объемы вскрышных пород, полезного ископаемого и хозяйственно-технических грузов. Под грузопотоком понимается направление перемещения грузов определенного качества, сравнительно устойчивое во времени и по объему перевозок. При формировании грузопотоков стремятся к разделению грузов по качественному признаку (вскрышные породы и полезное ископаемое) и пунктам назначения.

Наибольшее распространение на карьерах строительных горных пород получил автомобильный транспорт и в меньшей степени — железнодорожный.

3.9.2. Автомобильный транспорт

Автомобильный транспорт применяется главным образом на карьерах с небольшим годовым грузооборотом (до 15 — 20 млн т) при расстоянии транспортирования до 4—5 км.

Преимущественному применению автомобильного транспорта способствуют следующие его достоинства:

- автономность энергоисточника, большая маневренность и взаимная независимость работы автосамосвалов;
- невысокая требовательность к плану и профилю автомобильных трасс (допускаемые радиусы составляют 15 — 25 м, подъемы и уклоны — до 80 — 120 ‰) позволяют уменьшить объемы капитальных траншей и сократить сроки и стоимость строительства карьеров;
- возможность лучшего использования экскаваторов за счет практически непрерывной подачи автосамосвалов под погрузку;
- возможность существенного увеличения темпов понижения горных работ и скорости подвигания забоев;

- более эффективное производство раздельной выемки при разработке сложноструктурных залежей и транспортировки многоресурных полезных ископаемых;

- целесообразность применения для разработки небольших месторождений с малыми запасами и сроком существования карьеров, при малых размерах карьерных полей в плане и неблагоприятной их конфигурации, при сложной топографии поверхности и др.

Основные недостатки автомобильного транспорта: небольшие пределы рациональной дальности перевозок; высокая интенсивность движения, большой парк автосамосвалов и штат водителей при больших грузооборотах; снижение эффективности работы автотранспорта из-за недостаточной надежности и коротких сроков эксплуатации парка автомашин при отсутствии необходимой ремонтной базы; удорожание автотранспорта из-за необходимости систематического поддержания и ремонта дорог; зависимость от климатических условий (частые простои транспорта при дождях и снегопадах).

Производительность и эффективность работы автотранспорта во многом определяется качеством карьерных дорог, которые подразделяются на временные и постоянные. К временным относят дороги в забоях и на отвалах, периодически перемещаемые вслед за продвижением фронта работ. К постоянным относят дороги на поверхности и в капитальных траншеях.

Каждая автомобильная дорога имеет определенную пропускную и провозную способности. Пропускная способность — это максимальное число автомашин, проходящих по данному участку трассы в единицу времени, которая равна шт/ч:

$$N = \frac{1000 \cdot V \cdot n_n \cdot K_n}{S}, \quad (3.85)$$

где N — часовая пропускная способность автодороги, машин; V — расчетная скорость движения автосамосвала, км/ч; n_n — число полос движения; $K_n = 0,5 \div 0,8$ — коэффициент неравномерности движения; S — интервал безопасности между автосамосвалами, м.

Безопасное расстояние между автосамосвалами складывается из длины тормозного пути и длины автосамосвала и должно

быть не менее 50 м. На горизонтальных прямоугольных участках это расстояние (в м) определяется по выражению:

$$S = V + 0,04V^2 + 6. \quad (3.86)$$

Провозная способность дороги (количество груза, перевозимое по дороге в единицу времени, т/ч):

$$M = \frac{N \cdot q_{\phi}}{f}, \quad (3.87)$$

где q_{ϕ} — фактическая масса груза в кузове автосамосвала, т; $f = 1,75 \div 2$ — коэффициент резерва.

Пропускная и провозная способности дороги могут быть повышены за счет увеличения числа полос, скорости движения и грузоподъемности автосамосвалов.

Проезжая часть дороги характеризуется шириной, типом и конструкцией дорожной одежды, очертанием поперечного профиля.

Ширина проезжей части дороги $Ш_{п.ч}$ (рис. 3.27) зависит от ширины машин по скатам C (примерно равна ширине кузова a), ширины предохранительной полосы y между наружным колесом машины и кромкой проезжей части и безопасного зазора x между встречными автосамосвалами:

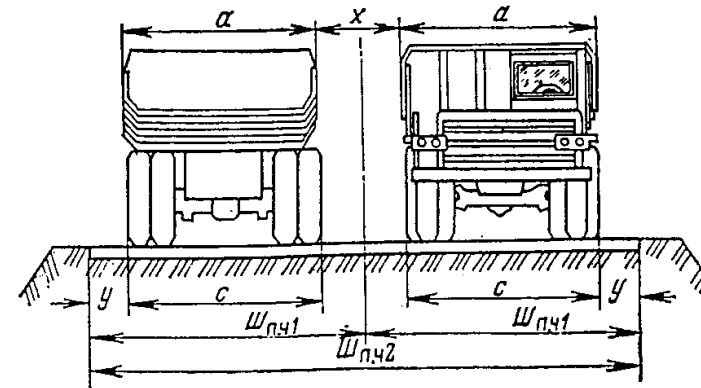


Рис. 3.27. Схема к определению ширины проезжей части автодороги при одно- и двухполосном движении

- при однополосном движении (м)

$$Ш_{п,ч1} = a + 2y; \quad (3.88)$$

- при двухполосном движении (м)

$$Ш_{п,ч2} = 2(a + y) + x, \quad (3.89)$$

где $y = 0,5x = 0,5 + 0,005V$, м; V — скорость движения машин, км/ч.

Расчет необходимого числа автосамосвалов приводится в нижеприведенной последовательности и включает определение следующих параметров.

1. Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала

$$K_q = \frac{E_a \cdot \gamma}{q_a K_p}, \quad (3.90)$$

где E_a — геометрическая вместимость кузова автосамосвала (с «шапкой»), м³ (табл. 3.29, техническая характеристика автосамосвалов); γ — плотность породы (полезного ископаемого) в целике, т/м³; q_a — грузоподъемность автосамосвала, т; K_p — коэффициент разрыхления породы (полезного ископаемого).

2. Время погрузки автосамосвала экскаватором, мин

$$t_{\text{погр}} = \frac{60 q_a}{\gamma E_{\text{час}}} \cdot K_q, \quad (3.91)$$

где $E_{\text{час}}$ — часовая производительность экскаватора, м³/ч, которую следует брать из «Единых норм выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Эксплуатация и транспорт».

3. Время движения автосамосвала (мин) соответственно в груженом и порожняковом (без груза) направлениях

$$t_{\text{гр}} = 60 \cdot \sum_{j=1}^{j=n} \frac{l_j}{V_{j \text{ гр}}}; \quad t_{\text{пор}} = 60 \cdot \sum_{j=1}^{j=n} \frac{l_j}{V_{j \text{ пор}}}, \quad (3.92)$$

где l_j — длина участков пути с одинаковыми условиями движения в зависимости от качества покрытия и уклона дороги, км; $V_{j \text{ гр}}$, $V_{j \text{ пор}}$ — скорости движения автосамосвалов соответственно с грузом и без груза, км/ч.

Таблица 3.29

Параметры	Автосамосвалы							
	КрАЗ-256Б	БелАЗ-540А	БелАЗ-7540	БелАЗ-548А	БелАЗ-7523	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	12	27	30	40	42	75	110	180
Объем кузова, м ³ :								
геометрический	6	15	21	28,8	29,48	35	41	80
с «шапкой»	7,5	18	21,75	28,8	29,48	46	56	108
Масса (без груза), т	10,85	21	21,75	28,8	8,12	67,48	85	145
Длина автосамосвала, м	8,2	7,25	7,133	8,12	3,787	10,25	11,25	13,58
Ширина автосамосвала, м	2,65	3,48				5,36	6,1	7,64
Наименьший радиус поворота, м	10,5	8,7				10,5	12	16
Мощность двигателя, кВт	175	265	309	368	3805	772	956	1691
Погрузочная высота, м	—	3,255				4,55	4,6	5,7

Средние скорости движения автосамосвалов приведены в табл. 3.30.

Таблица 3.30

Характеристика дороги	Средние скорости движения автосамосвалов, км/ч	
	с гидромеханической трансмиссией (27—45 т)	с электромеханической трансмиссией (75—110 т)
Временные дороги в забоях карьеров	14	14
Временные дороги на отвалах, а также подъезд к перегрузочным складам в карьерах	16	18
Временные съезды с предельными уклонами (70—90°)	14	16
Постоянные дороги в карьерах и на поверхности с усовершенствованными покрытиями (в т. ч. черным щебеночным) при подъеме в грузовом направлении, %:		
0	38	42
20	35	38
40	29	32
60	23	25
80	18	20
100	15	17

Для конкретного примера (рис. 3.28) время движения автосамосвала (работающего на добыче) по забойным и соединительным дорогам, по дорогам в капитальной траншее и на поверхности до фабрики в груженом и порожнем направлениях равно (в мин):

$$t_{дв}^{\Delta} = \frac{3L_{\Phi}^{\Delta}}{200V_{Гз}} + \frac{3L_{\Phi}^{\Delta}}{200V_{Пз}} + \frac{3Ш_{д}}{50V_{Гс}} + \frac{3Ш_{д}}{50V_{Пс}} + \frac{60K_y(h_b + h_d)}{i_p V_{Гн}} + \frac{60K_y(h_b + h_d)}{i_p V_{Пн}} + \frac{3L_{\Phi}}{50V_{Г.пов}} + \frac{3L_{\Phi}}{50V_{П.пов}}, \quad (3.93)$$

где L_{Φ}^{Δ} — длина фронта работ в карьере по полезному ископаемому, м; $Ш_{д}$ — длина соединительной дороги на добычном уступе (численно равна ширине «дна» карьера), м; K_y — коэффициент удлинения трассы капитальной траншеи; h_b, h_d — высота вскрышного и добычного уступа соответственно, м; i_p — величина подъема капитальной траншеи, ‰; $V_{Г}, V_{П}$ — соответственно скорости движения автосамосвалов в груженом и порожнем направлениях по забойным (з), соединительным (с) и наклонным (н — в капитальной траншее) дорогам на поверхности (пов — до места разгрузки — бункер дробильно-сортировочной фабрики), км/ч; L_{Φ} — расстояние от устья капитальной траншеи до фабрики, м.

Для автосамосвала, работающего на вскрыше (рис. 3.28), время движения по забойным, соединительным, наклонным (в капитальной траншее) дорогам, по дорогам на поверхности (если внешние отвалы) и по отвалу в груженом и порожнем направлениях составит (в мин):

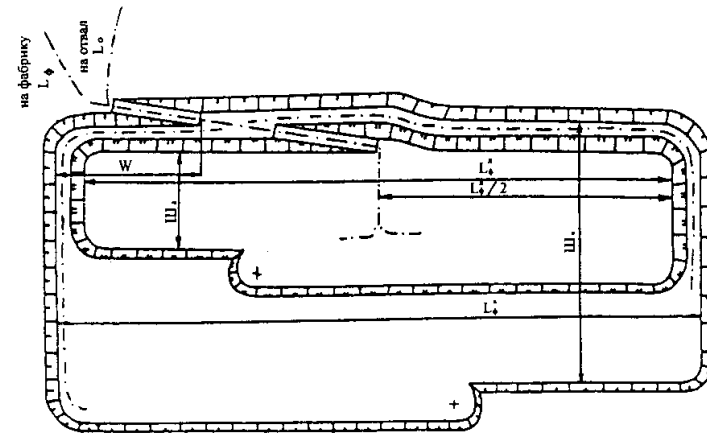


Рис. 3.28. Вскрытие горизонтов карьера общей капитальной траншеей внутреннего заложения

$$t_{дв}^в = \frac{2 L_{\phi}^в}{100 V_{Гз}} + \frac{3 L_{\phi}^в}{100 V_{пз}} + \frac{3 (Ш_в + W)}{50 V_{Гс}} + \frac{3 (Ш_в + W)}{50 V_{пс}} + \frac{60 K_y h_в}{i_p V_{Гн}} + \frac{60 K_y h_в}{i_p V_{пн}} + \frac{3 L_o}{50 V_{Г.пов}} + \frac{3 L_o}{50 V_{н.пов}} + \frac{60 H_o}{i_o V_{Гн}} + \frac{60 H_o}{i_o V_{пн}} + \frac{3 l_{отв}}{200 V_{Го}} + \frac{3 l_{отв}}{200 V_{по}}, \quad (3.94)$$

где $(Ш_в + W)$ — длина соединительной дороги на вскрышном уступе, м; L_o — расстояние от устья капитальной траншеи до въезда на отвал, м; H_o — высота отвала, м; i_o — подъем дороги при въезде на отвал, ‰; $l_{отв}$ — длина фронта работ на отвале, м.

4. Время одного рейса автосамосвала, мин

$$T_p = t_{погр} + t_{гр} + t_{пор} + t_p + t_m, \quad (3.95)$$

где t_p — время разгрузки автосамосвала, мин (для всех марок автосамосвалов $t_p = 1$); t_m — время маневров и прочих задержек в пути, мин (в зависимости от принимаемой схемы заезда под погрузку и разгрузку $t_m = 2 \div 4$ мин).

5. Сменная производительность одного автосамосвала, т/смену

$$Q_{a.см} = 60 \cdot \frac{0,9 \cdot q_a \cdot K_q \cdot T_{см} \varphi}{T_{об}}, \quad (3.96)$$

где 0,9 — коэффициент использования смены, учитывающий различные непредвиденные простои автосамосвала в течение смены; $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч; φ — коэффициент, учитывающий неравномерность перевозок (в зависимости от организации перевозок $\varphi = 0,8 \div 0,95$).

6. Расчетный сменный парк автосамосвалов, единиц

$$N_{p.см} = \frac{W_r \cdot \gamma}{Q_{a.см} \cdot n_{см} \cdot n_{р.д}}, \quad (3.97)$$

где W_r — годовой объем перевозок, м³ (в массиве); $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $n_{р.д}$ — число рабочих дней в году предприятия.

7. Суточный рабочий парк автосамосвалов, единиц:

- при двухсменном режиме работы карьера

$$N_{p.сут} = N_{p.см}; \quad (3.98)$$

- при трехсменном режиме работы карьера

$$N_{p.сут} = 2 N_{p.см}. \quad (3.99)$$

Выражение (3.99) обусловлено тем, что обычно принимается двухсменный режим работы отдельной машины.

8. Суточный пробег автосамосвала, км

$$L_{сут} = \frac{1,05 \cdot Q_{a.см} \cdot 2L}{0,5 \cdot q_a \cdot K_q}, \quad (3.100)$$

где 1,05 и 0,5 — соответственно коэффициенты нулевых пробегов и использования пробега; $L = \sum_{j=1}^{j=n} l_j$ — расстояние транспортирования груза, км.

9. В зависимости от суточного пробега автосамосвала по табл. 3.31 определяется коэффициент технической готовности парка $K_{т.г}$.

Таблица 3.31

Суточный пробег автосамосвала, км	50	100	150	200	250	300	350
$K_{т.г}$	0,94	0,88	0,84	0,8	0,76	0,73	0,7

10. Годовой пробег автосамосвала, км

$$L_{год} = L_{сут} \cdot n_{р.д}. \quad (3.101)$$

где $n_{р.д}$ — число рабочих дней в году.

11. Инвентарный парк автосамосвалов, единиц

$$N_{инв} = \frac{N_{p.сут}}{K_{т.г}}. \quad (3.102)$$

Расчет технико-экономических показателей работы автотранспорта приводится в нижеприведенной последовательности (в ценах 1990 г.).

Годовой режим работы карьера может быть прерывным и непрерывным. Число рабочих дней в году:

- при непрерывном режиме работы — 357;
- при прерывном режиме работы:
 - для шестидневной недели — 305;
 - для пятидневной недели — 254.

Число смен в сутки принимается для рабочих (шоферов) равным 3. Автосамосвалы эксплуатируются в две смены.

Расчет эксплуатационных затрат на автотранспорт проводится по следующим элементам затрат на производство:

- заработная плата;
- отчисления на социальное страхование;
- амортизация;
- вспомогательные материалы;
- прочие денежные расходы.

I. Затраты на заработную плату.

Явочный состав шоферов в сутки

$$n_{\text{яв}} = N_{\text{р.см}} \cdot n_{\text{см}} \quad (3.103)$$

Списочный состав шоферов в сутки

$$n_{\text{спис}} = n_{\text{яв}} \cdot K_{\text{сп}} \quad (3.104)$$

где $K_{\text{сп}}$ — коэффициент списочного состава рабочих (шоферов), принимаемый по табл. 3.32.

Таблица 3.32

Профессии рабочих	Коэффициент списочного состава рабочих в зависимости от режима работы карьера		
	Прерывная рабочая неделя, дн.		Непрерывная рабочая неделя, дн.
	305	254	
Основные рабочие	1,32	1,18	1,54
Ремонтные рабочие	1,28	1,12	—

Зарплата шоферов с отчислениями на социальное страхование, руб./год

$$Э_3 = T_c \cdot K_{\text{д.з}} \cdot K_{\text{д}} \cdot n_{\text{спис}} \cdot T_{\text{см}} \cdot N_{\text{р.дн}} \cdot a, \quad (1.105)$$

где T_c — тарифная часовая ставка шофера (табл. 3.33); $K_{\text{д.з}}$ — норматив отчислений на дополнительную зарплату, включая отпуск, $K_{\text{д.з}} = 1,1$; $K_{\text{д}} = 1,2$ — норматив отчислений на доплаты к зарплате, включая премии; $n_{\text{спис}}$ — списочный состав водителей; $T_{\text{см}}$ — число часов работы в смену; $N_{\text{р.дн}}$ — число рабочих дней водителя в году (при режиме работы рабочего с одним выходным принимать 305, с двумя выходными — 254); a — норматив отчислений на социальное страхование, $a = 1,12$.

Таблица 3.33

Специализированные и специальные автомобили (грузоподъемность в тоннах)	Тарифная часовая ставка для водителей 3-го класса, работающих на грузовых автомобилях, руб.
До 0,5	0,6
От 0,5 до 1,5	0,63
От 1,5 до 3	0,66
От 3 до 5	0,72
От 5 до 10	0,77
От 10 до 20	0,85
От 20 до 40	0,94
От 40 до 60	1,04
От 60 до 100	1,15
От 100 до 140	1,31
От 140	1,5

Примечание: за классность шоферам автомобилей выплачивается ежемесячная надбавка: шоферам 2-го класса — 10%; шоферам 1-го класса — 25%.

Зарплата рабочих вспомогательных служб принимается в пределах 5—10% зарплаты основных рабочих. Затраты по заработной плате определяются суммированием зарплаты основных и вспомогательных рабочих.

II. Амортизация

Сумма амортизационных отчислений технологического транспорта, руб/год

$$Э_{\text{ам}} = \frac{\alpha_a \cdot C_a}{100} \cdot \frac{L_{\text{год}}}{1000}, \quad (3.106)$$

где α_a — общая норма амортизации, %/год (табл. 3.34); C_a — балансовая стоимость автосамосвала, руб. (см. табл. 3.34); $L_{\text{год}}$ — суммарный фактический пробег автосамосвала за год, км.

Таблица 3.34

Марка автомобиля	Общая норма ежегодных амортизационных отчислений от стоимости машины на 1000 км пробега, α_a , %	Стоимость автосамосвала, C_a , тыс. руб.
КрАЗ-256Б	0,96	10,4
БелАЗ-540А	0,37	21,86
БелАЗ-7540	0,37	—
БелАЗ-548А	0,37	32,3
БелАЗ-7523	0,37	—
БелАЗ-7509	0,3	187
БелАЗ-7519	0,3	291
БелАЗ-7521	0,22	535

III. Вспомогательные материалы
1. Затраты на техническое обслуживание (ТО) и текущий ремонт автомобиля, руб./год

$$\mathcal{E}_{\text{ТО}} = C_{\text{ТО}} \cdot \frac{L_{\text{год}}}{1000}, \quad (3.107)$$

где $C_{\text{ТО}}$ — норма затрат на техобслуживание и текущий ремонт автомобиля (табл. 3.35).

Таблица 3.35

Марка автомобиля	Грузоподъемность, т	Норма затрат на техобслуживание и текущий ремонт автомобиля, $C_{\text{ТО}}$, руб.
Любая	До 27	44
БелАЗ-540А	27	80
БелАЗ-7540	30	—
БелАЗ-548А	40	98,5
БелАЗ-7523	42	—
БелАЗ-7509	75	204,6
БелАЗ-7519	110	245,5
БелАЗ-7521	180	319

2. Затраты на замену, восстановление и ремонт шин, руб./год

$$\mathcal{E}_{\text{ш}} = C_{\text{ш}} \cdot \frac{L_{\text{год}}}{1000}, \quad (3.108)$$

где $C_{\text{ш}}$ — норматив затрат на авторезину на 1000 км пробега (табл. 3.36) на замену, восстановление и ремонт шин.

3. Затраты на горючее, руб./год

$$\mathcal{E}_{\text{гор}} = C_{\text{гор}} \cdot \frac{L_{\text{год}}}{100} \cdot C_{\text{гор}}, \quad (3.109)$$

где $C_{\text{гор}}$ — расход топлива на 100 км пробега автомобиля, кг (см. табл. 3.36); $C_{\text{гор}}$ — цена 1 кг дизтоплива, $C_{\text{гор}} = 0,066$ руб./кг.

4. Затраты на смазочные материалы, руб./год

$$\mathcal{E}_{\text{м}} = 0,084 \cdot \frac{C_{\text{гор}} \cdot L_{\text{год}}}{100} \cdot C_{\text{м}}, \quad (3.110)$$

где 0,084 — норма расхода смазочных материалов (масла) по массе от расхода горючего (8,4 %); $C_{\text{м}} = 0,3$ руб./кг — цена смазочных материалов.

Таблица 3.36

Автосамосвалы	Норматив затрат на авторезину на 1000 км пробега на замену, восстановление и ремонт шин (дороги с переходным типом покрытия), $C_{\text{ш}}$, руб./1000 км	Расход топлива на 100 км пробега, $C_{\text{гор}}$, кг
КрАЗ-256Б	55,3	60
БелАЗ-540А	255,5	135
БелАЗ-7540	—	—
БелАЗ-548А	342,1	200
БелАЗ-7523	—	—
БелАЗ-7509	810	310
БелАЗ-7519	1058	400
БелАЗ-7521	1250	650

IV. Годовые затраты на содержание автогаража

Текущие расходы на 1 автомобиле-час (руб.) принимаются по данным табл. 3.37.

Таблица 3.37

Число автомобилей	КрАЗ-256Б	БелАЗ-540А	БелАЗ-548А	БелАЗ-7509	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
На парк до 30 а/м	0,59	1,18	1,57	2,78	3,51	4,98
до 50	0,51	1,026	1,37	2,42	3,06	4,33
до 75	0,49	0,954	1,27	2,25	2,84	4,03
до 100	0,41	0,9	1,2	2,12	2,68	3,8
до 150	0,45	0,81	1,08	1,91	2,41	3,42

Годовые затраты на содержание автогаража $\mathcal{E}_{\text{аг}}$ определяются с учетом числа часов работы автосамосвалов в год.

V. Эксплуатационные затраты на текущее содержание и ремонт автодорог $\mathcal{E}_{\text{дор}}$ принимаются равными 8,4 % от стоимости дорог (табл. 3.38).

Капитальные затраты на автотранспорт, руб.:

а) на автосамосвалы

$$K_{\text{авт}} = 1,037 C_{\text{а}} \cdot N_{\text{инв}}, \quad (3.111)$$

где 1,037 — коэффициент, учитывающий первоначальный запас стоимости запчастей (3,7 %); $C_{\text{а}}$ — стоимость автосамосвала, руб. (см. табл. 3.34); $N_{\text{инв}}$ — инвентарный парк автосамосвалов;

б) на строительство гаража на 1 инвентарный самосвал принимаются по табл. 3.38.

Таблица 3.38

Автосамосвалы	При открытом хранении, C_x , тыс. руб.	При закрытом хранении, C'_x , тыс. руб.
КрА3-256Б	4,2	5,5
БелА3-540А	8,5	10,5
БелА3-7540	—	—
БелА3-548А	9	13,6
БелА3-7523	—	—
БелА3-7509	12	20
БелА3-7519	16	30
БелА3-7521	20	40

Капитальные затраты на строительство автогаража, руб.

$$K_{\text{аг}} = C_x \cdot N_{\text{инв}}, \quad (3.112)$$

где C_x принимается по данным табл. 3.38.

в) на строительство 1 км карьерной дороги при условии устройства дорожной одежды из местных материалов (табл. 3.39).

Таблица 3.39

Нагрузка на ось автосамосвала, т	Грузоподъемность автосамосвала, т	Стоимость сооружения 1 км дороги со щебеночным покрытием, $C_{\text{дор}}$, тыс. руб.	
		I категория	II категория
До 10	10—12	30	18
20—22	18—20	30	18
До 40	25—30	35	21
40—60	45—65	40	30
61—80	76—100	—	—

Капитальные затраты на строительство дорог, руб.

$$K_{\text{дор}} = C_{\text{дор}} \cdot L_{\text{дор}}, \quad (3.113)$$

где $C_{\text{дор}}$ — стоимость строительства 1 км дороги, руб. (см. табл. 3.39); $L_{\text{дор}}$ — протяженность дороги, км.

3.9.3.

Железнодорожный транспорт

Железнодорожный транспорт целесообразно применять на карьерах с большим годовым грузооборотом (10—15 млн т и более) при значительной длине транспортирования (4 км и более).

Преимущественному применению железнодорожного транспорта способствуют следующие его достоинства:

- возможность использования любых видов энергии и типов локомотивов;
 - сравнительно небольшой расход энергии на перемещение грузов вследствие малого удельного сопротивления движению подвижного состава по рельсовым путям [(40+70)Н на 1 т массы поезда];
 - прочность, надежность, сравнительно большой срок службы подвижного состава (до 20+25 лет), что сокращает амортизацию и расходы на ремонт и текущее содержание транспорта;
 - возможность достижения практически любой производительности без ограничения в расстоянии перевозки;
 - возможность автоматизации движения транспортных средств и управления транспортными операциями;
 - сравнительно небольшой штат поездных бригад;
 - низкие затраты на 1 т·км перевозки (меньше, чем при автомобильном и конвейерном транспорте в 4+6 раз);
 - надежность работы в любых климатических и горно-геологических условиях.
- Основные недостатки железнодорожного транспорта:
- высокие требования к плану и профилю пути;
 - большие радиусы кривых пути (не менее 120—150 м для широкой колеи 1520 мм);
 - небольшие подъемы и уклоны путей (40—60‰);
 - большая протяженность фронта работ на уступах (не менее 400+500 м);
 - резкое возрастание объемов капитальных траншей и общего объема горно-капитальных работ, необходимых для создания транспортного доступа к полезному ископаемому;
 - большие капитальные затраты на транспорт;

- усложнение организации движения, снижение маневренности при транспортных операциях и выемочно-погрузочных работах из-за рельсовой колеи;

- высокая трудоемкость передвижки и поддержания путей.

Подвижной состав на карьерах состоит из вагонов и локомотивов. Для перевозки полезных ископаемых из карьера используют полувагоны (гондолы) грузоподъемностью 63, 94 и 125 т и «хопперы» грузоподъемностью 65 т. У вагонов типа «гондола» дно составлено из отдельных щитов, укрепленных на шарнирах у хребтовой балки. Опущенные вниз щиты образуют наклонные плоскости, по которым груз высыпается на обе стороны от оси пути. Вагон типа «хоппер» имеет наклонные торцевые стенки и разгружается через люки, расположенные ниже рамы вагона. Груз сыпается между рельсами или на стороны.

Техническая характеристика вагонов, применяемых на карьерах, приведена в табл. 3.40.

Карьерные вагоны (саморазгружающиеся вагоны-дмпкары) имеют открытый кузов для экскаваторной погрузки и механической разгрузки. Они должны выдерживать большие ударные нагрузки и иметь повышенную устойчивость.

Техническая характеристика дмпкаров приведена в табл. 3.41.

Основные параметры карьерных вагонов-дмпкаров: грузоподъемность, вместимость, коэффициент тары, число осей, нагрузка от колесной пары на рельсы, нагрузка на 1 м пути, радиус вписывания в кривые и линейные размеры.

Грузоподъемность вагона — максимальное количество груза в тоннах, допускаемое конструктивной прочностью вагона.

Вместимость — объем кузова вагона. При погрузке «с шапкой» объем перевозимой насыпной горной массы может на 20—25 % превышать объем кузова вагона.

Степень использования грузоподъемности вагона и его объема зависит от плотности перевозимой породы. Масса перевозимой породы в вагоне определяется по выражению, т:

$$q_{ГР} = E_{в} \cdot \gamma_{н} \cdot K_{з}, \quad (3.114)$$

где $E_{в}$ — объем кузова вагона, м³; $\gamma_{н}$ — насыпная плотность породы в вагоне, т/м³; $K_{з}$ — коэффициент загрузки вагона.

Таблица 3.40

Показатели	Тип вагона			
	полувагон	полувагон	полувагон	хоппер
Грузоподъемность, т	63	94	125	65
Объем кузова, м ³	73	106	140	42
Тара вагона, т	22,4	33	46	22
Число осей	4	6	8	4
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	218	236	218	222
Габариты (длина, ширина, высота), мм	13 920 × 3130 × 3484			20 240 × 3130 × 3970
				14 620

Таблица 3.41

Показатели	Модели дмпкаров				
	6BC-60	BC-85	2BC-105	BC-145	BC-170
Грузоподъемность, т	60	85	105	145	170
Объем кузова, м ³	30	38	50	68	80
Тара вагона, т	27	35	48,5	78	75
Число осей	4	4	6	8	8
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	213	294	256	273	300
Габариты, мм:					
длина по осям автостопок	11 830	12 170	14 900	17 630	16 950
ширина	3210	3520	3750	3500	—
высота	2867	3236	3241	3635	—
Способ разгрузки	Двухсторонний			Односторонний	

$$\gamma_n = \frac{\gamma_{ц}}{K_p}, \quad (3.115)$$

где $\gamma_{ц}$ — плотность породы в целике, т/м³; K_p — коэффициент разрыхления породы в вагоне.

Коэффициент тары — отношение собственной массы вагона (массы тары) к его грузоподъемности. Чем меньше коэффициент тары, тем экономичнее перевозки.

Нагрузка от колесной пары на рельсы — часть общего веса, приходящаяся на одну вагонную ось. Допустимая нагрузка на ось определяется конструкцией и прочностью верхнего строения пути и обычно составляет 200—300 кН. С увеличением грузоподъемности вагонов число осей повышается с четырех до шести-восьми.

Нагрузка на 1 м пути — отношение массы груженого вагона к его длине. Она характеризует возможность пропуска вагона по искусственным сооружениям (путепроводы, мосты и др.).

Радиус вписывания в кривые зависит от основного линейного размера вагона (длины его жесткой базы) и составляет 80 м.

В качестве локомотивов на карьерах применяются электровозы, тепловозы и тяговые агрегаты.

Достоинства электровозов являются относительно высокий КПД, равный 14—16 %, значительная скорость движения на руководящем подъеме (18—25 км/ч), способность преодолевать подъемы до 40 ‰, несложное обслуживание и надежная работа в суровых климатических условиях. Наибольшее распространение получили контактные электровозы, работающие на постоянном токе напряжением 1500 В (табл. 3.42). Недостатками электровозов являются значительные первоначальные затраты на строительство контактной сети и тяговых подстанций, зависимость от источника энергии.

Тепловозы (локомотивы, оборудованные двигателями внутреннего сгорания — дизелями) имеют высокий КПД (до 28 %), автономность питания, незначительный расход топлива и не требуют строительства контактной сети, затраты на которую составляют 12—15 % общей стоимости транспортирования грузов. Основные их недостатки: малая величина преодолеваемых подъемов (до 30 ‰), относительно быстрый износ двигателей, различных узлов и деталей, сложность ремонта.

Таблица 3.42

Показатели	Модели электровозов			
	EL-2	EL-1	21E	EL21
	Постоянный		Переменный	
Ток	1,5		10	3
Напряжение, кВ	20 + 20*		20 - 20	30 - 30
Осевая формула	100		94	120
Сцепная масса, т	150		230	196
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	250		1635	1102
Мощность (при часовом режиме), кВт	2020		196	108
Тяговое усилие (при часовом режиме), кН	242		30	37
Скорость движения, км/ч	30		80	19 900
Наименьший радиус вписывания, м	50		16 400	
Длина, мм	13 820		21 320	21 320

* Ходовую часть локомотивов принято обозначать колесной или осевой формулой. Осевая формула типа 20+20 обозначает четыре колесные пары, расположенные в двух двухосных тележках, а индекс «0» означает, что каждая ось имеет индивидуальный привод.

Таблица 3.43

Показатели	Модели тепловозов			
	ТЭМ1	ТЭМ2	ТЭМ3	ТЭМ7
Сцепная масса, т	120	122	127	180
Осевая формула	30 - 30	30 - 30	210	(20 + 20) — (20 + 20)
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	200	204	205	225
Расчетная сила тяги, кН	200	11	20	350
Скорость движения при расчетной силе тяги, км/ч	9	800	1470	10,3
Мощность дизеля эффективная, кВт	736	80	120	1470
Наименьший радиус вписывания, м				90
Длина тепловоза, мм		16 970		21 500

Тепловозы успешно применяются при транспортировании песчано-гравийной смеси из карьеров на дробильно-сортировочные фабрики Вяземского ГОКа.

Техническая характеристика тепловозов приведена в табл. 3.43.

В глубоких карьерах резкое увеличение преодолеваемых подъемов (до 60‰) или полезной массы поезда (в 2—2,5 раза) по сравнению с соответствующими показателями при работе электровозов, уменьшение расхода электроэнергии (на 15 % при подъеме 40 ‰ и на 25 % при подъеме 30‰) и снижение затрат на транспортирование горной массы (на 25—30 %) достигаются при использовании тяговых агрегатов (табл. 3.44). Они состоят из электровоза управления, секции автономного питания — дизельной (может отсутствовать) и одного-двух моторных думпкаров, дополнительно перевозящих полезный груз (грузоподъемность моторного думпкара составляет 44—55 т). Наличие дизельной секции в составе тягового агрегата обеспечивает возможность исключения контактной сети на передвижных путях. Тяговые агрегаты успешно эксплуатируются на ряде карьеров страны, в т. ч. и на Павловском ГОКе (Воронежская область).

Основные показатели железнодорожного транспорта в карьерах в значительной степени зависят от полезной массы поезда, пропускной способности и количества транспортных средств.

Масса состава — масса прицепной части груженого поезда определяется из условия равномерного движения поезда по руководящему подъему с полным использованием сцепной массы локомотива, т:

$$Q_n = \frac{P_c (1000 \varphi K_c - \omega_0 - i_p)}{\omega_0 + i_p}, \quad (3.116)$$

где Q_n — масса прицепной части поезда, т; P_c — сцепная масса локомотива, т, при использовании тяговых агрегатов локомотив комплектуется из нескольких секций; φ — расчетный коэффициент сцепления при движении ($\varphi = 0,22-0,23$) для электровоза EL21 и тяговых агрегатов ПЭ2М и ПЭ2У; $\varphi = 0,25-0,26$ для электровоза Д94 и тягового агрегата ОПЭ1; $\varphi = 0,27-0,29$ для тяговых агрегатов ОПЭ1М, ОПЭ2, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭЗТ); K_c — коэффициент использования сцепной массы, учитывающий раз-

грузку осей локомотива при реализации тягового усилия, для электровозов и тепловозов $K_c = 0,97-0,98$, для тяговых агрегатов $K_c = 0,95-0,96$; ω_0 — основное удельное сопротивление движению, Н/кН (табл. 3.45); i_p — руководящий подъем.

При условии трогания поезда с места на руководящем или смягченном подъеме необходимо производить проверку массы прицепной части груженого поезда (в т) по выражению:

$$Q_n = \frac{P_c (1000 \varphi_{тр} K_c - \omega_0 - i_{тр} - 110 a)}{\omega_0 + i_{тр} + 110 a}, \quad (3.117)$$

где $\varphi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании ($\varphi_{тр} = 0,28-0,3$) для электровоза EL21 и тяговых агрегатов ПЭ2М и ПЭ2У; $\varphi_{тр} = 0,32-0,34$ для электровоза Д94 и тягового агрегата ОПЭ1; $\varphi_{тр} = 0,34-0,36$ для тяговых агрегатов ОПЭ1М, ОПЭ2, ОПЭ1А, ОПЭ1Б, ПЭЗТ); $i_{тр}$ — подъем, на котором производится трогание поезда с места; $a = 0,03-0,05$ — ускорение при трогании, м/с².

При использовании тепловозов, когда сила тяги ограничивается мощностью дизеля, масса прицепной части груженого поезда определяется (в т) по формуле:

$$Q_n = \frac{3600 \frac{P_{\text{эф}}}{V} \eta_r \eta_{с.н} \eta_{дз} - P_c (\omega_0 + i_p) g}{(\omega_0 + i_p) g}, \quad (3.118)$$

где $P_{\text{эф}}$ — эффективная мощность дизеля, кВт (см. табл. 3.43); V — скорость движения при расчетной силе тяги, км/ч (см. табл. 3.43); $\eta_r = 0,85-0,9$ — КПД генератора; $\eta_{с.н} = 0,85$ — коэффициент, учитывающий расход мощности на собственные нужды; $\eta_{дз} = 0,85-0,9$ — КПД тягового двигателя и зубчатой передачи; $g = 9,81$ м/с² — ускорение свободного падения.

Число вагонов в составе определяется из выражения:

$$n = \frac{Q_n}{q(1 + K_T)}, \quad (3.119)$$

где q — грузоподъемность вагона (думпкара), т; K_T — коэффициент тары вагона.

Для определения массы прицепной части груженого поезда можно пользоваться формулами 2.42 и 2.43.

Таблица 3.44

Показатели	Тяговые агрегаты							
	ОПЭ1; ОПЭ1М	ОПЭ2	ОПЭ1А	ОПЭ1Б	EL20	ПЭ2М, ПЭ2У	ПЭ3Т	
Ток	Переменный						Постоянный	
Напряжение, кВ	10						3 / 1,5	3
Осевая формула	3(2o + 2o)							
Состав тягового агрегата	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+ДС+МД	ЭУ+МД+МД	ЭУ+ДС+МД	
Сцепная масса, т	360		372		366	368	372	
Нагрузка от колесной пары на рельсы, кН	294		304		299	294	304	
Мощность (при часовом режиме), кВт	6480		5325		5367	5460	5400	
Тяговое усилие (при часовом режиме), кН	810		650		688	681	671	
Скорость движения, км/ч	28,5		29,5		28	28,9	29	
Мощность источника автономного питания, кВт	1471		1103		1471	—	1471	
Наименьший радиус вписывания, м	80							
Длина, м	69 100	51 306	51 506	51 606	52 300	51 306	54 606	

Примечание: ЭУ — электровоз управления; ДС — дизельная станция; МД — моторный думкар

Таблица 3.45

Усредненные значения удельного основного сопротивления движению поезда ω , Н/кН

Категория путей нормальной колеи (1520 мм)	Груженный поезд	Порожний поезд
Постоянные пути	2,5	3,5
Временные (передвижные) пути:		
балластированные	4	5,5
небалластированные	6	8

Путевое развитие карьера зависит от производственной мощности и размеров карьера в плане, схемы вскрытия, числа грузопотоков, системы разработки, рельефа местности и др.

Раздельными пунктами путевая сеть карьера разбивается на отдельные участки — перегоны, что увеличивает пропускную способность пути. В зависимости от назначения и сложности путевого развития раздельные пункты подразделяются на посты, разъезды и станции.

Пост — раздельный пункт, не имеющий путевого развития и предназначенный для регулирования на перегоне движения поездов посредством их пропуска или остановки. Согласно правилам безопасности на перегоне может находиться только один локомотивосостав. Разделение перегонов большой длины постами на более короткие обеспечивает возможность одновременного движения большого числа поездов, что ведет к увеличению пропускной способности пути. Обычно посты располагаются на подходах к карьере, отвалу или фабрике, а также в пунктах примыкания забойных путей к соединительным.

Разъезд — раздельный пункт на однопутной железнодорожной линии. Он имеет путевое развитие и предназначен для встречи, обгона и обмена поездов. Располагается он в непосредственной близости от карьера, отвала или фабрики с целью быстрого обмена поездов.

Станция — раздельный пункт, имеющий путевое развитие и предназначенный для приема, отправления и обгона поездов, технического осмотра, мелкого ремонта и экипировки локомотивов, формирования и расформирования поездов. На станциях располагаются диспетчерские посты, где осуществляется управление движением поездов.

Таблица 3.46

Связь между отдельными пунктами	Время, τ , мин	
	Однопутный перегон	Двухпутный перегон
Жезловая	3—4	2—3
Телефонная	4—6	3—4
Полуавтоматическая	2—3	1—2
Автоматическая	0	0

Пропускная способность путей перегона — отдельного пункта определяется наибольшим числом поездов, которое может быть пропущено в обоих направлениях по данному участку в единицу времени (сутки, смена). Провозная способность характеризуется количеством груза, которое может быть перевезено по карьерным путям в единицу времени. Сравнением этих показателей с заданной величиной грузооборота определяется необходимое путевое развитие карьера.

Пропускная способность железнодорожного пути соответствует перегону с минимальной пропускной способностью, который называется ограничивающим. Отличительными признаками этого перегона являются максимальная его длина, наиболее тяжелые план и профиль пути и минимальное число действующих путей. Ограничивающий перегон обычно включает капитальную траншею и примыкающие к ней пути до отдельных пунктов.

Пропускная способность перегонов при равномерной подаче поездов может быть определена:

- для однопутных линий (пар поездов)

$$N = \frac{60 T}{t_{гр} + t_{пор} + 2\tau}; \quad (3.120)$$

- для двухпутных линий для каждого направления движения (с грузом и без груза), поездов

$$N_{гр} = \frac{60 T}{t_{гр} + \tau}; \quad (3.121)$$

$$N_{пор} = \frac{60 T}{t_{пор} + \tau}; \quad (3.122)$$

где T — время, за которое исчисляется пропускная способность, равное календарному времени за вычетом не зависящих от транспорта простоев (прием и сдача смены и др.), для суток $T = 18—22$ ч, для отдельной смены $T = 6—7$ ч; $t_{гр} = \frac{60 L}{V_{гр}}$ — время

движения груженого поезда по перегону длиной L со средней скоростью $V_{гр}$, мин; $t_{пор} = \frac{60 L}{V_{пор}}$ — то же, порожнего поезда, мин;

τ — время, расходуемое на связь между отдельными пунктами, мин (табл. 3.46).

В общем случае при равных скоростях движения в грузовом и порожняковом направлениях ($t_{гр} = t_{пор} = t_{дв}$) пропускная способность перегона равна (пар поездов):

$$N = \frac{30 \rho T}{t_{дв} + \tau}, \quad (3.123)$$

где ρ — число действующих путей на перегоне.

Увеличение пропускной и провозной способности карьерных путей может быть достигнуто за счет:

- увеличения скорости движения поездов, что осуществляется применением более мощного подвижного состава или смягчением профиля пути;
- сокращения длины ограничивающего перегона посредством применения дополнительных отдельных пунктов;
- укладки дополнительных путей;
- сокращения времени на связь между отдельными пунктами — переход на автоблокировку;
- увеличения массы поездов.

Необходимое число локомотивосоставов (для выполнения заданного объема работ) зависит от продолжительности рейса локомотивосостава, его полезной массы и грузооборота карьера.

Число всех рейсов локомотивосоставов в сутки, обеспечивающее суточный грузооборот карьера, определяется по выражению:

$$N_p = \frac{W_c K_{рез}}{n q}, \quad (3.124)$$

где W_c — суточный грузооборот карьера, т; $K_{рез} = 1,2 \div 1,25$ — коэффициент резерва провозной способности; $n q$ — полезная масса прицепной части груженого поезда, состоящего из n вагонов (думпкаров) грузоподъемностью q каждый.

Возможное число рейсов одного локомотивосостава в течение суток равно:

$$R = \frac{60T}{t_p}, \quad (3.125)$$

где $T = 18—22$ ч — продолжительность работы транспорта в сутки; t_p — продолжительность одного рейса локомотивосостава, мин:

$$t_p = t_n + t_{вр} + t_{ст} + t_{раз} + t_{ож}, \quad (3.126)$$

где t_n — время погрузки поезда, $t_n = \frac{60nq}{P_{э.тех}}$, мин, где $P_{э.тех}$ —

техническая производительность экскаватора, т/ч; $t_{вр}$ — время движения груженого и порожнего состава по временным путям,

$t_{вр} = \frac{60 \cdot 2 L_{вр}}{V_{вр}}$, мин, $L_{вр}$ — протяженность временных (забойных и

отвальных) путей, км, $V_{вр} = 15 \div 20$ км/ч — скорость движения по временным путям; $t_{ст}$ — время движения груженого и порожнего локомотивосостава по стационарным путям;

$t_{ст} = \frac{60 \cdot 2 L_{ст}}{V_{ст}}$, мин, $L_{ст}$ — протяженность стационарных путей,

км, $V_{ст} = 35—40$ км/ч — скорость движения по стационарным путям; $t_{раз}$ — время разгрузки состава, мин (зависит от числа думпкаров в составе и от времени разгрузки одного думпкара; время разгрузки одного думпкара в летних условиях составляет 1,5÷2 мин, в зимних — 3÷5 мин); $t_{ож}$ — продолжительность простоя локомотивосостава на обменных пунктах и в ожидании погрузки и разгрузки, принимается в пределах 5—10 мин на один рейс.

Число рабочих локомотивосоставов определяется по выражению:

$$N_{л.с} = \frac{W_c K_{рез} t_p}{60 T n q}. \quad (3.127)$$

Число рабочих вагонов (думпкаров)

$$N_v = n N_{л.с}. \quad (3.128)$$

Инвентарный парк локомотивов и думпкаров принимается на 20—25% больше рабочего парка.

Специальным вопросом карьерного транспорта является обоснование выбора схемы развития путей, числа и места расположения отдельных пунктов по техническим и экономическим факторам применительно к грузопотокам и организации движения поездов.

Производительность экскаваторов при использовании железнодорожного транспорта во многом определяется схемой путевого развития на уступе. Практически на открытых горных работах число работающих экскаваторов на уступе изменяется от одного до трех. На рис. 3.29 показаны схемы забойных путей, применяемые при работе на уступе одного, двух и трех экскаваторов.

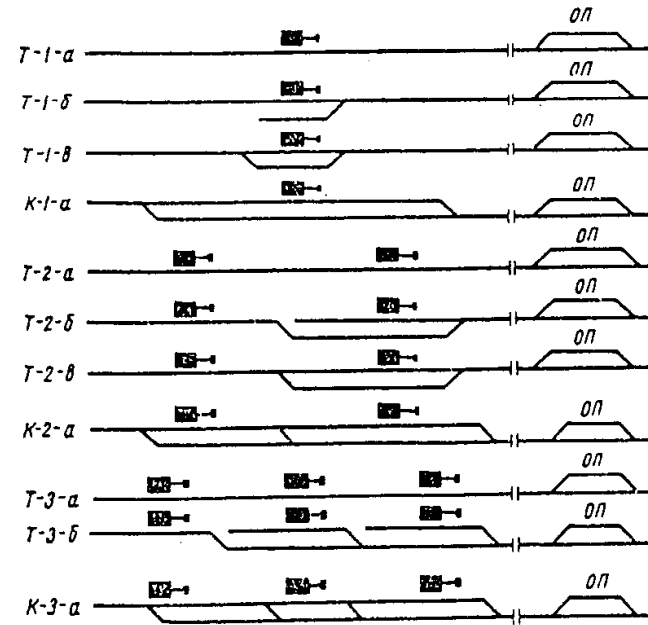


Рис. 3.29. Схемы забойных путей при работе на уступе одного, двух и трех экскаваторов

Выбор схемы забойных путей на уступах при разработке конкретного месторождения зависит от принятого способа вскрытия горизонтов карьера. Для каждого способа вскрытия (при изменении числа вагонов в составе, а следовательно и руководящего подъема i_p) длина соединительных путей на горизонтах будет строго определенной, несмотря на то, что заданный плановый объем работ на них является постоянным.

Для выбора рационального развития забойных путей на уступе расчет каждой схемы производится отдельно и выбирается схема, которая подходит для данных условий. Кроме того, в общей экономической оценке способов вскрытия месторождений существенное значение имеют капитальные затраты и эксплуатационные расходы на экскаваторные и вспомогательные работы в забое. Следовательно, одновременно может быть решена и задача определения общего числа потребных экскаваторов по выбранным схемам путевого развития, а не по валовому объему работ в карьере.

Исследованиями определен порядок расчета при выборе схем путевого развития на уступе.

Простейшая схема Т-1-а (см. рис. 3.29) предусматривает обмен груженых и порожних составов на обменном пункте ОП, находящемся за пределами фронта работ. Расчетная часть Т-1-а, представленная на рис. 3.30, заключается в следующем. Зная годовой объем работ на горизонте, по условию 1 определяем сменную производительность R , выраженную числом рейсов локомотивосоставов:

$$R = \frac{1,25 \nu \gamma}{N_{p.d} n_{cm} n q}, \quad (3.129)$$

где 1,25 — коэффициент резерва; ν — годовой объем работ на горизонте, m^3 ; γ — плотность вскрышных пород или полезного ископаемого, t/m^3 ; $N_{p.d}$ — число рабочих дней в году; n_{cm} — число смен в сутках; nq — полезная масса поезда, состоящего из n думпкаров грузоподъемностью q каждый.

По условию 2 (см. рис. 3.27) находим время погрузки одного локомотивосостава экскаватором заданной марки, мин:

$$t_{погр} = \frac{60 n q}{\gamma \mathcal{E}}, \quad (3.130)$$

где \mathcal{E} — техническая производительность экскаватора, $m^3/ч$.

Тогда общее время погрузки всех локомотивосоставов, следующих с горизонта, составит: $T_{погр} = t_{погр} R$, мин. При сравнении рабочего времени смены T и общего времени сменной погрузки локомотивосоставов экскаватором вычисляем величину ρ — общее время смены, приходящееся на обмены составов под экскаватором ($\rho = T - T_{погр}$). По отрицательному значению величины ρ судим о невозможности применения одного экскаватора заданной марки на горизонте. Если $\rho \geq 0$, то вычисляется время обмена одного состава у экскаватора, мин:

$$t_{обм.1} = \frac{\rho}{R}, \quad (3.131)$$

после чего находится действительное время $t_{обм}^1$ (мин), затрачиваемое на один обмен состава при известной длине соединительного пути на горизонте l^c и длине фронта работ на уступе l , т.е.

$$t_{обм}^1 = 2 \left(\frac{3 l^c}{50 V_c} + \frac{3 l}{100 V_3} + \tau \right), \quad (3.132)$$

где V_c , V_3 — средние скорости движения поездов соответственно по соединительным и забойным путям, $км/ч$; τ — время, затрачиваемое на железнодорожную связь, мин; $\frac{3}{50}$ и $\frac{3}{100}$ — коэффициенты, служащие для перевода часов и км соответственно в минуты и метры.

При выполнении условия $t_{обм}^1 \leq t_{обм.1}$ заключаем, что на горизонте для выполнения заданного объема работ требуется установка одного экскаватора и принятие путевой забойной схемы Т-1-а. После чего определяются:

- коэффициент обеспечения забоя порожняком:

$$\eta_1 = \frac{t_{погр}}{t_{погр} + t_{обм}^1}; \quad (3.133)$$

- капитальные затраты на укладку забойного железнодорожного пути и приобретение экскаватора, руб.:

$$A_{1,3} = 38,75 l + A_{эк}, \quad (3.134)$$

где 38,75 руб. — стоимость метра забойного пути (здесь и ниже приводятся цены до 1990 г.); $A_{эк}$ — стоимость приобретения экскаватора;

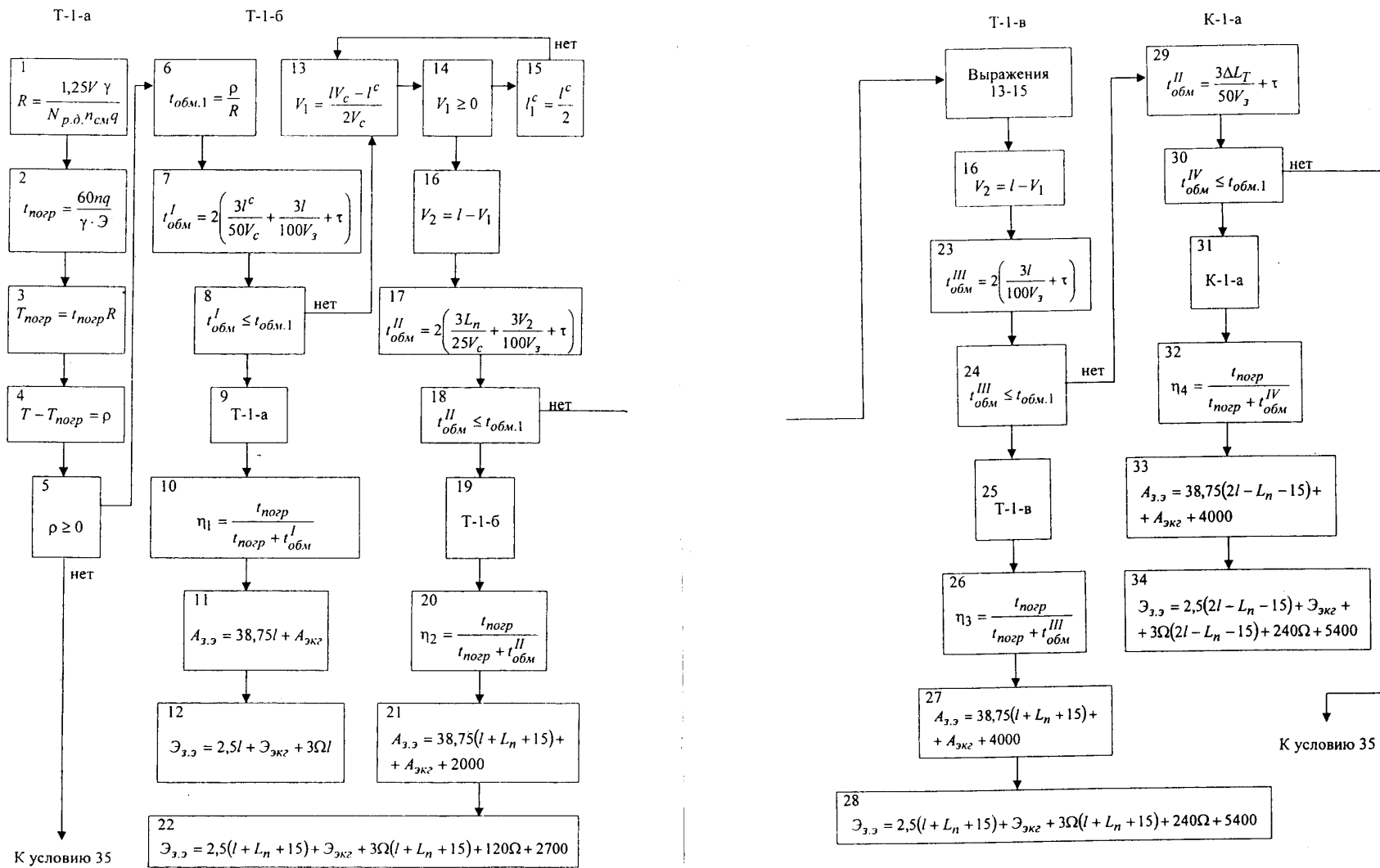


Рис. 3.30. Расчетная часть путевых схем при работе одного экскаватора на уступе

• эксплуатационные расходы на содержание и передвижку забойных путей и экскаватора, руб.:

$$\mathcal{E}_{3,3} = 2,5l + \mathcal{E}_{\text{эк}} + 3\Omega l, \quad (3.135)$$

где 2,5 — стоимость годового содержания 1 м забойного пути, руб.; l — длина фронта работ на уступе, м; $\mathcal{E}_{\text{эк}}$ — годовые эксплуатационные затраты на содержание экскаватора, руб.; 3 — стоимость передвижки 1 м забойного пути, руб.; Ω — число передвижек забойных путей в год.

Схема Т-1-а применяется на некоторых карьерах с малым грузооборотом, и коэффициент использования экскаваторов при этом не превышает 0,5. При невозможности использования схемы Т-1-а (когда $t_{\text{обм}}^{\text{I}} \geq t_{\text{обм.1}}$) могут найти применение схемы Т-1-б, Т-1-в и К-1-а (см. рис. 3.30).

В схеме Т-1-б обмен составов производится на дополнительном обменном пункте, располагающемся на уступе в виде тупика. Применение этой схемы позволяет уменьшить время обмена составов, но требует устройства стрелочного поста на забойных путях. Для определения расстояния от начала рабочего фронта до дополнительного обменного пункта (в м) воспользуемся формулой доцента И.К. Наумова:

$$V_1 = \frac{lV_c - l^c V_3}{2V_c}, \quad (3.136)$$

где V_c , V_3 — скорости движения поездов соответственно по соединительным и забойным путям, км/ч; l — длина фронта работ на горизонте, м; l^c — длина соединительного пути на уступе, м; V_1 — расстояние от начала рабочего фронта до обменного пункта, м.

Тогда расстояние от обменного пункта до конца рабочего фронта составит: $V_2 = l - V_1$, а действительное время на обмен составов у экскаватора (мин) при схеме Т-1-б будет:

$$t_{\text{обм}}^{\text{II}} = 2 \left(\frac{3L_{\text{п}}}{25V_c} + \frac{3V_2}{100V_3} + \tau \right), \quad (3.137)$$

где $L_{\text{п}}$ — длина поезда, м (остальные величины указаны выше).

Из сравнения величин $t_{\text{обм}}^{\text{II}}$ и $t_{\text{обм.1}}$ и выполнения условия $t_{\text{обм}}^{\text{II}} \leq t_{\text{обм.1}}$ применима на уступе схема Т-1-б, капитальные затра-

ты и эксплуатационные расходы при которой можно определить следующим образом (в руб.):

$$A_{3,3} = 38,75(l + L_{\text{п}} + 15) + A_{\text{эк}} + 2000; \quad (3.138)$$

$$\mathcal{E}_{3,3} = 2,5(l + L_{\text{п}} + 15) + \mathcal{E}_{\text{эк}} + 3\Omega(l + L_{\text{п}} + 15) + 120\Omega + 2700, \quad (3.139)$$

где 2000 — стоимость укладки одного стрелочного перевода, руб.; 2700 — стоимость годового содержания стрелочного перевода, руб.; 120 — стоимость передвижки одного стрелочного перевода, руб.; 15 — расстояние, учитывающее неточность установки поезда, м.

Схема Т-1-б повышает коэффициент обеспеченности забоя порожняком до 0,75—0,9 и производительность экскаваторов на 10—20 % по сравнению со схемой Т-1-а. В схеме Т-1-в обмен поездов также производится на дополнительном обменном пункте, но устраиваемом на уступе в виде разминки. Применение ее уменьшает время обмена составов и требует устройства на передвижных путях стрелочных постов. В этой схеме действительное время обмена составов у экскаватора равно, мин:

$$t_{\text{обм}}^{\text{III}} = 2 \left(\frac{3V_2}{100V_3} + \tau \right). \quad (3.140)$$

При невозможности использования на горизонте схем Т-1-а, Т-1-б, Т-1-в имеет смысл при одном экскаваторе на уступе применить путевую схему К-1-а.

Комбинированная схема К-1-а позволяет организовать поточное (сквозное) движение поездов на тупиковом фронте. Это достигается укладкой на уступе дополнительного пути для прохода порожних составов и конечного тупика для перемены направления их движения. Порожние составы в этой схеме могут подаваться под погрузку вслед за уходом груженных. Время обмена здесь может быть сокращено до 1—2 мин. Схема К-1-а позволяет повысить коэффициент обеспечения забоя порожняком до 0,9—0,95 и производительность экскаватора на 20—30 %. Время обмена поездов при этой схеме составляет, мин:

$$t_{\text{обм}}^{\text{IV}} = \frac{3\Delta L_{\text{т}}}{50V_3} + \tau, \quad (3.141)$$

где $\Delta L_{\text{т}} = 300$ м — длина тормозного пути поезда.

Расчетную часть путевых схем Т-1-а, Т-1-б, Т-1-в и К-1-а можно представить в виде следующей блок-схемы (см. рис. 3.30), в которой предусмотрен переход от простых путевых схем к более сложным.

Среди путевых схем, применяемых для обслуживания двух экскаваторов на уступе, простейшей является Т-2-а (см. рис. 3.31). Согласно этой схеме оба экскаватора осуществляют погрузку на один путь. Здесь возможен только пакетный выпуск поездов. Расчетная часть схемы Т-2-а аналогична схеме Т-1-а с той лишь разницей, что действительное время обмена локомотивосоставов у экскаватора определяется по второму блоку от начала фронта работ и выражается следующей зависимостью (в мин):

$$t_{\text{обм}}^v = 2 \left(\frac{3l^c}{50V_c} + \frac{9l}{200V_3} + 2\tau \right). \quad (3.142)$$

При схеме Т-2-а длина экскаваторных блоков на уступе всегда принимается постоянной и равной.

Когда невозможно выполнить объем работ на горизонте по схеме Т-2-а двумя экскаваторами, могут найти применение схемы Т-2-б и Т-2-в (см. рис. 3.31). Как известно, наилучшие технико-экономические показатели использования фронта работ при наличии на уступе нескольких блоков достигается только при нарезке блоков неравной длины. В этом случае длина фронта уступа делится на блоки пропорционально определенным коэффициентам обеспеченности забоя порожняком следующим образом. Вычисляется время обмена составов у экскаватора в первом от начала фронта работ блоке, ч:

$$\theta_1 = 2 \left(\frac{l^c}{1000V_c} + 0,016 + \frac{l}{4000V_3} \right), \quad (3.143)$$

где время на железнодорожную связь $\tau = 0,016$ ч, и коэффициент обеспечения забоя порожняком:

$$\eta_{\theta_1} = \frac{\frac{t_{\text{погр}}}{60}}{\frac{t_{\text{погр}}}{60} + \theta_1}. \quad (3.144)$$

Затем вычисляется время обмена локомотивосоставов у экскаватора во втором блоке (ч), а также коэффициент обеспечения забоя порожняком:

$$\theta_2 = 2 \left(\frac{l^c}{1000V_c} + 0,016 + \frac{3l}{4000V_3} \right), \quad (3.145)$$

$$\eta_{\theta_2} = \frac{\frac{t_{\text{погр}}}{60}}{\frac{t_{\text{погр}}}{60} + \theta_2}. \quad (3.146)$$

Исходя из длины фронта работ на горизонте и принимая во внимание коэффициенты обеспечения забоев первого и второго блоков порожняком, находим длины блоков для каждого экскаватора, м:

$$l_{1\text{экск}} = \frac{l}{\eta_{\theta_1} + \eta_{\theta_2}} \cdot \eta_{\theta_1}, \quad (3.147)$$

$$l_{2\text{экск}} = \frac{l}{\eta_{\theta_1} + \eta_{\theta_2}} \cdot \eta_{\theta_2} \quad \text{или} \quad l_{2\text{экск}} = l - l_{1\text{экск}}. \quad (3.148)$$

Определив длины блоков на уступе, можно найти и время обмена поездов у экскаваторов:

- в первом блоке (от начала фронта работ), мин:

$$t_{\text{обм}}^{v1} = 2 \left(\frac{3l^c}{50V_c} + \frac{3l_{1\text{экск}}}{200V_3} + \tau \right); \quad (3.149)$$

- во втором блоке:

$$t_{\text{обм.2экск}}^{v1} = 2 \left[\frac{3l^c}{50V_c} + \frac{3(l_{1\text{экск}} + 0,5l_{2\text{экск}})}{50V_3} + \tau \right]. \quad (3.150)$$

Расчетная часть путевых схем с двумя экскаваторами на горизонте представлена на рис. 3.31.

Как видно, при разной длине блоков объем работ, приходящийся на каждый экскаватор, будет различным, следовательно, при равной скорости подвигания фронта работ коэффициенты обеспеченности забоев порожняком будут неодинаковыми.

В схеме Т-2-б одну колею имеет только соединительный путь, в пределах же фронта работ имеются два погрузочных тупика.

Путевая забойная схема Т-2-в аналогична Т-2-б, но в ней забойные пути первого и второго блоков соединяются, в связи с чем время обмена поездов у экскаватора во втором блоке изменяется по сравнению со схемой Т-2-б и равно, мин:

$$t_{обм.2экс}^{VII} = 2 \left(\frac{3l^c}{50V_c} + \frac{3l}{100V_3} + 1,5\tau \right). \quad (3.151)$$

Расчетная часть комбинированной схемы К-2-а аналогична схеме К-1-а и представлена условиями 76—81 на рис. 3.31. С ее применением достигается сквозное движение составов в пределах фронта работ уступа. Если не выполняются условия 37 и 77 (см. рис. 3.31), необходимо рассчитать путевые схемы с тремя экскаваторами на уступе или применить более мощный экскаватор, или увеличить число думпкаров в составе с соответствующим уменьшением руководящего подъема в капитальных траншеях.

При трех экскаваторах на уступе возможны путевые схемы Т-3-а, Т-3-б, К-3-а и др. Они аналогичны схемам Т-2-а, Т-2-б и К-2-а. В принципе работа более двух экскаваторов на горизонте нежелательна, так как она связана с частыми простоями локомотивосоставов у входных стрелок блоков. Но если наличие трех экскаваторов на уступе предопределяется требованием высокой скорости подвигания фронта или исследовательскими целями, то могут найти место вышеуказанные забойные путевые схемы с тремя экскаваторами на горизонте.

Порядок пользования приведенными расчетными формулами по некоторым забойным путевым схемам рекомендуется следующий. В процессе проектирования вскрытия месторождений с определенным руководящим подъемом в капитальных траншеях вычисляется норма полезной массы поезда при различных типах транспортных сосудов и локомотивов и длина соединительных путей для каждого горизонта разработки.

По указанным формулам (см. рис. 3.30 и 3.31) просчитывается каждый горизонт карьера и при необходимости фиксируется:

- индекс путевой схемы;
- наличие числа экскаваторов на горизонте;
- место расположения дополнительных обменных пунктов;
- длина блоков при работе двух и трех экскаваторов на уступе;
- время обмена составов у каждого экскаватора;
- коэффициенты обеспечения забоев порожняком;
- капитальные затраты и эксплуатационные расходы на экскаваторные и путевые работы в забоях соответственно каждой путевой схеме.

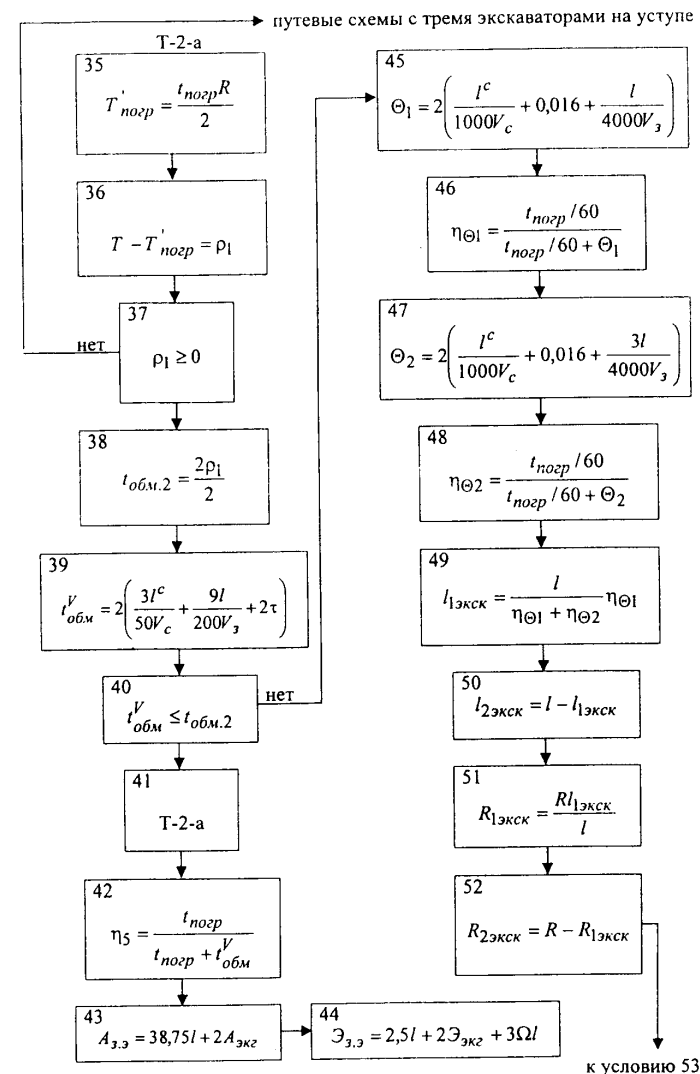
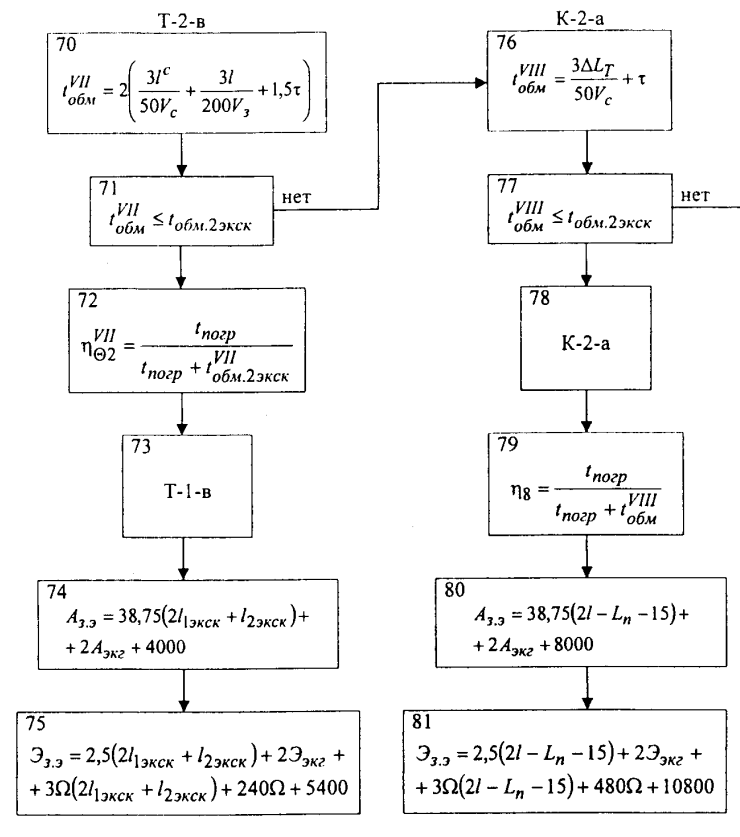
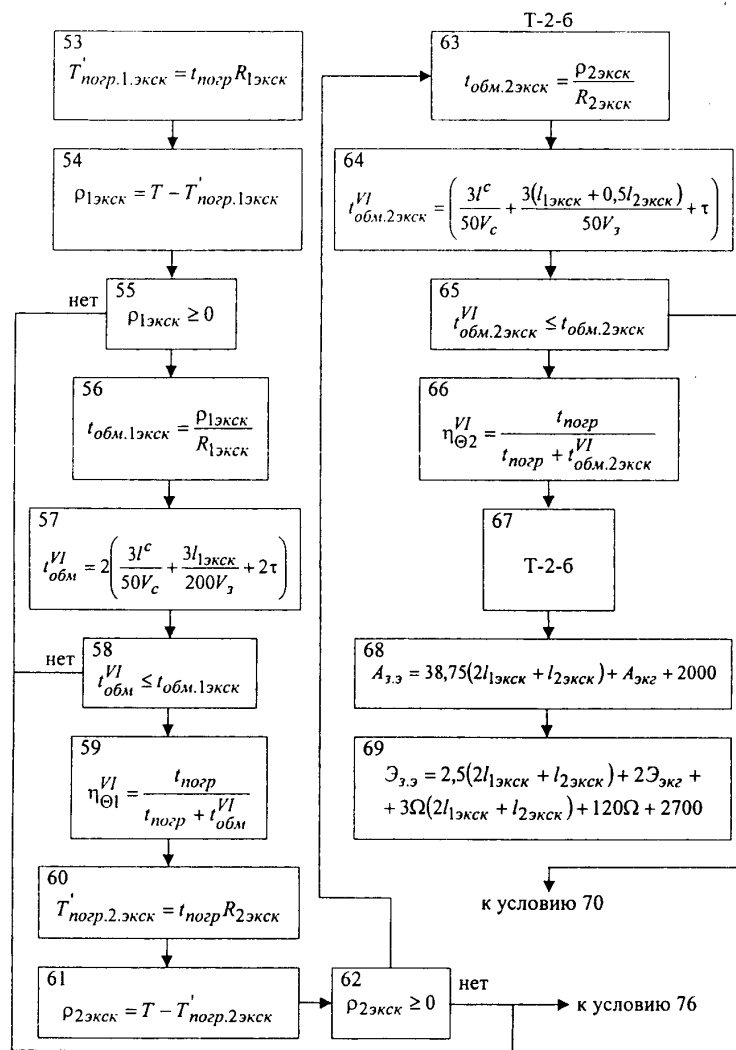


Рис. 3.31. Расчетная часть путевых схем при работе двух экскаваторов на уступе.



путевые схемы с тремя экскаваторами на уступе

3.9.4.

Комбинированный транспорт

Комбинированный транспорт — два или более вида транспорта, последовательно расположенные, взаимосвязанные и работающие в единой транспортной цепи. Такая комбинация имеет целью использование преимуществ отдельных видов транспорта в тех условиях, где они могут быть наиболее эффективны.

В условиях карьеров строительных горных пород могут быть рациональны автомобильно-конвейерный и автомобильно-гравитационный виды транспорта.

Автомобильно-конвейерный транспорт (рис. 3.32, а) может быть эффективен при разработке месторождений строительных горных пород глубинного и нагорного типов. Внутрикарьерный транспорт в данном случае состоит из двух звеньев: мобильного и маневренного автомобильного, применяемого на рабочих уступах карьера, и конвейерного, используемого для транспортирования горной массы к дробильно-сортировочным комплексам или пунктам приема грузов. При этом автомобильный транспорт используется в благоприятном для него режиме (на горизонтальных площадках), а конвейерный транспорт позволяет значительно увеличить угол наклона вскрывающих выработок (до 18°) и резко сократить объемы горно-капитальных работ. Автомоби-

льно-конвейерный транспорт предусматривает обязательное использование стационарной или полустационарной дробилки в карьере.

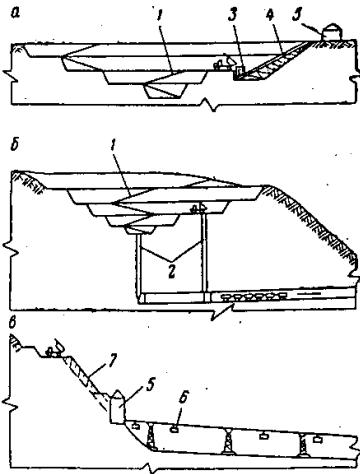


Рис. 3.32. Схемы комбинированного транспорта на карьерах: а — автомобильно-конвейерный; б — автомобильно-гравитационный (с породоспуском и откаточной штольней); в — автомобильно-гравитационный (с породоспуском и подвесной дорогой); 1 — автомобильная трасса; 2 — породоспуск; 3 — полустационарная дробильная установка; 4 — наклонный конвейер; 5 — дробильно-сортировочная фабрика; 6 — подвесная дорога; 7 — породоскат

Стационарная дробилка обычно устанавливается на борту карьера, а полустационарная — на одном из промежуточных (концентрационных) горизонтов.

При разработке нагорных месторождений строительных горных пород с углом наклона поверхности более 20° возможно эффективное применение автомобильно-гравитационного транспорта. В этом случае вскрытие рабочих горизонтов карьера осуществляется для перемещения горной массы под действием силы тяжести — породоспусками (подземными выработками) или породоскатами (см. рис. 3.32, б, в).

Породоскаты — это открытые горные выработки, которые проходятся на крутом склоне под углом наклона более 45°. Различают породоскаты с бункерами и погрузочными устройствами на нижних приемных площадках и без бункеров. В последнем случае предусматривается перегрузка горной массы на нижних горизонтах экскаваторами или погрузчиками.

Породоскаты без погрузочных устройств состоят из верхней разгрузочной площадки, наклонной части (ската) и нижней приемной площадки, на которой горная масса перегружается в транспортные средства. Для непрерывной и безопасной их работы на карьере предусматривается сооружение не менее двух безбункерных породоскатов. При спуске горной массы по одному из них на приемной площадке второго проводится перегрузка горной массы. Один экскаватор или погрузчик работает попеременно на приемной площадке каждого из двух спаренных породоскатов. Возможно устройство в карьере и одного породоската без погрузочных устройств — тогда на время спуска горной массы по породоскату экскаватор или погрузчик перегоняется с нижней площадки.

Движение горной массы по породоскату происходит с постоянным ускорением, которое может быть определено (м/с²) по формуле:

$$a = g (\sin \beta - f_{\text{тр}} \cos \beta), \quad (3.152)$$

где g — ускорение свободного падения, m/c^2 ; β — угол наклона породоската к горизонту, градусы; $f_{тр}$ — коэффициент трения между транспортируемой горной массой и поверхностью породоската (для породы $f_{тр} = 1,3 \div 1,7$ при нефутерованной поверхности породоската и $f_{тр} = 0,7 \div 1,3$ — для футерованной).

Минимальный угол наклона породоската к горизонту по Л.Г. Тымовскому, градус

$$\beta = \arctg \frac{2g \cdot H_{ск} \cdot f_{тр}}{2g \cdot H_{ск} + V_n^2 - V_k^2}, \quad (3.153)$$

где $H_{ск}$ — высота породоската, м; V_n и V_k — соответственно начальная и конечная скорости движения горной массы, м/с.

Автомобильно-гравитационный транспорт внедрен на горном карьере Стерлитамакского цементно-содового завода для сокращения расстояния транспортирования известняка автосамосвалами. На карьере сооружены два породоската под углом наклона 40 — 45° с бункерами и погрузочными устройствами на нижних площадках (рис. 3.33, а). Для уменьшения кинетической энергии падающей горной массы породоскаты имеют поворот в плане под углом 41° . При комбинированном транспорте автосамосвалы доставляют горную массу из забоев до верхней разгрузочной площадки породоската. На нижней площадке породоската горная масса цепным питателем грузится в автосамосвалы, которые транспортируют ее на завод.

Породоскаты без погрузочных устройств (см. рис. 3.33, б) были разработаны отраслевой лабораторией стройматериалов Московского горного института и использовались при строительстве Минераловодского карьера, которым разрабатывалось месторождение трахилипаритов горы Змейка. При применении породоскатов большегрузные автосамосвалы использовались для перевозки горной массы из забоев карьера до породоскатов и от их нижних площадок до приемного бункера дробильно-сортировочного завода. Использование породоскатов позволило резко интенсифицировать горно-капитальные работы и нарезку верхних горизонтов.

В настоящее время находят применение комбинированный автомобильно-железнодорожный транспорт, который позволяет ин-

тенсифицировать горные работы на нижних горизонтах гранитного карьера Павловского ГОКа (Воронежская обл.) и при доработке отдельных участков песчано-гравийной смеси Вяземского ГОКа (Смоленская обл.). В данных случаях полезное ископаемое доставляется на промежуточные склады, откуда осуществляется экскаваторная погрузка его в железнодорожный транспорт с последующей доставкой на дробильно-сортировочные фабрики.

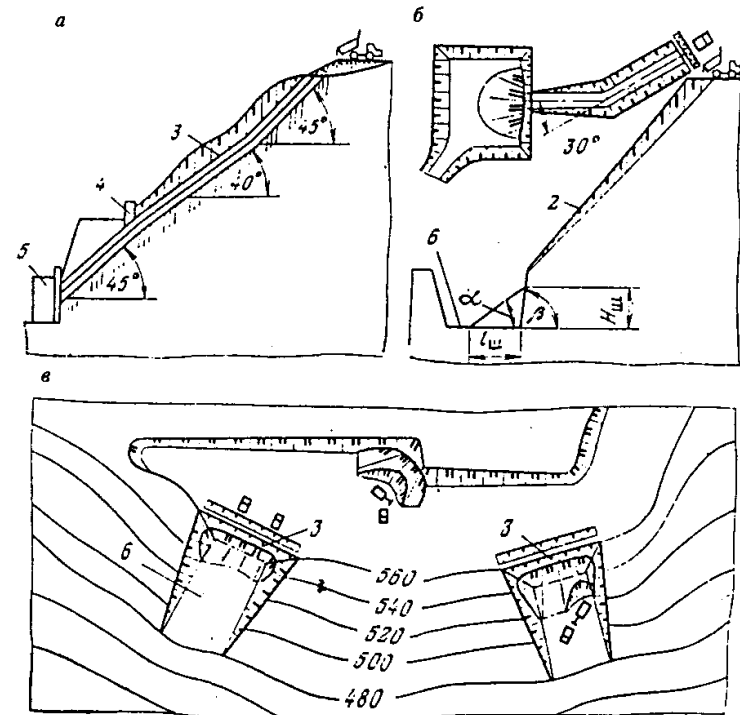


Рис. 3.33. Схемы карьерных породоскатов: а — с бункерами и погрузочными устройствами; б — без погрузочных устройств; в — спаренные породоскаты: 1 — разгрузочная площадка; 2 — нефутерованный породоскат; 3 — футерованный породоскат; 4 — защитная стенка; 5 — бункер с погрузочными устройствами; 6 — приемная площадка

3.10. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ СО СКАЛЬНЫМИ, ПОЛУСКАЛЬНЫМИ И ПЛОТНЫМИ СТРОИТЕЛЬНЫМИ ГОРНЫМИ ПОРОДАМИ

3.10.1. Комплексы оборудования карьерных грузопотоков

Каждый разрабатываемый горизонт карьера в общем случае может быть представлен: вскрышными породами, которые по условиям подготовки к выемке, условиям выемки, перемещения и складирования в отвалы разделяются на скальные, полускальные, плотные и мягкие; некондиционными полезными ископаемыми, складированными в отдельные отвалы для использования в последующие периоды; полезными ископаемыми, в которых выделяют виды и сорта для раздельного транспортирования и использования.

Поток грузов определенного качества, характеризуемый сравнительно устойчивым (во времени) направлением и определенным объемом перевозок в единицу времени (смену или сутки), называется элементарным грузопотоком.

В наиболее простых условиях на уступе формируется один элементарный грузопоток вскрышных пород или полезного ископаемого. При усложнении условий залегания на уступе могут формироваться два элементарных грузопотока (например, вскрышных пород и полезного ископаемого или скальных и мягких вскрышных пород и др.). В более сложных условиях на уступе могут формироваться три и более элементарных грузопотока. Таким образом, число элементарных грузопотоков на уступе зависит от числа забоев и способа выемки в них. Число элементарных грузопотоков в карьере всегда не меньше числа действующих забоев.

Каждый грузопоток технологически и организационно связывает воедино обслуживающие его машины (буровые, выемочно-погрузочные, транспортные, вспомогательные), которые составляют комплекс оборудования грузопотока. Состав ком-

плекса по числу и типоразмерам оборудования зависит от физико-технических свойств пород и объема производства. В комплекс оборудования должны входить машины, оборудование и механизмы, соответствующие друг другу по техническим возможностям, производительности и мощности. В табл. 3.47 приведены комплексы оборудования грузопотоков на карьерах со скальными, полускальными и плотными строительными горными породами.

В комплексе оборудования в качестве головной принимается выемочно-погрузочная машина. Экскаваторные комплексы предусматривают использование экскаваторов циклического действия, а тракторные — тракторных тягачей с навесным оборудованием. Если тракторные тягачи с навесным оборудованием работают в выемочно-транспортном режиме, комплекс называется тракторно-колесным. При последовательном использовании на выемке и погрузке тракторных тягачей с навесным оборудованием (например, бульдозеров и гусеничных погрузчиков) и экскаваторов комплекс называется тракторно-экскаваторным. По виду применяемого транспорта он называется железнодорожным, автомобильным, конвейерным. В случаях, когда грузопоток обслуживается различными видами транспорта и имеет перегрузочные, дробильные и сортировочные пункты по ходу следования грузов, его называют комбинированным. Принципиальные схемы различных вариантов комплексов оборудования грузопотоков на карьерах со скальными, полускальными и плотными строительными горными породами приведены на рис. 3.34.

На карьерах строительных горных пород вскрыша обычно представлена мягкими породами, а ее мощность незначительная, что определяет высокую эффективность использования скреперов и колесных погрузчиков при транспортировании вскрышных пород на внешние или внутренние отвалы. Поэтому в зависимости от физико-механических свойств пород, их мощности и дальности транспортирования на вскрышных работах используются экскаваторно-транспортные или тракторные комплексы.

Комплексы оборудования карьерных грузопотоков включают также разнообразное вспомогательное оборудование для строительства и содержания карьерных дорог, водоотлива, рекультивации поверхности, технические средства опробования полезных ископаемых и управления горными работами и другие, обеспечивающие нормальное функционирование предприятия.

Таблица 3.47

Группа комплекса оборудования	Способ подготовки горной массы к выемке и погрузке	Оборудование		Комплекс	Индекс комплекса
		Выемка и погрузка	Транспортирование		
Экскаваторная	Буровзрывное рыхление	Однокошковые экскаваторы	Железнодорожные составы	Экскаваторно-железнодорожный	Э-Ж
		Автосамосвалы	Автосамосвалы	Экскаваторно-автомобильный	Э-А
		Конвейеры	Конвейеры	Экскаваторно-конвейерный	Э-К
		Автосамосвалы и железнодорожные составы	Автосамосвалы и железнодорожные составы	Экскаваторно-автомобильно-железнодорожный	Э-АЖ
Тракторная	Механическое и буровзрывное рыхление	Скреперы или колесные погрузчики	Скреперы или погрузчики	Тракторно-колесный	Т-К
		Колесные погрузчики	Железнодорожные составы	Тракторно-железнодорожный	Т-Ж
		Автосамосвалы	Автосамосвалы	Тракторно-автомобильный	Т-А
Тракторно-экскаваторная	Буровзрывное и механическое рыхление	Бульдозеры, гусеничные погрузчики, ошолошовые экскаваторы	Автосамосвалы	Тракторно-экскаваторно-автомобильный	ТЭ-А
		Конвейеры	Конвейеры	Тракторно-экскаваторно-конвейерный	ТЭ-К

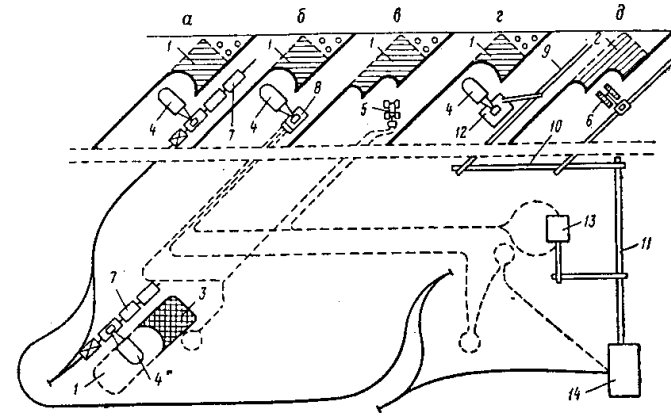


Рис. 3.34. Принципиальные схемы выемочно-погрузочных и транспортных работ с использованием мехлопат и железнодорожных составов (а), мехлопат и автосамосвалов (б), однокошковых колесных погрузчиков (в), мехлопат и конвейеров (г), гусеничных погрузчиков и конвейеров (д): 1 — блок пород, разрыхленных взрывом; 2 — блок пород, разрыхленных рыхлителем; 3 — штабель горной массы (перегрузочный пункт); 4 — мехлопата; 5 — однокошковый колесный погрузчик; 6 — гусеничный погрузчик; 7 — железнодорожный состав; 8 — автосамосвал; 9, 10, 11 — забойный соединительный и магистральный ленточные конвейеры соответственно; 12 — самоходный дробильный агрегат; 13 — полустационарная дробильная установка; 14 — дробильно-сортировочная фабрика

3.10.2. Технологические схемы горных работ при валовой выемке

Технологическая схема (в горном деле) — чертеж, на котором условными графическими обозначениями показаны один или несколько фрагментов производственных процессов или технологии ведения горных работ.

Необходимость переработки строительных горных пород для получения щебня требуемых размеров и качества оказывает основное влияние на выбор технологических схем работы карьеров.

На формирование структур комплексной механизации существенно влияют рельеф поверхности, запасы месторождения,

строение залежи, производственная мощность карьера и требования к качеству продукции. При значительных грузопотоках и длине транспортирования при разработке гранитов может применяться структура комплексной механизации с использованием шарошечных станков, одноковшовых экскаваторов и железнодорожного транспорта (рис. 3.35, а).

Наибольшее распространение на карьерах строительных горных пород получил экскаваторно-автомобильный комплекс оборудования (см. рис. 3.35, б). Он эффективно применяется на месторождениях изверженных и осадочных пород. Технологическая схема с использованием данного комплекса приведена на рис. 3.36.

В качестве основного средства подготовки строительных горных пород к выемке применяется буровзрывное рыхление. При качественном дроблении пород взрывом вместо экскаватора могут быть использованы гусеничные погрузчики для погрузки полезного ископаемого в автосамосалы. Применение погрузчиков особенно эффективно при небольших высотах уступов или в пониженных зонах развала горной породы.

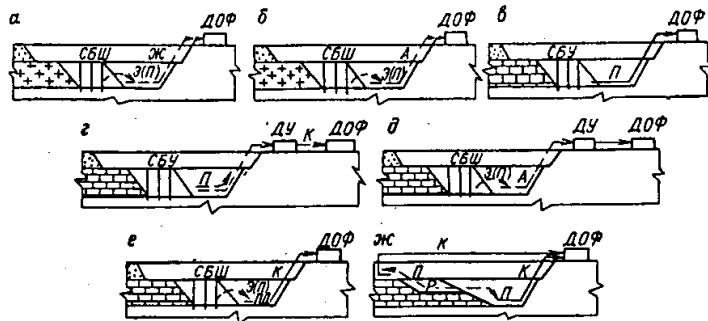


Рис. 3.35. Схемы структур комплексной механизации на карьерах строительных горных пород при валовой выемке:

а — экскаваторно-железнодорожная; б — экскаваторно-автомобильная; в — тракторно-колесная; г — тракторно-конвейерная; д — экскаваторно-автомобильно-конвейерная; е — экскаваторно-конвейерная; ж — тракторно-конвейерная; СВШ — станки шарошечного бурения; СБУ — станки ударно-вращательного бурения; ДОФ — дробильно-обогажительная фабрика; ДУ — дробильная установка; Э — одноковшовый экскаватор; П — одноковшовый погрузчик; Р — навесной тракторный рыхлитель; А — автомобильный транспорт; Ж — железнодорожный транспорт; К — конвейерный транспорт; ПД — передвижной дробильный агрегат

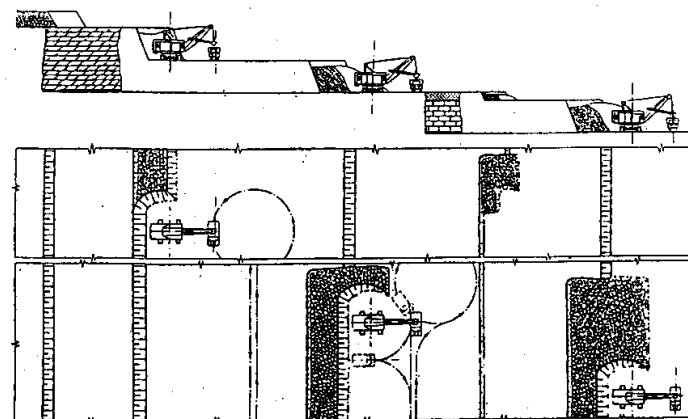


Рис. 3.36. Схема разработки уступов с использованием мехлопат и автомобильного транспорта

При незначительной длине фронта работ по полезному ископаемому (до 0,8 км) целесообразно использовать колесные погрузчики в выемочно-транспортном режиме работы (см. рис. 3.35, в). В этом случае погрузчик выполняет функции как выемочно-погрузочной, так и транспортной машины. При специальном устройстве приемных бункеров дробильно-сортировочных фабрик для этой цели можно применять и скреперы при подготовке строительных горных пород к выемке механическим рыхлением.

Весьма перспективны при валовой разработке карбонатных месторождений технологические схемы с использованием конвейерного транспорта (см. рис. 3.35, г, д). Для обеспечения возможности применения конвейерного транспорта полезное ископаемое после взрывных работ додрабливается на полустационарных (на борту карьера) или самоходных (в забое) дробильных установках. При первичном дроблении на борту карьера для транспортирования горной породы используется автомобильно-конвейерный транспорт: автосамосвалами порода доставля-

ется от забоя до узла первичного дробления, а конвейером — от узла первичного дробления до дробильно-сортировочной фабрики (см. рис. 3.35, д). Схема разработки карбонатного месторождения с расположением узла первичного дробления на борту карьера приведена на рис. 3.37. Достоинством такой схемы является уменьшение объема карбонатной породы (известняка), транспортируемой из карьера до фабрики, за счет отходов, оставаемых во внутренних отвалах или в отвалах на борту карьера. Эти отходы состоят из загрязненных и переизмельченных карбонатных пород, объем которых достигает 20—30 % от общего объема породы, дробимой на узле первичного дробления.

Для выемки и перемещения строительных горных пород к вынесенному в карьер узлу первичного дробления можно использовать колесные погрузчики (см. рис. 3.35, е), работа которых весьма эффективна при небольших расстояниях от забоев до узла первичного дробления.

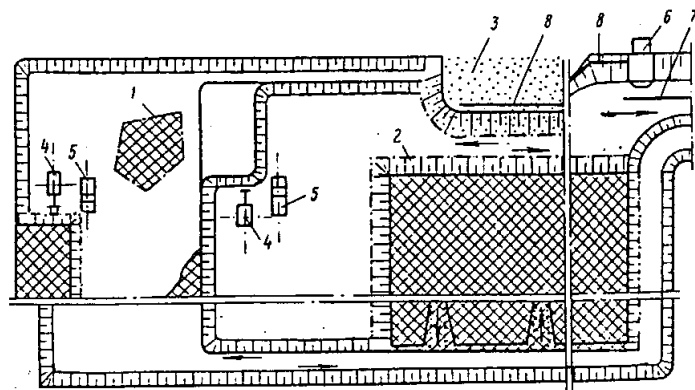


Рис. 3.37. Схема разработки карбонатного месторождения при расположении дробильной установки на борту карьера:
1 — некондиционный известняк; 2 — отвал некондиционного известняка; 3 — отвал отходов первичного дробления; 4 — экскаватор; 5 — автосамосвал; 6 — дробильная установка; 7 — конвейер на дробильно-сортировочную фабрику; 8 — конвейер на отвал

Применение конвейерного транспорта для перемещения строительных горных пород из карьера до дробильно-сортировочной фабрики обеспечивает непрерывность технологического процесса. Поэтому наиболее целесообразным является применение в забое самоходной дробилки (см. рис. 3.35, е), при этом отпадает необходимость в автомобильном транспорте. Погрузку пород в самоходную дробилку можно осуществлять экскаватором или погрузчиком. Технологическая схема разработки месторождения при использовании самоходных дробилок и конвейерного транспорта показана на рис. 3.38.

При разработке трещиноватых карбонатных пород с коэффициентом крепости по проф. М.М. Протодыяконову $f \leq 6 \div 7$ имеется возможность регулирования кусковатости при подготовке строительных горных пород к выемке навесными тракторными рыхлителями на базе сверхмощных тракторов с мощностью двигателя свыше 220 кВт. В этих условиях возможна непосредственная погрузка строительных горных пород экскаватором или гусеничным погрузчиком на конвейер (см. рис. 3.35, ж). Механическое рыхление может проводиться горизонтальными или наклонными слоями. Для эффективной работы экскаватора и погрузчика перед погрузкой осуществляется штабелирование разрыхленной горной породы бульдозером. Схема разработки карбонатного месторождения наклонными выемочными слоями с использованием рыхлителей и конвейерного транспорта приведена на рис. 3.39.

При выборе бурового, выемочно-погрузочного, транспортного и дробильно-сортировочного оборудования необходимо обеспечивать полное его соответствие как по производительности, так и параметрам. При комплектовании оборудования необходимо соблюдать во всем технологическом процессе специфические требования к качеству щебня, его прочности и морозостойкости.

Как при валовой, так и при раздельной выемке в отдельных случаях могут быть использованы рыхлители в сочетании с бульдозерами, скреперами, погрузчиками и экскаваторами. На карьерах небольшой производительности буровые станки могут быть заменены буровыми агрегатами (буровыми тележками, каретками, треногами), снабженными перфораторами. При этом технологические схемы принципиально не отличаются от тех, которые рассмотрены при раздельной (селективной) выемке.

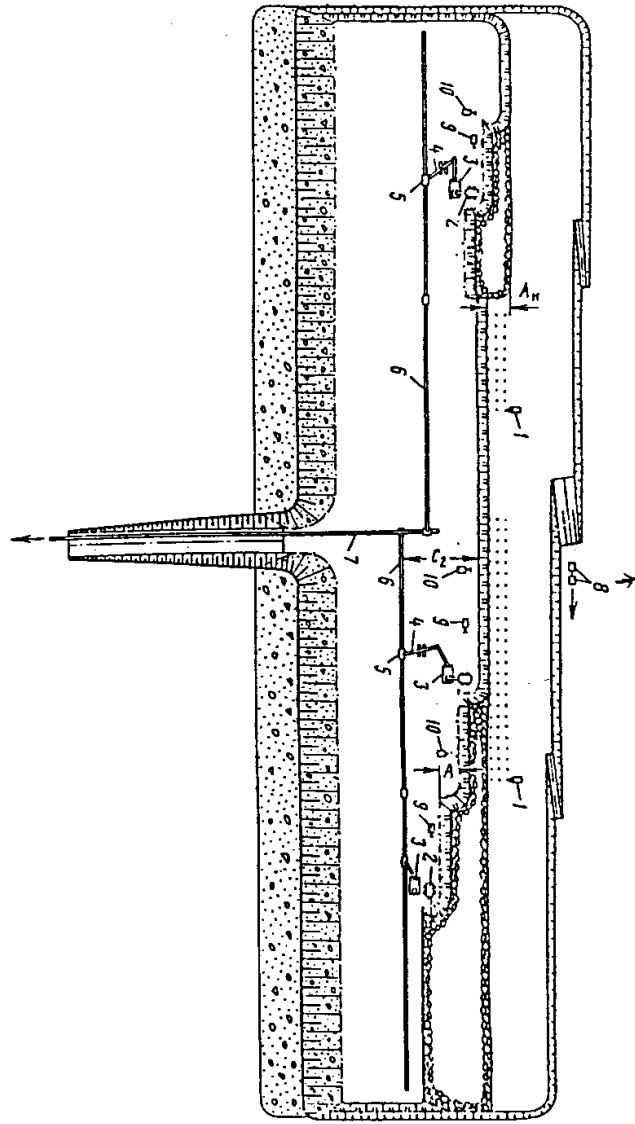


Рис. 3.38. Схема разработки месторождения с использованием самоходных дробильных агрегатов и конвейерного транспорта:

1 — буровой станок; 2 — экскаватор; 3 — самоходный дробильный агрегат; 4 — перегружатель; 5 — бункер; 6 — забойный конвейер; 7 — магистральный конвейер; 8 — скрепер; 9 — бульдозер; 10 — бутбой

3.10.3. Расчет параметров элементов систем разработки при валовой выемке

Основными элементами систем разработки месторождений строительных горных пород являются высота уступа, ширина заходки и развала взорванной породы, ширина рабочей площадки, длина фронта горных работ, длина блоков, размеры рабочей зоны карьера, углы откосов уступов и бортов карьера, транспортные и предохранительные бермы.

При делении толщи пород на уступы предполагается возможность их эффективной и безопасной отработки на полную высоту. При этом учитываются типы и рабочие параметры применяемых машин, природные и организационные факторы, физико-механические свойства разрабатываемых пород, их устойчивость, гидрогеологические и климатические условия, уровень грунтовых вод, конфигурация залежи, правила безопасности работ, производительность карьера, экономические показатели разработки, способы вскрытия и нарезки новых горизонтов.

Мощность однородной полезной толщи в большинстве случаев не является кратной максимальной высоте уступа, допустимой по рабочим параметрам оборудования. Поэтому на карьерах возможны уступы различной высоты. Увеличение высоты уступов при однородном строении залежи позволяет повысить производительность бурового и выемочно-погрузочного оборудования, уменьшить число рабочих горизонтов, сократить длину транспортных коммуникаций и др. Уменьшение же высоты уступа позволяет сократить срок строительства карьера, улучшить степень дробления пород, повысить безопасность работ, увеличить число забоев при небольших размерах карьерного поля в плане. Следовательно, высота уступа в значительной степени определяет технико-экономические показатели работы карьера.

Из условия обеспечения безопасности работы экскаватора в забое максимальная высота уступа H_{\max} должна удовлетворять следующим требованиям: для мягких пород $H_{\max} \leq H_{ч. \max}$, для скальных пород с предварительным рыхлением $H_{\max} \leq 1,5H_{ч. \max}$, где $H_{ч. \max}$ — максимальная высота черпания экскаватора, м.

При использовании механических лопат на уступах небольшой высоты их производительность значительно умень-

шается. В этих случаях целесообразно применение одноковшовых тракторных погрузчиков.

При ведении буровзрывных работ очень важно, чтобы высота развала пород была равна или кратна рациональной ширине заходки A экскаватора. Задаваясь рациональным значением A , требуемую высоту уступа можно определить (в м) по выражению:

$$H = \frac{A \sin \alpha \sin \beta}{2 K_p W \sin(\alpha + \beta)}, \quad (3.154)$$

где K_p — коэффициент разрыхления породы; W — линия сопротивления по подошве, м; α, β — соответственно углы откосов уступа и развала, градус.

При разработке наклонными слоями с промежуточным штабелированием горной породы (рис. 3.39) высота уступа устанавливается из условия соответствия производительности добычных машин, выполняющих отдельные операции. Если рыхление и штабелирование горной породы производится одним и тем же тракторным агрегатом с навесным оборудованием (рыхлитель-бульдозер), это условие можно записать в виде: $P_{р.ш} \geq P_{экск}$ при $C \rightarrow \min$, где $P_{р.ш}, P_{экск}$ — соответственно суммарная производительность тракторного агрегата на рыхлении и штабелировании и производительность экскаватора при исследуемых значениях параметра; C — затраты на разработку 1 м^3 горной породы.

Высота уступа (H , м) связана с другими параметрами системы разработки зависимостью

$$H = \frac{H_{раз} \cdot \sin \alpha}{h_{сл} K_p} \left[A_{раз} + \frac{h_{сл}}{\sin \alpha} (K_p - 1) - 0,5 H_{раз} (\text{ctg} \beta - \text{ctg} \alpha) \right], \quad (3.155)$$

где $H_{раз}$ — высота развала (штабеля) взорванной горной породы, м; $A_{раз}$ — ширина развала (штабеля) взорванной горной породы, м; $h_{сл}$ — мощность выемочного слоя, м; K_p — коэффициент разрыхления породы; α — угол откоса уступа, градус; β — угол откоса развала породы, градус.

Рациональная высота уступа для указанной схемы (см. рис. 3.39) будет находиться в пределах 6—15 м. При этом высота штабеля изменяется с 3,5 до 5 м, а его ширина — с 6 до 9 м.

Рабочие площадки на уступах предназначены для размещения горного и транспортного оборудования, силовых и осветительных линий. На них должны предусматриваться резервная по-

лоса для независимого подвигания смежных уступов и полоса безопасности у верхней бровки уступа с учетом призмы обрушения.

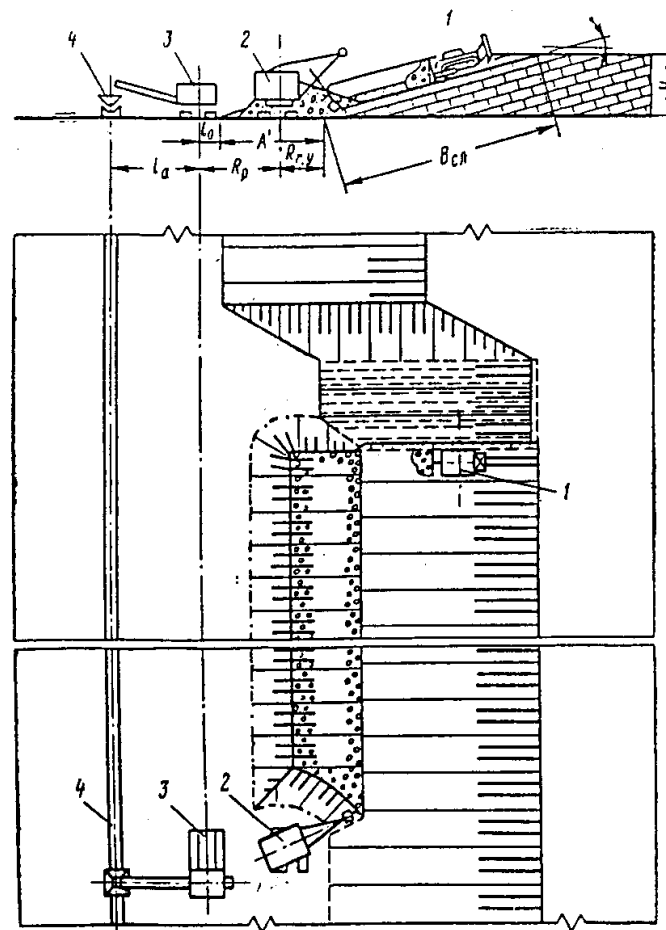


Рис. 3.39. Схема разработки месторождения с использованием рыхлителей и конвейерного транспорта:
1 — рыхлитель-бульдозер; 2 — экскаватор; 3 — самоходный дробильный агрегат; 4 — конвейер

Ширина рабочих площадок при применении механических лопат и автомобильного транспорта определяется по выражениям:

- для мягких пород, м

$$Ш_{р.п} = C_{н.б} + 2R_a + C_{п.б} + b_б; \quad (3.156)$$

- для взорванных скальных пород, м

$$Ш_{р.п} = 0,5A_{раз} + C_{н.б} + 2R_a + C_{п.б} + b_б, \quad (3.157)$$

где $C_{н.б} = 2,5$ м — расстояние от оси дороги до нижней бровки откоса уступа или развала; R_a — радиус разворота автосамосвалов ($R_a = 9 \div 12$), м; $C_{п.б} = 3$ м — расстояние от оси дороги до границы полосы безопасности; $b_б$ — ширина полосы безопасности, м.

При валовой выемке с использованием передвижных дробильно-сортировочных агрегатов ширина рабочей площадки уступа изменяется в зависимости от взаимного расположения экскаватора и дробильно-сортировочного агрегата. На рис. 3.40, а показана схема отработки заходки одним сплошным забоем с поперечной установкой дробильно-сортировочного агрегата. При погрузке породы экскаватор перемещается относительно приемного бункера дробильно-сортировочного агрегата по окружности радиусом $R_{р. макс}$. Бункер дробильно-сортировочного агрегата должен быть расположен на расстоянии $R_{ч.у} + R_{р. макс}$ от нижней бровки разрабатываемого уступа. Необходимая ширина рабочей площадки уступа для размещения оборудования при работе по указанной схеме, м

$$Ш_{р.п} = R_{ч.у} + R_{р. макс} + l_{б.к} + l_{кон} + C_{к.р} + b_к + C_{к.г} + b_б, \quad (3.158)$$

где $R_{ч.у}$ — радиус черпания экскаватора на уровне стояния, м; $l_{б.к}$ — расстояние от приемного бункера до консоли дробильно-сортировочного агрегата, м; $l_{кон}$ — длина консоли дробильно-сортировочного агрегата, м; $C_{к.р}$ — безопасное расстояние от конвейера до развала породы, м; $b_к$ — ширина конвейера, м; $C_{к.г}$ — расстояние от конвейера до границы полосы безопасности, м; $b_б$ — ширина полосы безопасности, м.

На рис. 3.40, б показана схема отработки заходки сплошным забоем с продольной установкой дробильно-сортировочного агрегата и перегрузкой на конвейер через самоходный перегружатель. При этой схеме отпадает необходимость движе-

ния дробильно-сортировочного агрегата по криволинейной траектории во время перехода на следующую заходку. Ширина заходки при этом $A = 2(R_{ч.у} + R_p)$, а ширина рабочей площадки уступа, м

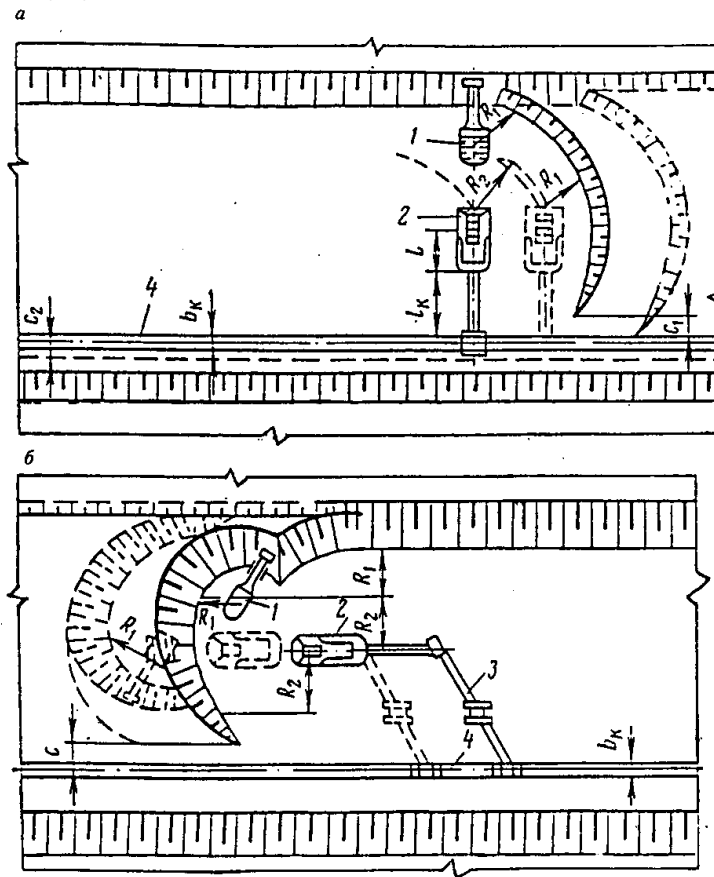


Рис. 3.40. Схема производства добычных работ с поперечной (а) и продольной (б) установкой самоходного дробильного агрегата: 1 — экскаватор; 2 — самоходный дробильный агрегат; 3 — перегружатель; 4 — конвейер

$$Ш_{р.п} = 2(R_{ч.у} + R_p) + C_{к.р} + b_k + C_{к.г} + b_b, \quad (3.159)$$

где R_p — радиус разгрузки экскаватора, м.

Одним из основных параметров систем разработки является длина фронта работ. При увеличении длины фронта работ увеличиваются запасы полезного ископаемого, однако возрастают расстояние транспортирования и время строительства карьера. Минимальная длина фронта работ на один экскаватор по условию обеспеченности взорванной горной породой, м

$$L_{ф\min} = \frac{(t_{отр} + t_{нез})Q_3}{AH}, \quad (3.160)$$

где $t_{отр}$ — время отработки обуренной и взорванной части длины фронта работ, смены; $t_{нез}$ — продолжительность независимой работы смежного экскаватора при остановке другого, смены; Q_3 — сменная производительность экскаватора, м³/смену.

Минимальная длина фронта работ по возможности заезда на лежащий ниже горизонт, м

$$L_{ф\min} = \frac{1000 h_{сл}}{i} \cdot 2R_a \quad (3.161)$$

где i — уклон съезда, ‰; R_a — радиус разворота автосамосвала, м; $h_{сл}$ — высота лежащего ниже горизонта, м.

Минимальная длина фронта работ на один экскаватор в зависимости от крепости пород и организации работ при использовании автомобильного транспорта колеблется от 50 до 200 м.

3.10.4. Технологические схемы раздельной разработки разнопрочных карбонатных пород

Условиям раздельной разработки карбонатных пород наиболее полно соответствуют тракторные структуры комплексной механизации, которые предусматривают использование навесного оборудования на тракторных тягачах (бульдозеров, погрузчиков, скреперов) в качестве добычного (рис. 3.41). Подготовка горных пород к выемке в этом случае осуществляется механическим рыхлением или комбинированным способом (взрывание массива пород на встряхивание с последующим механическим рыхлением).

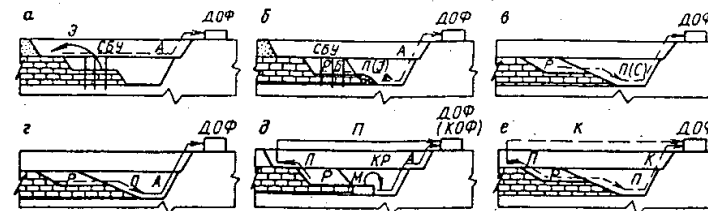


Рис. 3.41. Схемы структур комплексной механизации на карьерах строительных горных пород при раздельной выемке:

a — экскаваторно-автомобильная; *б, в, д* — тракторно-автомобильная; *е* — тракторно-колесная; *г* — тракторно-конвейерная; *М* — камнерезная машина; *КР* — автокран; *КОФ* — камнеобрабатывающая фабрика; остальные обозначения те же, что и на рис. 3.35

Транспортирование горных пород осуществляется с использованием автомобильного или конвейерного транспорта. При небольших размерах карьерного поля возможно выполнение всех основных процессов (рыхления, выемки и транспортирования) одним добычным агрегатом (скрепером или погрузчиком, оборудованным рыхлителем).

Тракторно-экскаваторные структуры комплексной механизации предусматривают совместное использование на добычных работах в качестве основного оборудования одноковшовых экскаваторов и тракторных агрегатов с навесным оборудованием. Тракторные выемочные агрегаты, оборудованные рыхлителем, выполняют самостоятельно (или в сочетании с буровзрывными работами) рыхление горных пород, перемещение их в пределах добычного блока и складирование в штабель для последующей экскаваторной отгрузки.

Эффективное применение экскаваторных структур комплексной механизации при раздельной разработке карбонатных пород возможно только при значительных размерах выделяемых зон. Послойная выемка, предусматривающая также и послойную подготовку горных пород к экскавации, при высоте уступа (мощности слоя) менее 4 — 5 м нецелесообразна, так как приводит к ухудшению технико-экономических показателей разработки за счет резкого повышения затрат на взрывание и погрузку, а также увеличения объема горно-капитальных работ.

Раздельная же разработка маломощных пластов одним уступом, связанная с применением специальных методов взрывания и забойной экскаваторной сортировки, технически трудно осуществима и практически возможна только при легко различаемых сортах полезного ископаемого и значительной мощности слоев (более 5 м). При этом целесообразно взрывание в зажатой среде. В случае необходимости раздельной разработки пластов меньшей мощности следует стремиться к применению тракторных и тракторно-экскаваторных структур комплексной механизации. Первые целесообразно применять на карьерах малой и средней производственной мощности (до 1,2 млн м³ в год), а также при небольших размерах карьерного поля. При значительной протяженности карьерного поля и на карьерах большой производительности наиболее целесообразно применение тракторно-экскаваторных структур, средства механизации которых позволяют эффективно осуществлять послойную выемку маломощных пластов и обеспечивают высокую производительность забоя.

На условия применения различных схем комплексной механизации значительное влияние оказывают следующие технологические особенности разработки уступа (рис. 3.42): уклон поверхности забоя, угол откоса рабочего уступа, расположение заходки относительно фронта работ, способ отработки заходки, расположение транспортного горизонта. В зависимости от уклона поверхности забоя возможна отработка уступа горизонтальными и наклонными слоями. Послойная выемка горизонтальными слоями возможна при угле наклона пластов до 12° и минимальной мощности раздельно извлекаемого слоя 0,3—0,5 м.

Раздельная выемка пологих, наклонных и крутых залежей возможна при разработке наклонными слоями. При разработке залежей с углом наклона 12—25° поверхность забоя располагается параллельно поверхности пласта. При больших углах падения залежи уклон поверхности забоя выдерживается в пределах 20—25°, что позволяет использовать тракторные агрегаты для работы на наклонной площадке с максимальной производительностью при рыхлении и штабелировании. Величина этого угла не превышает угла естественного откоса разрыхленной горной породы, что позволяет проводить подготовку пород рыхлителем без перемешивания их на наклонной площадке.

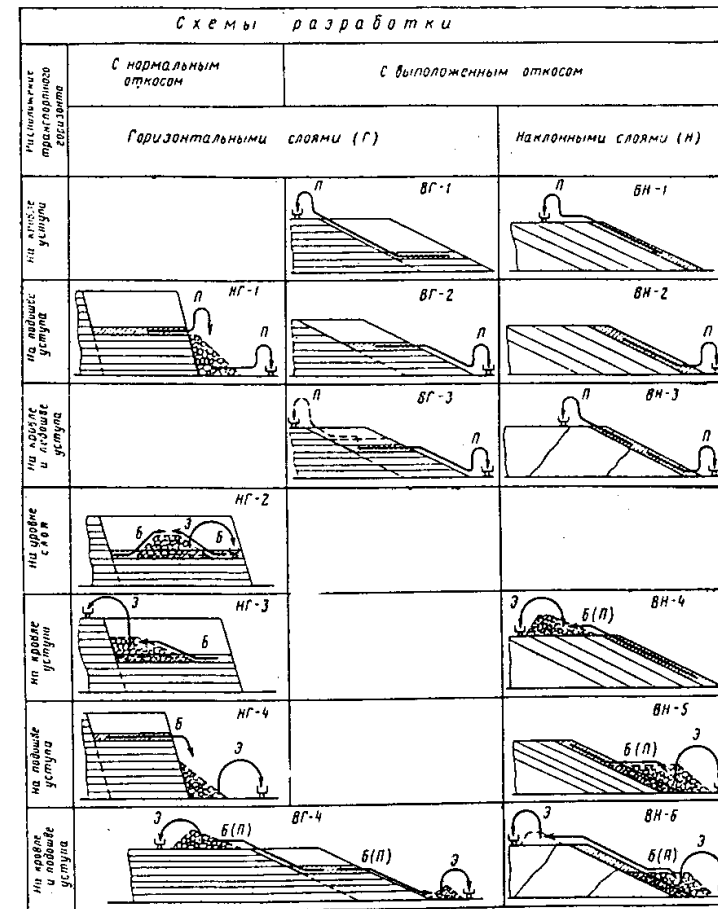


Рис. 3.42. Технологические схемы добычных работ при разработке уступов тонкими слоями:

Э — экскаватор; Б — бульдозер; П — одноковшовый погрузчик

При послышной выемке горизонтальными слоями возможны схемы разработки с нормальным и выположенным откосом рабочего уступа (см. рис. 3.42). В первом случае угол откоса уступа принимается максимальным при условии устойчивости массива (для скальных пород он равен $70—85^\circ$). Во втором случае он выполаживается до $10—25^\circ$, что позволяет производить транспортирование породы тракторными агрегатами непосредственно по откосу уступа.

Поперечное перемещение пород по выположенному откосу уступа позволяет значительно увеличить эффективность применения тракторных структур (так как в этом случае обеспечивается минимальное расстояние транспортирования горной породы погрузчиком или скрепером до места разгрузки), упростить схемы вскрытия добычных горизонтов и в ряде случаев перейти на бестраншейное вскрытие всего месторождения.

При разработке наклонными слоями с выположенным откосом уступа последний служит как для перемещения, так и для разработки породы. Разработку и перемещение породы следует стремиться осуществлять под уклон, так как при этом достигается максимальная производительность тракторных агрегатов с навесным оборудованием.

По расположению заходки относительно фронта уступа различают схемы добычных работ продольными и поперечными заходками (см. рис. 2.10). В случае работы продольными заходками создаются условия для наиболее производительного использования добычных машин при тракторных структурах и достигается относительная независимость между работами по подготовке горных пород и их экскавации при тракторно-экскаваторных структурах комплексной механизации. Недостатком продольных заходок является значительное уменьшение угла откоса борта карьера в схемах с выположенным откосом рабочего уступа и сравнительно большая длина фронта работ (не менее 200 м) на один добычной забой. Поэтому продольные заходки целесообразно применять в основном при разработке горизонтальными слоями с нормальным откосом рабочего уступа, а также с выположенным откосом при удлиненной конфигурации карьерного поля и небольшом объеме вскрышных пород.

Применение поперечных заходок позволяет сократить длину фронта на один добычной забой, уменьшить угол откоса

борта карьера при разработке с выположенным откосом уступа и сократить общий объем горно-капитальных работ. Недостатком поперечных заходок являются жесткая взаимосвязь между подготовкой и экскавацией горных пород при использовании тракторно-экскаваторных структур и некоторое снижение производительности добычных машин. Поперечные заходки рационально применять при ограниченной длине карьерного поля и работе с выположенным откосом уступа на месторождениях со значительным объемом вскрышных пород, а также с нормальным откосом уступа и складированием части пород в выработанное пространство. Отработку заходок по длине уступа производят слоями или блоками. При отработке слоями выемка производится по всей длине уступа одним добычным комплексом. При отработке блоками слои разбиваются на участки, размеры которых выбираются из условия производительной работы добычного комплекса.

Отработка поперечных заходок возможна только блоками. При продольных заходках отработка блоками обеспечивает более полное использование машин, однако в случае ограниченного числа добычных забоев на карьере (до 3) она затрудняет плановую выдачу сырья того или иного качества. В этом случае для стабилизации планомерного поступления сырья различного качества возможна отработка заходок слоями.

Различают следующие схемы разработки: с погрузкой на уровне рыхлимого слоя, кровле уступа, подошве уступа и с рассредоточенной погрузкой. На рис. 3.43 показана технологическая схема разработки горизонтальными слоями с погрузкой на подошве уступа.

Технологическая схема отдельной выемки с использованием одноковшовых погрузчиков приведена на рис. 3.44.

Для труднорыхлимых пород при необходимости их подготовки тонкими слоями перед механическим рыхлением рекомендуется взрывное встряхивание массива, при котором расход взрывчатого вещества должен быть $0,15+0,25$ кг/м³. Бурение скважин может производиться по расширенной сетке при максимально возможной глубине бурения. Технологические схемы с использованием комбинированного способа подготовки горных пород показаны на рис. 3.45.

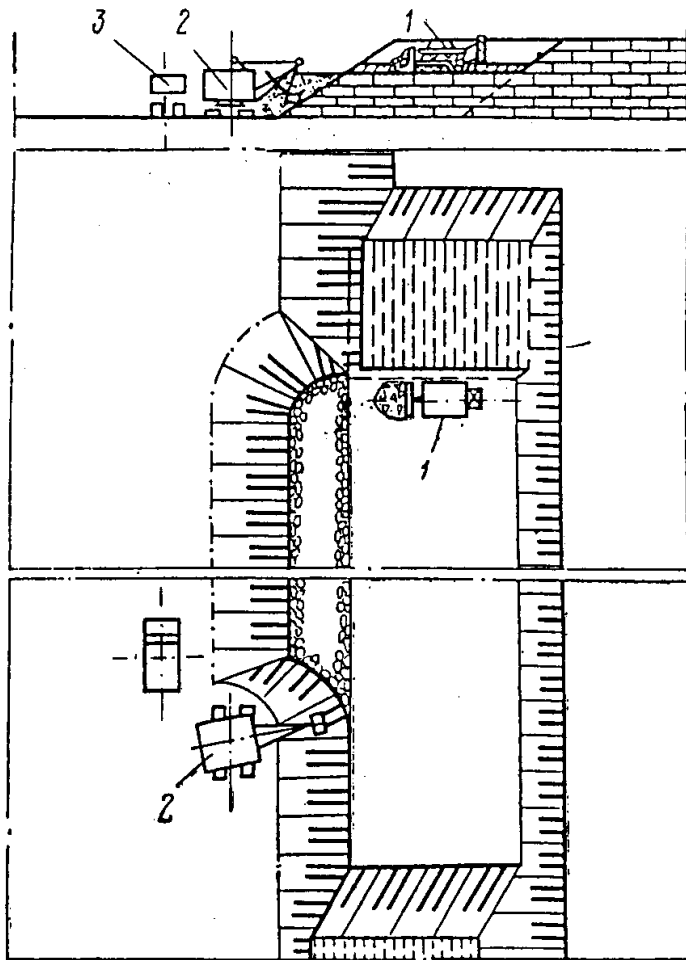


Рис. 3.43. Схема разработки уступа тонкими горизонтальными слоями с использованием рыхлителя-бульдозера (1), экскаватора (2) и автосамосвала (3)

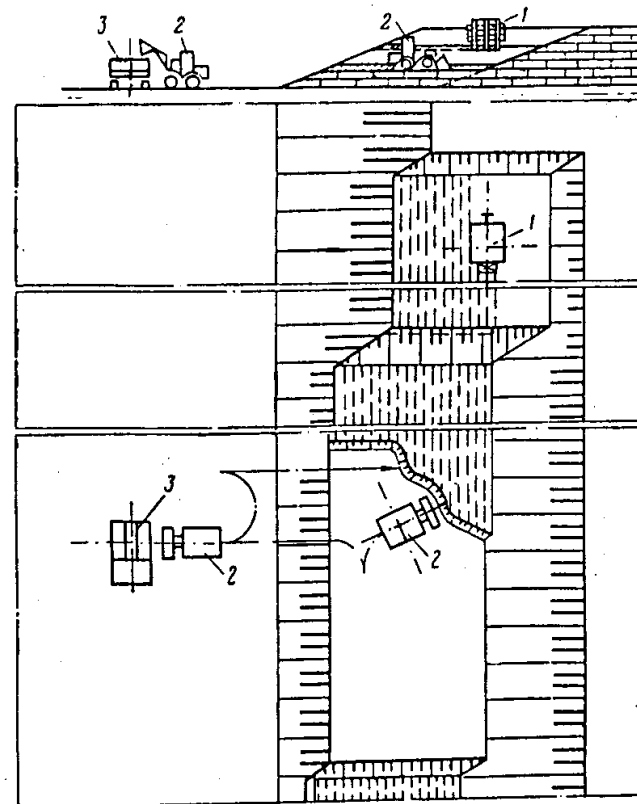


Рис. 3.44. Схема разработки уступа тонкими горизонтальными слоями с использованием рыхлителя-бульдозера (1), одноковшового погрузчика (2) и автосамосвалов (3)

Отдельные разновидности карбонатных пород пригодны для использования как на щебень, так и на стеновой или облицовочный камень. Схемы раздельной разработки карбонатных пород с использованием рыхлителей (при подготовке слоев, пригодных на щебень) и камнерезных машин (при вырезке стенового или облицовочного камня) приведены на рис. 3.46. Вы-

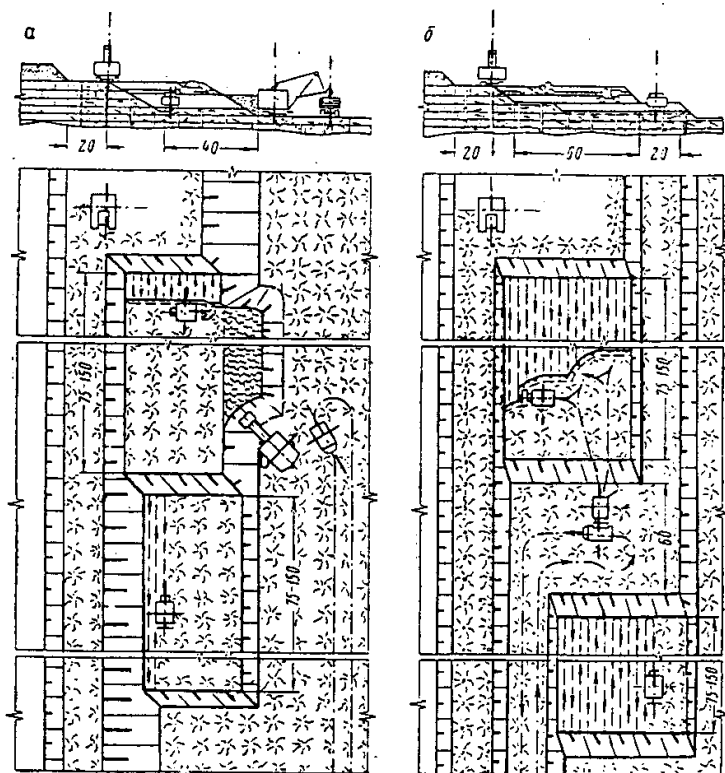


Рис. 3.45. Схемы раздельной разработки карбонатных месторождений при комбинированной подготовке пород к выемке и использовании мехлопата (а) и одноковшовых погрузчиков (б)

резке на камень подлежат малотрещиноватые пласты при сравнительно небольшой прочности пород (в соответствии с требованиями ГОСТ). На щебень используются более прочные породы. Совместная разработка месторождения на щебень и стеновой камень в наибольшей степени отвечает задачам комплексного использования карбонатных пород и рациональной разработки недр.

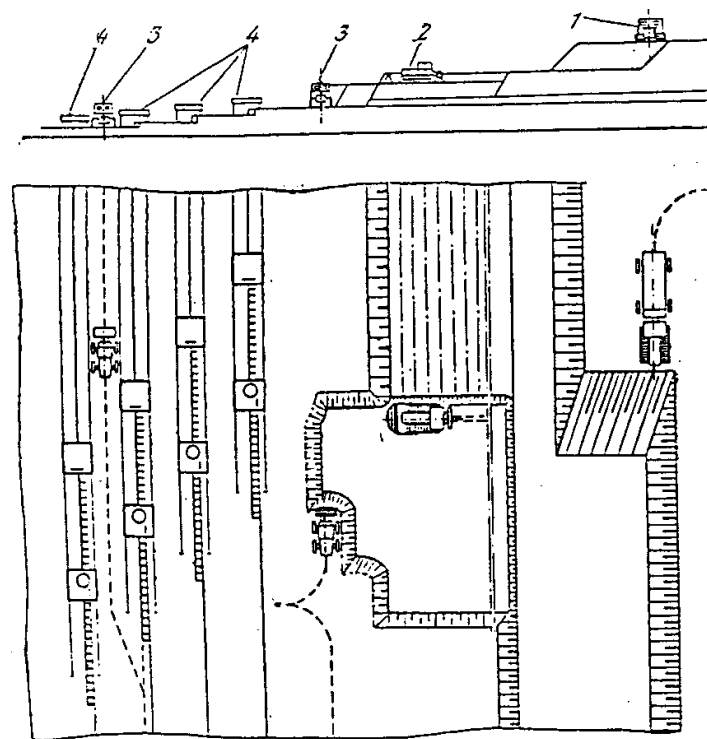


Рис. 3.46. Схема раздельной разработки карбонатного месторождения: 1 — скрепер; 2 — рыхлитель-бульдозер; 3 — колесный погрузчик; 4 — камнерезная машина

3.10.5. Расчет параметров элементов систем разработки при раздельной выемке

Основными элементами системы разработки при послышной выемке пород являются высота уступа, ширина заходки по целику, ширина рабочей площадки, длина блока и др. Существенное влияние на эффективность использования средств комплексной механизации оказывают также такие параметры, как

ширина и высота развала (штабеля) горной породы, мощность выемочного слоя и уклон поверхности забоя.

Порядок расчета этих параметров для различных технологических схем послышной отработки уступа может быть следующим. Высота уступа во всех схемах послышной выемки определяется размерами раздельно разрабатываемых зон месторождения. При их значительной мощности (свыше 30 м) высота уступа выбирается из следующих условий. При разработке горизонтальными слоями с нормальным откосом уступа его высота принимается из условий устойчивости массива (в случае погрузки на подошве уступа). Для скальных карбонатных пород высота уступа может составлять 15—20 м и более. В случае погрузки на уровне выделяемого слоя высота уступа принимается равной мощности выемочного слоя. При механическом рыхлении мощность выемочного слоя составляет всего 0,5—1 м. Поэтому указанный случай применяется в основном при подготовке горных пород взрывным способом.

При разработке горизонтальными слоями с выположенным откосом уступа, а также при разработке наклонными слоями без штабелирования горной породы высота уступа выбирается из условий обеспечения необходимой производительности тракторных агрегатов с навесным оборудованием.

Ширина заходки по целику при применении тракторно-экскаваторных структур комплексной механизации определяется из условия соответствия производительности добычных машин, выполняющих отдельные операции. Ее величина оказывает прямое влияние на производительность тракторных агрегатов с навесным оборудованием и тесно связана с такими параметрами, как мощность выемочного слоя, ширина и высота развала (штабеля) горной породы.

При расположении транспортного горизонта на подошве уступа на протяжении полной отработки блока по высоте встречаются три этапа (рис. 3.47): I этап — $H'_i < H_i$; II этап — $H'_i = H_i$; III этап — $H'_i > H_i$, где H'_i — высота штабеля, полученного при складировании i -го слоя; H_i — высота расположения i -го слоя относительно транспортного горизонта.

Рассмотрим соотношения между параметрами системы разработки отдельно для каждого из этих этапов.

1. Разработка верхней части уступа при $H'_i < H_i$ (см. рис. 3.47, а). Этот случай будет иметь место при таком соотношении между шириной заходки по целику и высотой расположения разрабатываемого слоя (m), когда имеет место неравенство

$$A < \frac{H_i^2}{2 h_{\text{сл.}i} \cdot K_p} (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha). \quad (3.162)$$

Ширина развала горной породы (ширина экскаваторной заходки) определяется по формуле, м:

$$A_{\text{раз}} = \sqrt{2 A h_{\text{сл.}i} K_p (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)}. \quad (3.163)$$

Основное влияние на техническую производительность экскаватора оказывает высота развала (m), которую можно определить по выражению:

$$H'_i = \frac{2 A h_{\text{сл.}i} K_p}{\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha}. \quad (3.164)$$

2. Разработка средней части уступа при $H'_i = H_i$ (см. рис. 3.47, б). На этом этапе отработки уступа высота навала горной породы достигает высоты разрабатываемого слоя, что имеет место при

$$\frac{H_i [A_{\text{раз}} + H_i (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)]}{h_{\text{сл.}i} K_p} > A > \frac{H_i^2}{h_{\text{сл.}i} K_p} (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha), \quad (3.165)$$

Ширина развала горной породы определяется (m) из выражения:

$$A_{\text{раз}} = A \frac{h_{\text{сл.}i}}{H_i} K_p + 0,5 H_i (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha). \quad (3.166)$$

3. Разработка нижней части уступа при $H'_i > H_i$ (см. рис. 3.47, в). Увеличение высоты развала (m) в этом случае связано с необходимостью размещения всего объема горных пород в пределах одной экскаваторной заходки. Этот случай имеет место при

$$A > \frac{H_i [A_{\text{раз}} + H_i (\text{ctg}\beta - \text{ctg}\alpha)]}{h_{\text{сл.}i} \cdot K_p}. \quad (3.167)$$

Ширину развала горных пород (m) в данном случае можно принимать равной максимальной ширине экскаваторной заходки. Она связана с остальными параметрами зависимостью

**ТЕХНОЛОГИЯ
РАЗРАБОТКИ
ПЕСЧАНО-
ГРАВИЙНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

$$A_{раз} = \frac{A h_{сл.г} \cdot K_p + 0,5 H_i [H_i \operatorname{ctg} \beta - (H'_i - H_i) \operatorname{ctg} \alpha]}{0,5 (H'_i + H_i)} \quad (3.168)$$

Высота развала горных пород, м

$$H'_i = \frac{A h_{сл.г} K_p + 0,5 H_i (H_i \operatorname{ctg} \alpha - A)}{0,5 [A_{раз} + H_i (\operatorname{ctg} \alpha - \operatorname{ctg} \beta)]} \quad (3.169)$$

Перемещение горных пород бульдозером на отдельных участках будет происходить на подъем с углом подъема

$$\varphi = \arctg \left[\frac{H'_i - H_i}{A_{раз} - (H'_i + H_i) \operatorname{ctg} \beta - H_i \operatorname{ctg} \alpha} \right] \quad (3.170)$$

Разработка уступа с расположением транспортного горизонта на подошве уступа фактически соответствует условиям разработки с расположением транспортного горизонта на уровне рыхлимого слоя. Поэтому все приведенные выше расчетные формулы справедливы и для этого случая.

Выполненные исследования показывают, что при расположении транспортного горизонта на кровле уступа рациональная ширина заходки по целику находится в пределах 30—60 м, а при расположении его на подошве уступа — в пределах 20—35 м при применении тракторно-экскаваторных структур комплексной механизации добычных работ.

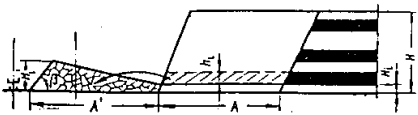
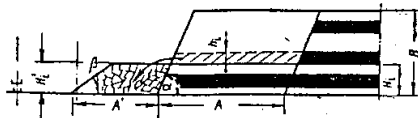
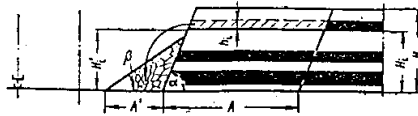
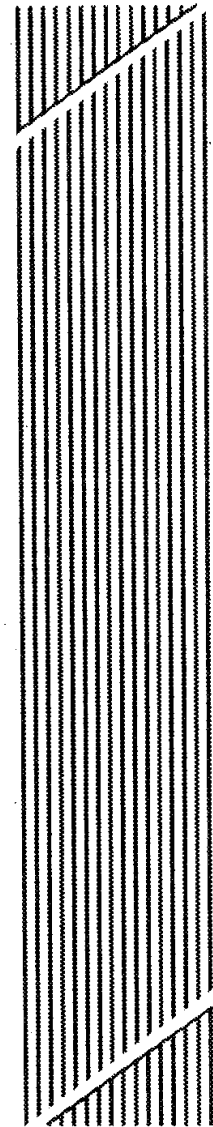


Рис. 3.47. Схема отработки заходки тонкими горизонтальными слоями:
а — I этап при $H'_i < H_i$; б — II этап при $H'_i = H_i$; в — III этап при $H'_i > H_i$.



4.1. ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Песчано-гравийные месторождения составляют около 50 % от общего количества эксплуатируемых месторождений строительных горных пород. На их долю приходится примерно 45 % продукции от общего объема добычи нерудных строительных материалов.

Образование песчано-гравийных месторождений связано с процессами выветривания и разрушения изверженных, метаморфических и осадочных горных пород. При этом продукты разрушения подвергаются переносу и постепенному их накоплению в определенных местах.

Различают следующие типы песчано-гравийных месторождений:

- месторождения, связанные с деятельностью водных потоков: современные и древние аллювиальные отложения постоянных и временных водных потоков (рек, ручьев) и пролювиальные отложения (продукты разрушения горных пород, выносимые временными водными потоками к подножиям возвышенностей);
- месторождения ледникового происхождения: флювиогляциальные (осадки разрушения горных пород, отложенные потоками талых ледниковых вод) и собственно ледниковые (отложения горных пород, возникающие в результате деятельности ледников);
- месторождения морского и озерного происхождения;
- эоловые месторождения, образовавшиеся в результате накопления перенесенных ветром частиц разрушенных горных пород.

Современные и древние аллювиальные, а также ледниковые месторождения составляют более 90 % от всех песчано-гравийных месторождений.

Для песчано-гравийных месторождений обычно характерна небольшая мощность вскрышных пород (0—10 м и более), чаще всего представленных глинами (пластичная осадочная гор-

ная порода, состоящая в основном из каолинита, монтмориллонита, гидрослюда и др.; главные компоненты глин с величиной частиц менее 0,01 мм: SiO_2 — 30—70 %; Al_2O_3 — 10—40 %; H_2O — 5—10 %), суглинками (глина низкой пластичности, содержание примеси песка до 30—40 %), супесями (песчано-глинистая осадочная порода, содержащая 10—20 % глинистых частиц) и растительным слоем.

Плотность вскрышных пород составляет 1,89 т/м³, насыпная масса — 1,454 т/м³ (в разрыхленном состоянии), коэффициент разрыхления глин — 1,3.

Полезное ископаемое представлено смесью песка (мелкообломочная рыхлая осадочная горная порода, состоящая не менее чем на 50 % из зерен кварца, полевых шпатов и других минералов с размером зерен 0,1—1 мм), гравия (рыхлая крупнообломочная осадочная горная порода, сложенная окатанными обломками пород и минералов размерами 1—10 мм), гальки (округленные обломки горных пород диаметром 1—10 см, окатанные текучей водой или морскими волнами) и валунов (окатанные обломки горных пород размером от 10 см до 10 м). Плотность песчано-гравийной смеси составляет 1,767 т/м³, насыпная масса — 1,636 т/м³, коэффициент разрыхления — 1,08.

Мощность полезного ископаемого колеблется в широких пределах (от 1 до 40 м), составляя в среднем 8 м.

Сложное строение полезной толщи песчано-гравийных месторождений затрудняет решение задачи по выбору параметров технологических комплексов добычных работ, а изменение качественных показателей полезного ископаемого в процессе разработки месторождений оказывает влияние как на выбор направления развития горных работ, так и на технологию переработки сырья.

Разведка песчано-гравийных месторождений даже сложного строения на практике осуществляется бурением скважин и проходкой шурфов при минимальном расстоянии между разведочными выработками 100 и 200 м, что не дает в достаточной степени объективной картины о запасах полезного ископаемого, поскольку на большинстве эксплуатируемых месторождений встречаются безгравийные участки, пропластки глин в песчано-гравийной смеси, не учтенные разведкой. Кроме того, содержание каменного материала (гравия, гальки и валунов) в песчано-гравийной смеси изменяется в широких пределах и не

может быть достоверно учтено при традиционных способах разведки месторождений.

Следует отметить, что геологическая разведка на песчано-гравийных месторождениях осуществляется до уровня грунтовых вод.

4.2.

ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ РАЗВЕДКА ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В настоящее время все более широкое распространение находят геофизические методы при разведке месторождений полезных ископаемых, основанные на исследовании процесса распространения искусственно вызываемых упругих колебаний в массиве горных пород, которые применимы и для разведки песчано-гравийных месторождений.

Сейсморазведка — это геофизический метод исследования земной коры и разведки полезных ископаемых, основанный на изучении распространения в земной коре искусственно вызываемых или естественных (землетрясения) упругих колебаний (волн) [12].

Характер распространения упругих колебаний в горных породах зависит от свойств этих пород. Скорость упругих волн в горных породах зависит в первую очередь от минерального состава и структурно-текстурных особенностей пород. В сейсморазведке в основном изучают продольные волны, вызываемые деформацией растяжения физических твердых тел, для получения более полной информации о физико-механических свойствах геологической среды. На границах пород упругие волны меняют свое направление, чем вызываются явления отражения и преломления волн.

Распространение упругих волн в горных породах подчиняется законам геометрической оптики. Законы распространения фронтов волн в упругой среде выводятся из принципов Гюйгенса—Френеля и Ферма [12].

Согласно принципу Гюйгенса каждая точка фронта волны является источником самостоятельных колебаний. Принцип Френеля заключается в наложении волн, т.е. если в среде распространяются одновременно несколько волн, то каждая из них движется независимо от других, а интенсивность суммарной вол-

ны определяется сложением интенсивностей элементарных волн. Учитывая это обстоятельство, можно пренебречь существованием в среде других волн.

По принципу Ферма упругая волна движется между двумя точками по пути — лучу, требующему наименьшего времени для его прохождения.

Сейсмический луч, распространяющийся от источника колебаний во все стороны, попадает на границу двух сред с разными физическими свойствами (рис. 4.1), поэтому $V_1 \neq V_2$. Здесь он отражается и преломляется. Основным законом геометрической сейсмологии является закон преломления-отражения, согласно которому: 1) падающий, отраженный и преломленный лучи лежат в одной плоскости, совпадающей с нормалью к поверхности раздела в точке падения луча; 2) углы падения α , отражения γ и преломления β связаны между собой соотношениями (см. рис. 4.1):

$$\frac{\sin \alpha}{V_1} = \frac{\sin \gamma}{V_1} = \frac{\sin \beta}{V_2}, \quad (4.1)$$

$$\text{откуда } \angle \alpha = \angle \gamma \text{ и } \frac{\sin \alpha}{\sin \beta} = \frac{V_1}{V_2}. \quad (4.2)$$

Допустим, что на земной поверхности в точке «И» расположен источник колебаний (см. рис. 4.1), из которого на поверхность раздела двух сред падают лучи прямой волны. В точке падения луча возникают отраженная и преломленная волны. Каждый падающий луч вызывает отраженную волну, характеризующуюся скоростью V_1 .

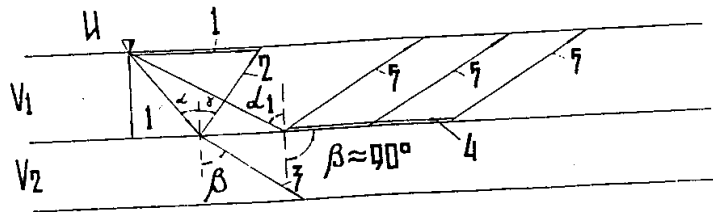


Рис. 4.1. Типы сейсмических волн:
1 — прямая; 2 — отраженная; 3 — преломленная; 4 — скользкая; 5 — головная

Эта волна может быть зарегистрирована на поверхности как в точке возбуждения колебаний, так и на некотором расстоянии от нее. Через границу раздела в глубь среды проходит преломленная волна со скоростью V_2 , которая на поверхности зарегистрирована быть не может. Однако при определенных условиях, когда угол преломления β станет равным 90° и преломленный луч пойдет по границе раздела пород, появится скользкая волна, скорость распространения которой практически равна скорости преломленной волны V_2 . Согласно принципу Гюйгенса — Френеля скользкая волна является источником колебаний, которые достигнут поверхности. Упругие волны, рожденные скользкой волной, называются головными. Наблюдаемая скорость распространения головных волн вдоль поверхности земли равна истинной скорости движения скользкой волны, а, следовательно, и скорости преломленной волны V_2 . Таким образом, зарегистрировав на поверхности головную волну, можно считать скорость распространения преломленной волны.

Определим условие, при котором может возникнуть скользкая волна, а вслед за ней и головная волна. Для этого необходимо, чтобы угол β стал равным 90° ($\sin \beta = 1$). Закон преломления в этом случае примет вид: $\sin \alpha = \frac{V_1}{V_2}$. Но угол падения прямой волны α обязательно должен быть меньше 90° , иначе прямой луч не попадет на границу раздела. Следовательно, $\sin \alpha < 1$, т.е. $\frac{V_1}{V_2} < 1$, или $V_2 > V_1$.

Таким образом, угол β может достигнуть 90° только в том случае, если скорость распространения упругих волн в подстилающем слое больше скорости распространения их в верхнем слое. Угол падения прямой волны, при котором $\beta = 90^\circ$, называется углом полного внутреннего отражения (или критическим углом) α_c [12]. Обработка данных сейсмических исследований осуществляется путем построения годографов. Для этого по горизонтальной оси графика откладывают расстояние x , а по вертикальной оси — время прихода волны к сейсмоприемнику. Через полученную систему точек проводят кривую. Общий вид годографа будет зависеть от типа волны (рис. 4.2). Уравнение годографа прямой волны выражается зависимостью:

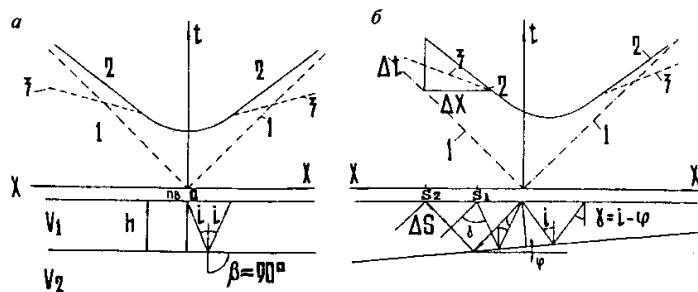


Рис. 4.2. Годографы волн:
1 — прямой, 2 — отраженной, 3 — преломленной

$$t = \pm \frac{x}{V_1} \quad (4.3)$$

Годограф отраженной волны имеет вид гиперболы и описывается уравнением:

$$t = \frac{1}{V_1} \sqrt{x^2 \pm 4hx \sin \varphi + 4h^2}, \quad (4.4)$$

где x — расстояние от пункта возбуждения до сейсмоприемника; h — расстояние по нормали от пункта возбуждения до отраженной границы; φ — угол наклона отражающей границы.

Годограф преломленной (головной) волны представляет собой прямую линию, отстоящую от начала координат на некотором расстоянии и наклоненную к оси x под углом i . Уравнение годографа преломленной волны имеет вид:

$$t = \frac{1}{V_1} [x \cdot \sin(i \pm \varphi) + 2h \cos i], \quad (4.5)$$

где i — угол полного внутреннего отражения.

На практике при обработке годографов определяется кажущаяся скорость, которая равна $V_k = \frac{\Delta x}{\Delta t}$.

Кажущаяся скорость обычно больше действительной, так как путь фронта волны Δx за время Δt больше пути волны по лучу ΔS .

Связь между кажущейся и действительной скоростью выражается законом Бендорфа: $V_k = \frac{V}{\sin \gamma}$, где γ — угол падения луча.

Для лучей головной волны их угол падения зависит от угла полного внутреннего отражения i и угла наклона преломляющей границы φ :

$$\gamma = i \pm \varphi; \quad V_k = \frac{V}{\sin(i \pm \varphi)}. \quad (4.6)$$

Сейсмические исследования проводятся с использованием высокочастотного сейсмоприемника СП-1, который был разработан в отраслевой лаборатории стройматериалов Московского государственного горного университета и изготовлен институтом «Росавтоматстром» (г. Чебоксары).

Технические данные портативного сейсмокомплекса СП-1:

1. Питание прибора: 18 В; 12 В.
2. Дальность работы радиоканала — не менее 150 м.
3. Вид индикации — цифровой.
4. Пределы измерения времени прохождения волны — 0,1 — 999,9 мс.
5. Чувствительность усилителя сейсмостанции — не менее 20 мкВ.
6. Диапазон частот — 10—300 Гц.
7. Мощность передатчика — 400 мВт.
8. Частота передатчика — 27,535 МГц.
9. Чувствительность радиоприемника — 20 мкВ/м.
10. Промежуточная частота — 465 кГц.

Сейсмокомплекс СП-1 предназначен для сейсморазведки и имеет повышенную разрешающую способность на глубинах разведки 20—50 м.

Сейсмическое профилирование проводится методами встречно-нагоняющих годографов. Такие методы предполагают, что сейсмоприемник находится в «0» пикете (начало профиля), а источник сигнала возбуждения перемещается по профилю с шагом 5—10 м до наиболее удаленной точки возможного уверенного приема сигнала. Затем сейсмоприемник перемещается вперед на расстояние 4—10 м, и измерения повторяются. По окончании прохождения профиля в прямом направлении сейсмо-

приемник перемещается в конец профиля, и измерения проводятся в обратном направлении.

При прохождении профиля через каждые $l = 5-10$ м после возбуждения сигнала считываются показания с индикатора сейсмоприемника (t — время, измеренное прибором, мс) и записываются в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Данные изменений СП-1				
l , м	l_1	l_2	l_3	$l...$
t , мс	t_1	t_2	t_3	$t...$

По данным измерений с помощью сейсмокомплекса СП-1 рассчитываются: Δl — разность расстояний между точками возбуждения сигнала, м; Δt — разность времени, мс; ΔV — кажущиеся скорости движения фронта волны вдоль профиля, n — отношение скоростей (табл. 4.2).

Таблица 4.2

Δl , м	$\Delta l_1 = l_1$	$\Delta l_2 = l_2 - l_1$	$\Delta l_3 = l_3 - l_2$	$\Delta l_4 = l_4 - l_3$...
Δt , мс	$\Delta t_1 = t_1$	$\Delta t_2 = t_2 - t_1$	$\Delta t_3 = t_3 - t_2$	$\Delta t_4 = t_4 - t_3$...
ΔV	$\Delta V_1 = \frac{\Delta l_1}{\Delta t_1}$	$\Delta V_2 = \frac{\Delta l_2}{\Delta t_2}$	$\Delta V_3 = \frac{\Delta l_3}{\Delta t_3}$	$\Delta V_4 = \frac{\Delta l_4}{\Delta t_4}$...
n	$n_1 = \frac{\Delta V_2}{\Delta V_1}$	$n_2 = \frac{\Delta V_3}{\Delta V_2}$	$n_3 = \frac{\Delta V_4}{\Delta V_3}$	$n_4 = \frac{\Delta V_5}{\Delta V_4}$...
h	h_1	h_2	h_3	h_4	...

Принимая во внимание расчетные данные табл. 4.2, для построения сейсмических профилей (определение глубин отражающего слоя h_1, h_2, h_3 и т.д.) можно использовать один из трех видов обработки:

- по акад. В.В. Ржевскому и проф. Г.Я. Новику [39]:

$$h_1 = \frac{\sqrt{t_1^2 \Delta V_1^2 - l_1^2}}{2};$$

$$h_2 = \frac{\sqrt{t_2^2 \left(\frac{\Delta V_1 + \Delta V_2}{2} \right)^2 - l_2^2}}{2}; \quad (4.7)$$

$$h_3 = \frac{\sqrt{t_3^2 \left(\frac{\Delta V_1 + \Delta V_2 + \Delta V_3}{2} \right)^2 - l_3^2}}{2};$$

- по «Комацу» (в м) [37]:

$$h_1 = \frac{l_1}{2} \sqrt{\frac{\Delta V_2 - \Delta V_1}{\Delta V_2 + \Delta V_1}};$$

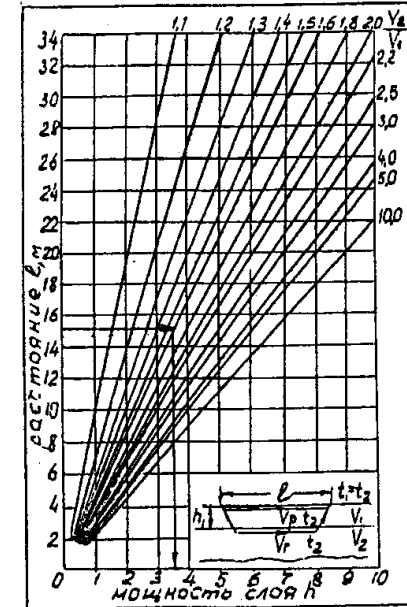
$$h_2 = \frac{l_2}{2} \sqrt{\frac{\Delta V_3 - \Delta V_2}{\Delta V_3 + \Delta V_2}} - 0,85 h_1; \quad (4.8)$$

$$h_3 = \frac{l_3}{2} \sqrt{\frac{\Delta V_4 - \Delta V_3}{\Delta V_4 + \Delta V_3}} - (0,15 h_1 + 0,75 h_2),$$

где $\Delta V_1 = \frac{l_1}{t_1}$; $\Delta V_2 = \frac{l_2 - l_1}{t_2 - t_1}$; $\Delta V_3 = \frac{l_3 - l_2}{t_3 - t_2}$ и т.д.

- с использованием номограммы (рис. 4.3) для определения преломляющей границы по точке перегиба годографа (рис. 4.4); для определения мощности слоя h (глубины преломляющей границы) необходимо взять на данном годографе отношение кажущихся скоростей, допустим $\frac{\Delta V_3}{\Delta V_2} = 1,6$, и абсциссу точки перегиба годографа, например, $l_2 = 15$ м (см. рис. 4.4); тогда по номограмме (см. рис. 4.3) мощность слоя составит $h = 3,5$ м (показано стрелками) [51, 71].

С использованием сейсмоприемника СП-1 были проведены исследо-



вания

Рис. 4.3. Номограмма для определения глубин (мощности слоя) преломляющих границ по точке перегиба годографа

вания различных участков песчано-гравийной смеси Вяземского ГОКа и Гавриловского месторождения. Целью проведения исследований являлось построение сейсмических профилей для определения перспективных участков отработки и особенностей строения вскрышной и полезной толщ массива горных пород.

Для участка «Соколово» Вяземского ГОКа были построены сейсмические профили, которые позволили принять решение о разработке части этого участка. На рис. 4.5 показано расположение сейсмических профилей в плане, а на рис. 4.6 — некоторые характерные профили, которые дали возможность выявить залегание пород вскрыши и полезного ископаемого и уточнить запасы песчано-гравийной смеси.

На Гавриловском песчано-гравийном месторождении были проведены исследования с целью выявить границу между песком и песчано-гравийной смесью, а также определить глубину залегания подстилающих гранитов. Один из примеров полученных результатов приведен на рис. 4.7.

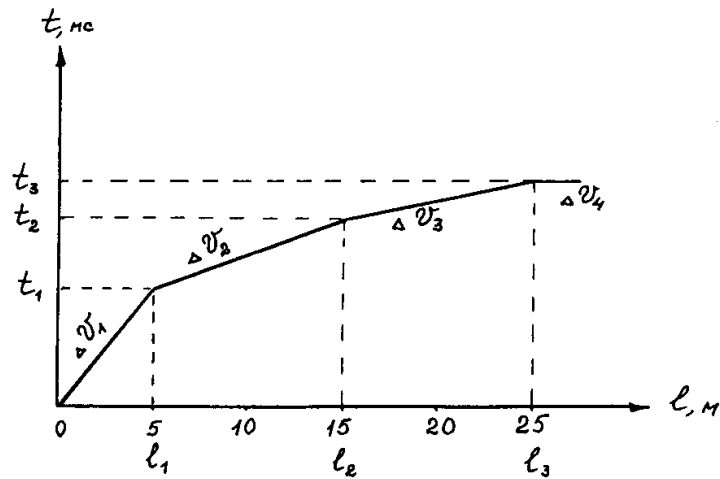


Рис. 4.4. Годограф отраженных волн

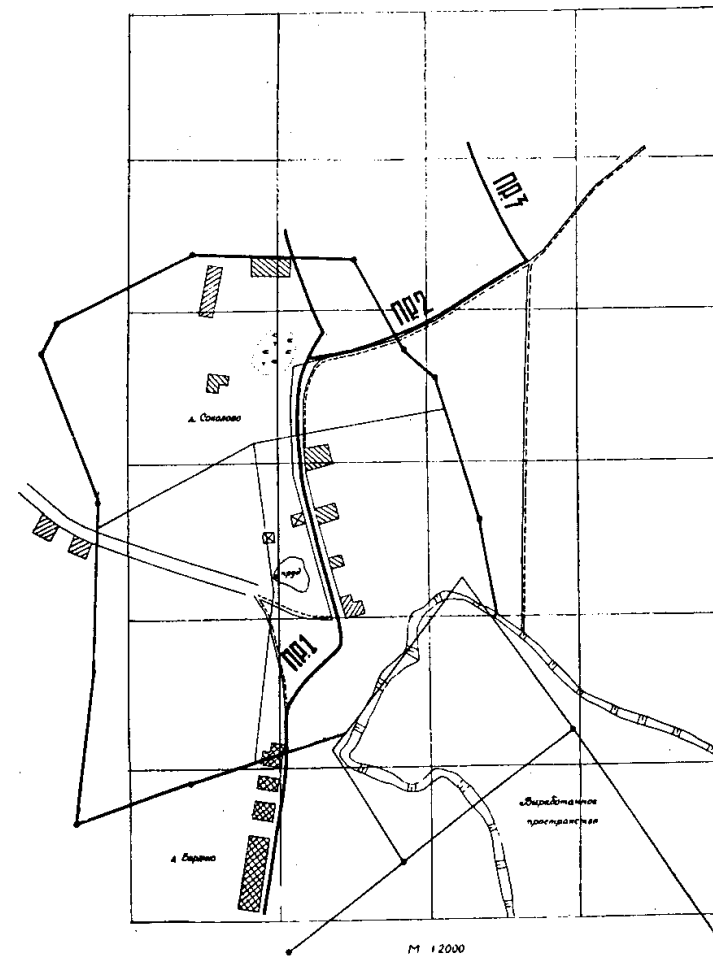


Рис. 4.5. План разработки участка «Соколово»

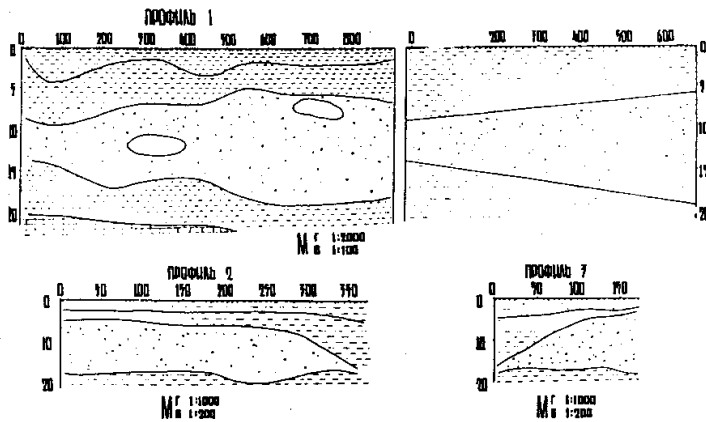


Рис. 4.6. Результаты сейсмической эксплуатационной разведки

Многочисленные замеры, выполненные с помощью сейсмокомплекса СП-1, позволили установить, что при изменении содержания каменного материала в песчано-гравийной смеси от 63 до 28 % скорость прохождения сейсмической волны колеблется от 620 до 1000 м/с. На рис. 4.8 приведена зависимость изменения скорости прохождения сейсмической волны от содержания гравия, гальки и валунов в песчано-гравийной смеси. Обработка данных велась методом групповой корреляции, а процентное содержание гравия и валунов было взято по данным шурфов геологоразведочных работ.

Сейсмическая эксплуатационная разведка дает возможность уточнить геологическую информацию о массиве пород.

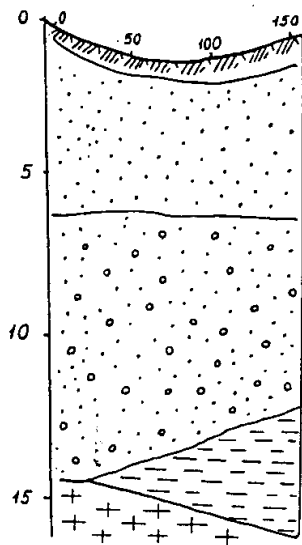
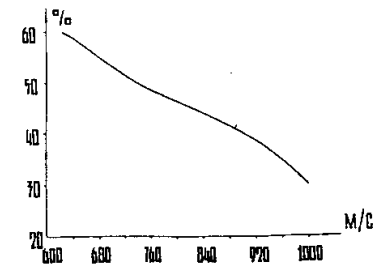


Рис. 4.7. Профиль П (Гавриловское месторождение)

Рис. 4.8. График зависимости скорости прохождения сейсмической волны от содержания каменного материала в песчано-гравийной смеси



Это связано с тем, что сетка геологических разведочных скважин на песчано-гравийных месторождениях составляет от 200 × 200 м до 500 × 500 м, а сейсмические методы позволяют получить информацию о строении массива, аналогичную бурению с сеткой 5 × 5 м. Геологическое бурение не позволяет достоверно определить содержание валунов в полезной толще, в то время как сейсмические методы дают более достоверную информацию. Следует отметить также оперативность, дешевизну и малую трудоемкость сейсмической разведки, позволяющей определить особенности строения песчано-гравийных месторождений.

4.3. ТИПИЗАЦИЯ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В настоящее время имеется значительное число работ по теории и практике классификации объектов. Наиболее объективными являются классификации с использованием ЭВМ, а для многомерных объектов — применение алгоритма простой группировки по какому-то принятому показателю сходства с построением дендрограммы. При данной типизации за показатель сходства было принято значение «евклидова расстояния» (способ нахождения общей меры двух величин) D_{ij} , которое вычисляется по выражению:

$$D_{in} = \sqrt{\frac{\sum_{j=1}^M (a_{ij} - a_{nj})^2}{M}}, \quad (4.9)$$

где a_{ij} — значение j -го характеризующего показателя i -го месторождения; a_{nj} — значение j -го характеризующего показателя n -ного месторождения; M — число показателей (признаков).

В общем случае N объектов, каждый из которых охарактеризован M признаками (в частности, этими признаками были приняты: годовая производительность карьера по полезному ископаемому; мощность вскрышных пород; мощность песчано-гравийной смеси), причем последние нормированы по отношению к их средней величине для придания всем показателям одинакового веса, образуют матрицу порядка $N \times M$. Между каждой парой объектов по всем признакам вычисляются значения D_{in} множество которых можно представить в виде симметричной матрицы $N \times N$. Далее строится дендрограмма классифицируемых объектов, т.е. их иерархическая (расположение частей или элементов целого в порядке от высшего к низшему) группировка, начиная с объединения двух наиболее схожих между собой (имеющих наименьшее значение D_{in}) месторождений в одно условие X , степень близости которого со всеми оставшимися объектами вычисляется как

$$D_{x-1,\dots} = \frac{D_{i-1,\dots} + D_{n-1,\dots}}{2}. \quad (4.10)$$

Процесс объединения продолжается до тех пор, пока не будет получена полная дендрограмма, т.е. пока все рассматриваемые месторождения не объединятся в одно. Решение задачи классификации 163 песчано-гравийных месторождений (предприятий на самостоятельном балансе) было проведено на ЭВМ ДВК-2, для которой была составлена программа на языке «Бейсик» по алгоритму, разработанному на кафедре «Маркшейдерское дело и геодезия» Московского государственного горного университета.

В результате выполненных вычислений была построена дендрограмма объединения, согласно которой все месторождения можно разделить на 7 групп, показатели которых приведены в табл. 4.3.

Согласно построенной дендрограмме можно сделать вывод о том, что базовыми в развитии и формировании подотрасли строительных материалов являются предприятия с годовым объемом добычи полезного ископаемого:

- I группа (84 предприятия) — 475 тыс.м³ (средние мощности вскрыши и полезного ископаемого соответственно 1,4 и 8,7 м);
- II группа (36 предприятий) — 1410 тыс.м³ (1,5 и 7,9 м);
- III группа (34 предприятия) — 870 тыс.м³ (4,2 и 8,1 м).

Таблица 4.3

Номер группы	Число месторождений	Годовая производительность карьера по песчано-гравийной смеси, тыс. м ³	Мощность вскрыши, м	Мощность полезного ископаемого, м
I	84	474,4	1,4	8,7
II	36	1408,4	1,5	7,9
III	34	862,6	4,2	8,1
IV	3	884	9,4	18,7
V	4	3408,1	4,6	12,8
VI	1	1198,2	0,5	40
VII	1	1113,7	25	9

4.4. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ТЕХНОЛОГИИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Термин «технология» (происходит от греческого *techne* — искусство, умение, мастерство, *logos* — слово, понятие, учение) обозначает совокупность методов, знаний и правил о способах, средствах и организации выполнения каких-либо производственно-технических работ, осуществляемых в процессе производства продукции.

Технология открытой разработки месторождений полезных ископаемых имеет два аспекта:

- технология как комплекс основных производственных процессов (подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение и складирование карьерных грузов);
- технология как строительство и развитие карьера по мере разработки месторождения во времени и пространстве.

Задачей технологии (любой) является выявление различных закономерностей с целью определения и использования на практике наиболее эффективных и экономичных производственных процессов и решений. Данная задача может быть решена только в том случае, если в ней будут превалировать корректные исходные.

Характеризуя промышленность строительных материалов дореволюционной России, акад. А.Е. Ферсман говорил, что «нет области более забытой богом и людьми, чем область природных строительных материалов» [61]. Данные слова могут быть

отнесены и к настоящему промышленности строительных материалов, в т. ч. и к разработке песчано-гравийных месторождений. Это происходит потому, что весь существующий опыт в области развития технологии открытой разработки в угольной, рудной и других отраслях промышленности стихийно используется при разработке месторождений строительных горных пород, причем зачастую необоснованно. Так, например: при разработке песчано-гравийных месторождений наблюдается тенденция применения большегрузных автосамосвалов и мощной землеройной техники — экскаваторов с вместимостью ковша до 10 м³ — без достаточного экономического обоснования; вскрытие месторождений осуществляется внешними наклонными капитальными траншеями, что приводит к выводу из строя земель на длительный срок, и др. Немаловажную роль играет и тот факт, что до сих пор отсутствуют: единые нормы выработки на экскавацию — для экскаваторов Э-652Б, ЭО-4111В, ЭО-4112, ЭО-1252Б, ЭО-6112Б, ЭО-7111, Э-2503, Э-2505БХЛ-2, ЭКГ-3,2, ЭКГ-5А, ЭКГ-8И и автотранспорт [13,14]; нет единой методики расчета технико-экономических показателей работы автосамосвалов и экскаваторов в карьерах; нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов [29] в части параметров капитальных траншей значительно отличаются в большую сторону от данных Гипроруды [27], что видно из табл. 4.4.

Таблица 4.4

Вид пород	Ширина оснований въездных траншей для автотранспорта, м					
	Однополосное движение			Двухполосное движение		
	КрА3-256Б	БалА3-540	БелА3-548	КрА3-256Б	БалА3-540	БелА3-548
Рыхлые и мягкие: по данным [29]	16,5	18	19,5	18,5	21	22,5
по данным Гипроруды [27]	7,3—12,5	8—13	8—13	10,8—16	12—17	12—17

Кроме того, нормы технологического проектирования [29] рекомендуют следующие значения ширины оснований капитальных траншей в зависимости от типа применяемого экскаватора (табл. 4.5).

Таблица 4.5

Угол откоса борта траншей, град	Ширина оснований траншей в зависимости от типа экскаватора, применяемого на проходке траншей, м				
	Тип экскаватора				
	Э-1252	Э-2505	ЭКГ-3,2	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И
45	9	10	10,5	11	14

Поэтому с учетом максимальных радиусов черпания экскаваторов и данных табл. 4.4 и 4.5, принимая во внимание минимальную ширину площадок при развороте автосамосвалов с одним изменением направления движения [25], можно принимать для учебных целей в расчетах ширину основания въездных капитальных траншей, равную 17 м для рассматриваемых типов экскаваторов и автосамосвалов. Из этих же соображений ширину оснований разрезных траншей на вскрыше и добыче примем равной 18 м, так как мощность вскрышных пород и полезного ископаемого незначительны.

4.5. ЧАСОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРОВ, ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Согласно классификации горных пород (по трудности экскавации) вскрышные породы песчано-гравийных месторождений относятся к III, а полезное ископаемое — ко II категории пород по крепости [14].

Поскольку отсутствуют единые нормы выработки для экскаваторов, разрабатывающих песчано-гравийные месторождения с использованием автотранспорта, нами рекомендуются следующие данные по производительности экскаваторов, полученные в результате интерполяции существующих норм выработки [13,14] и обработки практических данных предприятий, разрабатывающих песчано-гравийные месторождения (табл. 4.6).

Таблица 4.6

Породы	Часовая производительность экскаваторов, м ³ /ч					
	Тип экскаватора					
	Э-652Б, ЭО-4111В, ЭО-4112	Э-1252Б, ЭО-6112Б	ЭО-7111, ЭО-2503, ЭО-2505БХЛ-2	ЭКГ-3,2	ЭКГ-5А	ЭКГ-8И
	Вместимость ковша, м ³					
	0,65	1,25	2,5	3,2	5	8
Глины, суглинки	Во фронтальном забое					
	40	65	150	215	280	355
	В тупиковом забое					
	40	65	115	170	220	275
Песчано- гравийная смесь	Во фронтальном забое					
	55	100	190	270	320	450
	В тупиковом забое					
	42	80	160	195	230	350

4.6. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Для горной промышленности выпускаются карьерные автосамосвалы грузоподъемностью от 7 до 180 т. Не все они могут быть использованы для транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого при разработке песчано-гравийных месторождений из-за плотности пород (табл. 4.7).

Из данных табл. 4.7 видно, что применение автосамосвалов грузоподъемностью 75 т и выше нецелесообразно при разработке песчано-гравийных месторождений, так как коэффициент использования грузоподъемности у них низкий, а стоимость их приобретения высокая.

Таблица 4.7

Показатели	Использование вместимости и грузоподъемности автосамосвалов						
	Автосамосвалы						
	МАЗ-503	КрАЗ-256Б	БелАЗ-540	БелАЗ-548	БелАЗ-549А	БелАЗ-7519	БелАЗ-7521
Грузоподъемность, т	7	12	27	40	75	110	180
Вместимость кузова «с шапкой», м ³	5	7,5	18	26	46	59	91
Вскрышные породы (глина, суглинок)							
Насыпная масса в кузове (разрыхленная), т	7,27	10,905	26,172	37,804	66,884	85,786	132,314
Объем породы в кузове (в целике), м ³	3,846	5,769	13,847	20,002	35,388	45,389	70,007
Коэффициент использования грузоподъемности	1,038	0,908	0,969	0,945	0,892	0,779	0,735
Песчано-гравийная смесь							
Насыпная масса в кузове (разрыхленная), т	8,18	12,27	29,448	42,536	75,256	96,524	148,876
Объем породы в кузове (в целике), м ³	4,629	6,944	16,665	24,072	42,589	54,629	84,253
Коэффициент использования грузоподъемности	1,17	1,023	1,090	1,063	1,003	0,877	0,827

4.7. МЕТОДИКА РАСЧЕТА ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Открытая разработка любого месторождения начинается с проходки капитальных вскрывающих выработок. Песчано-гравийные месторождения обычно разрабатываются двумя ус-

тупами. Поэтому при вскрытии вскрышного уступа объем капитальной траншеи следует определять (в м³) по выражению:

$$V_b = \frac{1000 h_b^2}{i_p} \left(\frac{b}{2} + \frac{h_b}{3 \operatorname{tg} \alpha_b} \right), \quad (4.11)$$

а объем разрезной траншеи по вскрыше (в м³) будет:

$$V_{p,в} = (b' + h_b \operatorname{ctg} \alpha_b) h_b \cdot L_{в.ф}. \quad (4.12)$$

По аналогичным выражениям (4.11 и 4.12) проводятся расчеты и для добычного уступа с соответствующими числовыми значениями.

Если принять первоначальную длину фронта работ на добычном уступе $L_{д.ф}$ (рис. 4.9, условие 1), то длина фронта работ на вскрышном уступе составит:

$$L_{в.ф} = L_{д.ф} + 2 b_{тр} + 2 h_d \operatorname{ctg} \alpha_d + 2 h_b \operatorname{ctg} \alpha_b. \quad (4.13)$$

С учетом 3-х месячных вскрытых запасов полезного ископаемого P_b и годовой производительности карьера по песчано-гравийной смеси $Q_{д.год}$ разнос вскрышного уступа может быть найден как $P_b = \frac{Q_{д.год}}{4 L_{д.ф} \cdot h_d}$, м (см. рис. 4.9, условие 2), в связи с

чем размер карьера по ширине составит (в м):

$$Ш = 2 h_b \cdot \operatorname{ctg} \alpha_b + b_{тр} + b' + 2 h_d \cdot \operatorname{ctg} \alpha_d + P_b, \quad (4.14)$$

где b' — ширина разрезной траншеи, м; $b_{тр}$ — ширина транспортной бермы, м.

С определением вышеуказанных размеров и объемов карьер может быть сдан в эксплуатацию, после чего начинается производство вскрышных и добычных работ.

Для выбора выемочно-погрузочного и транспортного оборудования необходимо вести расчет в следующем порядке (см. рис. 4.9).

Условиями 5 и 6 предусматривается выбор грузоподъемности автосамосвала на вскрыше q_1 и q_2 , после чего соответственно определяются коэффициенты использования грузоподъемности автосамосвалов (условие 7) по выражению:

$$K_q = \frac{E_a \cdot \gamma_{пл}}{q \cdot K_p}, \quad (4.15)$$

где E_a — геометрическая вместимость кузова автосамосвала «с шайкой», м³, $\gamma_{пл}$ — объемная масса породы (полезного ископае-

мого) в целике, т/м³; q — грузоподъемность автосамосвалов, т; K_p — коэффициент разрыхления породы или полезного ископаемого.

Затем определяется время рейсов автосамосвалов (условия 8 и 9 на рис. 4.9) на вскрышных и добычных работах (в мин) соответственно по выражениям:

$$t_{в.р} = \frac{60 q_1 \cdot K_{q_1}}{\gamma_{в.пл} \cdot \Xi_q^в} + \frac{3 L_{в.ф}}{25 V_3} + \frac{3 Ш}{25 V_c} + t_p + t_m; \quad (4.16)$$

$$t_{д.р} = \frac{60 q_2 \cdot K_{q_2}}{\gamma_{д.пл} \cdot \Xi_q^д} + \frac{3 L_{д.ф}}{100 V_3} + \frac{3 Ш}{25 V_c} + \frac{3 L_{тр}}{25 V_n} + \frac{2 L_{п} \cdot 60}{V_n} + t_p + t_m, \quad (4.17)$$

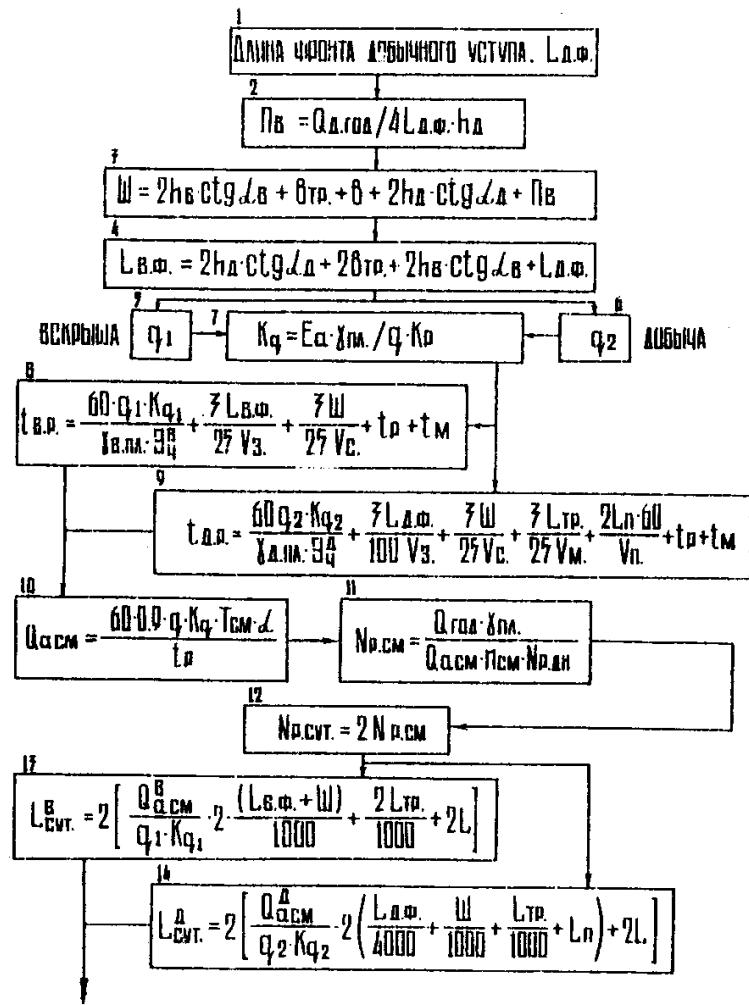
где $\Xi_q^в$ и $\Xi_q^д$ — производительность экскаваторов на вскрыше и добыче, м³/ч; $L_{тр}$ — длина трассы внутренней капитальной траншеи, м; $L_{п}$ — расстояние от устья траншеи до дробильно-сортировочной фабрики, км; V_3, V_c, V_n, V_n — скорости движения автосамосвалов соответственно по забойным, соединительным, траншейным дорогам и дорогам на поверхности, км/ч; t_p — время разгрузки автосамосвалов, мин; t_m — время маневров и ожидания автосамосвалов на один рейс, мин.

Сменная производительность одного автосамосвала на вскрыше $Q_{а.см}^в$ и добыче $Q_{а.см}^д$ определяется (в т/смену) по выражению (условие 10):

$$Q_{а.см} = \frac{60 \cdot 0,9 \cdot q \cdot K_q \cdot T_{см} \cdot \alpha}{t_p}, \quad (4.18)$$

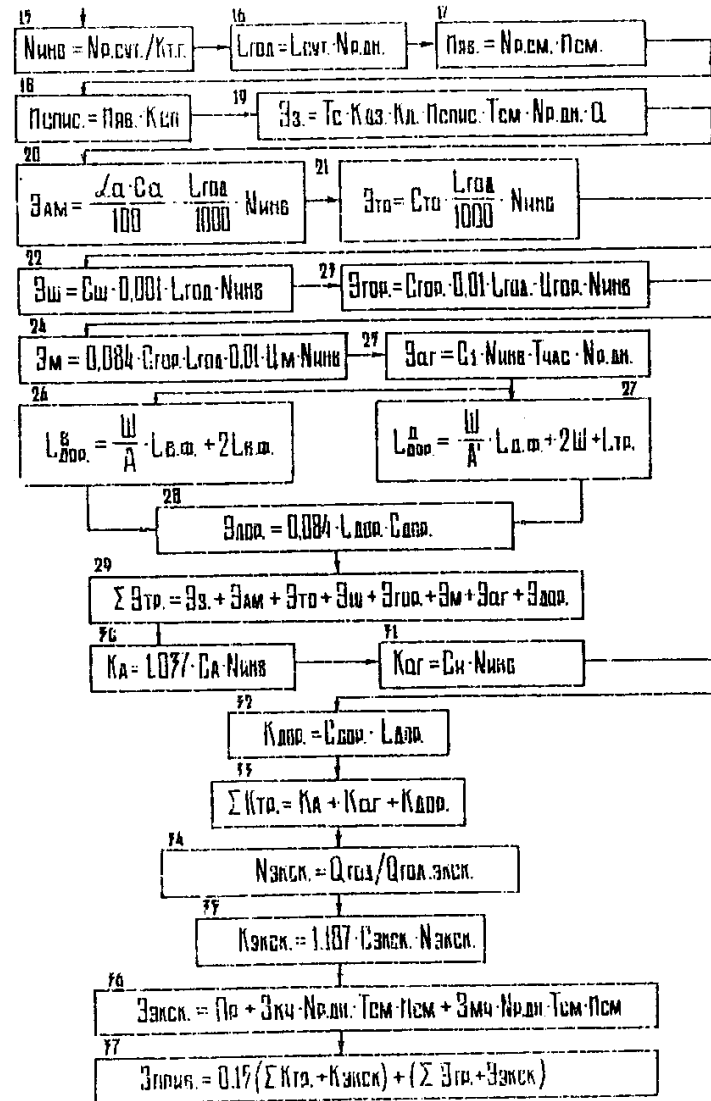
где 0,9 — принятый в практике проектирования коэффициент использования смены, учитывающий различные непредвиденные простои автосамосвала в течение смены; q — грузоподъемность автосамосвалов на вскрыше или добыче, т; K_q — коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов на вскрыше или добыче; $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, ч; α — коэффициент, учитывающий неравномерность перевозок (в зависимости от уровня организации перевозок $\alpha = 0,8—0,95$); t_p — время рейса автосамосвалов на вскрыше или добыче, мин.

Условием 11 (см. рис. 4.9) определяется расчетный сменный парк автосамосвалов на вскрыше $N_{р.см}^в$ или добыче $N_{р.см}^д$:



Переход к условию 15

Рис. 4.9. Блок-схема программы определения приведенных затрат на горно-транспортное оборудование при разработке месторождения выемочными картами



$$N_{p,cm} = \frac{Q_{год} \cdot \gamma_{пл}}{Q_{a,cm} \cdot n_{см} \cdot N_{p,дн}}, \quad (4.19)$$

где $Q_{год}$ — годовое количество перевозок на вскрыше или добыче, м³ (в массиве); $\gamma_{пл}$ — плотность вскрышных пород или полезного ископаемого в целике, т/м³; $Q_{a,cm}$ — сменная производительность одного автосамосвала на вскрыше или добыче, т/смену; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $N_{p,дн}$ — число рабочих дней в году.

Суточный рабочий парк автосамосвалов на вскрышных или добычных работах при трехсменном режиме работы карьера равен:

$$N_{p,сут} = 2 N_{p,cm}.$$

Суточный пробег автосамосвала на вскрыше (условие 13) может быть вычислен по выражению (в км):

$$L_{сут}^B = 2 \left[\frac{Q_{a,cm}^B}{q_1 \cdot K_{q_1}} \cdot 2 \frac{(L_{в.ф} + III)}{1000} + \frac{2 L_{тр}}{1000} + 2L \right], \quad (4.20)$$

где $L_{в.ф}$ — длина фронта работ на вскрыше, м; III — размер карьера по ширине, м; $Q_{a,cm}^B$ — сменная производительность одного автосамосвала, т/смену; $L_{тр}$ — длина трассы капитальной траншеи, м; L — расстояние от автогаража до капитальной траншеи, км.

Аналогично рассчитывается суточный пробег автосамосвала на добыче (условие 14) по выражению (в км):

$$L_{сут}^A = 2 \left[\frac{Q_{a,cm}^A}{q_2 \cdot K_{q_2}} \cdot 2 \left(\frac{L_{д.ф}}{4000} + \frac{III}{1000} + \frac{L_{тр}}{1000} + L_p \right) + 2L \right], \quad (4.21)$$

где $L_{д.ф}$ — длина фронта работ в карьере по полезному ископаемому, м; L_p — расстояние от устья капитальной траншеи до дробильно-сортировочной фабрики, км.

Условиями 15—18 (см. рис. 4.9) для вскрышных и добычных работ соответственно определяются: инвентарный парк автосамосвалов ($K_{т.г}$ — коэффициент технической готовности парка); годовой пробег автосамосвалов, км; явочный и списочный состав шоферов в сутки ($K_{сп}$ — коэффициент списочного состава шоферов).

Годовая зарплата шоферов с отчислениями на социальное страхование рассчитывается (в руб.) по выражению (условие 19):

$$Э_3 = T_c \cdot K_{дз} \cdot K_d \cdot n_{спис} \cdot T_{см} \cdot N_{p,дн} \cdot a, \quad (4.22)$$

где T_c — тарифная часовая ставка шофера, руб.; $K_{дз} = 1,1$ — норматив отчислений на дополнительную зарплату, включая отпуск; $K_d = 1,2$ — норматив отчислений на доплаты к зарплате, включая премии; $n_{спис}$ — списочный состав шоферов; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $N_{p,дн}$ — число рабочих дней в году; $a = 1,12$ — норматив отчислений на социальное страхование.

Годовая сумма амортизационных отчислений (условие 20) на технологический автотранспорт определяется по формуле (в руб.):

$$Э_{ам} = \frac{\alpha_a \cdot C_a}{100} \cdot \frac{L_{год}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (4.23)$$

где α_a — общая норма амортизации, %; C_a — стоимость автосамосвала, руб.; $L_{год}$ — суммарный фактический пробег автосамосвала за год работы, км.

Годовые затраты на техническое обслуживание и текущий ремонт автомобиля (условие 21) составляют (в руб.):

$$Э_{то} = C_{то} \cdot \frac{L_{год}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (4.24)$$

где $C_{то}$ — норматив затрат на техобслуживание и текущий ремонт автомобиля.

Годовые затраты на замену, восстановление и ремонт шин (условие 22) вычисляются по формуле (в руб.):

$$Э_{ш} = C_{ш} \cdot \frac{L_{год}}{1000} \cdot N_{инв}, \quad (4.25)$$

где $C_{ш}$ — норматив затрат на замену, восстановление и ремонт шин на 1000 км пробега.

Годовые затраты на горючее (условие 23) определяют по выражению (в руб.):

$$Э_{гор} = C_{гор} \cdot \frac{L_{год}}{100} \cdot Ц_{гор} \cdot N_{инв}, \quad (4.26)$$

где $C_{гор}$ — расход топлива на 100 км пробега автосамосвала, кг; $Ц_{гор}$ — стоимость дизельного топлива, руб./кг.

Годовые затраты на смазочные материалы (условие 24) рассчитываются следующим образом (в руб.):

$$\mathcal{E}_m = 0,084 \cdot \frac{C_{\text{гор}} \cdot L_{\text{год}}}{100} \cdot C_m \cdot N_{\text{инв}}, \quad (4.27)$$

где 0,084 — норма расхода смазочных материалов (8,4 % от расхода горючего); C_m — стоимость смазочных материалов, руб./кг.

Годовые затраты на содержание автогаража (условие 25) определяют по выражению (в руб.):

$$\mathcal{E}_{\text{аг}} = C_1 \cdot N_{\text{инв}} \cdot T_{\text{час}} \cdot N_{\text{р.дн}}, \quad (4.28)$$

где C_1 — текущие расходы на 1 автомобиле-час.; $T_{\text{час}}$ — число часов работы автосамосвалов в сутки.

Условиями 26—27 (см. рис. 4.9) предусматривается вычисление протяженности автодорог в карьере на вскрышном и добычном уступах с учетом ширины заходки экскаваторов, работающих на вскрыше (А) и на полезном ископаемом (А').

Эксплуатационные затраты на текущее содержание дороги и их ремонт $\mathcal{E}_{\text{дор}}$ принимают равным 8,4 % от стоимости сооружения дорог (условие 28).

Таким образом, суммарные годовые эксплуатационные затраты на автотранспорт (в руб.) составляют (условие 29):

$$\sum \mathcal{E}_{\text{тр}} = \mathcal{E}_3 + \mathcal{E}_{\text{ам}} + \mathcal{E}_{\text{то}} + \mathcal{E}_{\text{ш}} + \mathcal{E}_{\text{гор}} + \mathcal{E}_m + \mathcal{E}_{\text{аг}} + \mathcal{E}_{\text{дор}}. \quad (4.29)$$

Капитальные затраты на автотранспорт (в руб.) рассчитывают по следующим формулам:

а) на приобретение автосамосвалов (условие 30):

$$K_a = 1,037 C_a \cdot N_{\text{инв}}, \quad (4.30)$$

где 1,037 — коэффициент, учитывающий первоначальный запас стоимости запчастей (3,7 %); $N_{\text{инв}}$ — инвентарный парк автосамосвалов;

б) на строительство автогаража (условие 31):

$$K_{\text{аг}} = C_x \cdot N_{\text{инв}}, \quad (4.31)$$

где C_x — стоимость строительства гаража в расчете на 1 инвентарный самосвал;

в) на строительство автодорог в карьере (условие 32):

$$K_{\text{дор}} = C_{\text{дор}} \cdot L_{\text{дор}}, \quad (4.32)$$

где $C_{\text{дор}}$ — стоимость строительства 1 км карьерной автодороги, руб.; $L_{\text{дор}}$ — протяженность дорог в карьере, км.

Суммарные капитальные затраты (в руб.) на автотранспорт составляют (условие 33):

$$\sum K_{\text{тр}} = K_a + K_{\text{аг}} + K_{\text{дор}}. \quad (4.33)$$

Число экскаваторов в карьере для производства вскрышных работ и добычи полезного ископаемого (условие 34) может быть определено по выражению:

$$N_{\text{экск}} = \frac{Q_{\text{год}}}{Q_{\text{год.экск}}}, \quad (4.34)$$

где $Q_{\text{год}}$ — годовой объем вскрышных пород или полезного ископаемого (в целике), м³; $Q_{\text{год.экск}}$ — годовая производительность экскаватора на вскрыше или добыче.

Капитальные затраты на экскаваторы определяют (в руб.) по выражению:

$$K_{\text{экск}} = C_{\text{экск}} \cdot N_{\text{экск}} (1 + K_{\text{сд}} + K_{\text{см}} + K_{\text{сз}}), \quad (4.35)$$

где $C_{\text{экск}}$ — стоимость экскаватора, руб. (табл. 4.8); $N_{\text{экск}}$ — число экскаваторов на вскрыше или добыче; $K_{\text{сд}}$ — коэффициент, учитывающий транспортные расходы на доставку экскаватора ($K_{\text{сд}} = 0,07$ стоимости экскаватора); $K_{\text{см}}$ — коэффициент, учитывающий стоимость монтажа экскаватора ($K_{\text{см}} = 0,08$); $K_{\text{сз}}$ — коэффициент, учитывающий стоимость запасных частей к экскаватору ($K_{\text{сз}} = 0,037$).

Следовательно (условие 35),

$$K_{\text{экск}} = 1,187 C_{\text{экск}} \cdot N_{\text{экск}}. \quad (4.36)$$

Эксплуатационные расходы на текущее содержание экскаваторов определяются (в руб.) по выражению (условие 36):

$$\mathcal{E}_{\text{экск}} = P_p + Z_{\text{кч}} \cdot N_{\text{р.дн}} \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} + Z_{\text{мч}} \cdot N_{\text{р.дн}} \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}}, \quad (4.37)$$

где P_p — постоянные годовые расходы на экскаватор, руб. (см. табл. 4.8); $Z_{\text{кч}}$ — расходы на календарный час, руб. (см. табл. 4.8);

Таблица 4.8

Марка экскаватора	Стоимость экскаватора $C_{\text{экск}}$, тыс. руб.	Постоянные расходы на экскаватор P_p , руб. в год	Расходы на календарный час $Z_{\text{кч}}$, руб.	Расходы на машино-час $Z_{\text{мч}}$, руб.
Э-1252	17,23	9100	1,9	1,8
Э-2505	49,53	12250	2,24	2
ЭКГ-3,2	125	21250	3,22	2,85
ЭКГ-5А	165,8	35200	3,22	2,85
ЭКГ-8И	330	57900	4,03	5,2

Примечание. Стоимостные показатели приведены на 1990 г.

$N_{р.дн}$ — число рабочих дней в году; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $Z_{мч}$ — расходы на машино-час экскаватора, руб. (см. табл. 4.8).

Наиболее рациональный вариант сочетания выемочно-погрузочного и транспортного оборудования в карьере может быть выбран по величине минимальных приведенных затрат, определяемых (в руб.) по выражению (условие 37):

$$Z_{прив} = 0,15 (\sum K_{тр} + K_{экск}) + (\sum \mathcal{E}_{тр} + \mathcal{E}_{экск}). \quad (4.38)$$

4.8. ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ С МИНИМАЛЬНЫМ ИЗЪЯТИЕМ ЗЕМЕЛЬ

Большое количество разрабатываемых песчано-гравийных месторождений приводит к значительному изъятию площадей земель и выводу их из строя на длительный период. Одним из путей возврата земель в народнохозяйственное использование является рекультивация, которая должна включаться непосредственно в горную технологию.

Под рациональным землепользованием при производстве открытых горных работ понимается порядок, размеры и интенсивность изъятия земель под горные работы и их возврат для использования в народном хозяйстве при минимальных затратах средств на временное отчуждение земель, что может быть достигнуто рациональным режимом нарушения и рекультивации земель на основе изыскания новых решений в технологии ведения горных работ [57].

За длительный срок эксплуатации карьеры получили под горные разработки большое количество земель во временное пользование, однако в связи с отсутствием горной и специальной техники для рекультивационных работ проведение работ по восстановлению отработанных земель на карьерах осуществлялось не в полном объеме, в результате чего образовался значительный долг по возвращению земель в народное хозяйство.

Следует отметить и тот факт, что до настоящего времени в расчетах себестоимости готовой продукции предприятий в про-

чих денежных затратах не предусматриваются средства на рекультивацию земель.

В Единых правилах охраны недр [44] распространено на всю горнодобывающую промышленность страны понятие «выемочная единица», под которой подразумевается «минимальный участок месторождения с относительно однородными геологическими условиями, отработка которого осуществляется единой системой разработки и технологической схемой выемки (уступ, блок, панель, лава, камера и др.), в пределах которого с достаточной достоверностью определены запасы и возможен первичный учет извлечения полезных ископаемых и компонентов».

В соответствии с понятием «выемочная единица» [17, 44] для сокращения земель, изымаемых под разработку, предлагается технология разработки песчано-гравийных месторождений локальными участками — «выемочными картами». При этом экономичность разработки песчано-гравийных месторождений достигается путем формирования в пределах контура месторождения нескольких выемочных карт, которые позволяют резко уменьшить площади земель, одновременно отчуждаемых под разработку, и значительно сократить расходы на внутрикарьерный транспорт.

При применении выемочных карт для разработки месторождений рассматриваются только вскрышной и добычной комплексы оборудования, приведенные на рис. 4.10 [38].



Рис. 4.10. Вскрышной и добычной комплексы оборудования при разработке месторождений:
вскрыша — экскаваторно-транспортно-отвалный с автомобильным транспортом;
добыча — экскаваторно-транспортно-разгрузочный с автомобильным транспортом

Технология ведения горных работ при разработке песчано-гравийных месторождений с использованием выемочных карт предлагается следующей.

После сдачи карьера (выемочной карты) в эксплуатацию должен быть минимум вскрытых запасов P_b песчано-гравийной смеси на 3 месяца работы предприятия (рис. 4.11, а). Затем начинается разработка полезного ископаемого на I карте с одновременной проходкой разрезной траншеи по вскрышному уступу на II карте, строится съезд на добычном уступе для транспортирования вскрышных пород в выработанное пространство I карты, и устраивается внутренний отвал (см. рис. 4.11, б). По мере отработки вскрышного уступа на II карте проводится разрезная траншея по полезному ископаемому на ней, заканчиваются работы по строительству внутреннего отвала и добычные работы на I карте (см. рис. 4.11, в). Далее осуществляется проходка разрезной траншеи по вскрыше на III карте, проводится добыча песчано-гравийной смеси на II карте, и заканчиваются полностью работы по рекультивации на I карте. Следует отметить, что технология разработки месторождений с применением выемочных карт обязательно предусматривает снятие плодородного слоя и нанесение его на рекультивируемую площадь (внутренний отвал).

В дальнейшем при разработке месторождения порядок ведения горных работ на выемочных картах повторяется аналогично.

Для определения параметров выемочных карт согласно методике расчета по выбору выемочно-погрузочного и транспортного оборудования (см. рис. 4.9) была составлена программа для персонального компьютера БК-0010 и проведены расчеты для трех групп месторождений.

Для наиболее многочисленной I группы песчано-гравийных месторождений, характеризующейся незначительными годовыми объемами работ по вскрыше и добыче (соответственно 87 и 475 тыс. м³), были проведены расчеты на компьютере БК-0010, результаты которых представлены в табл. 4.9 и на рис. 4.12.

Анализ результатов табл. 4.9 позволил установить для I группы месторождений следующее:

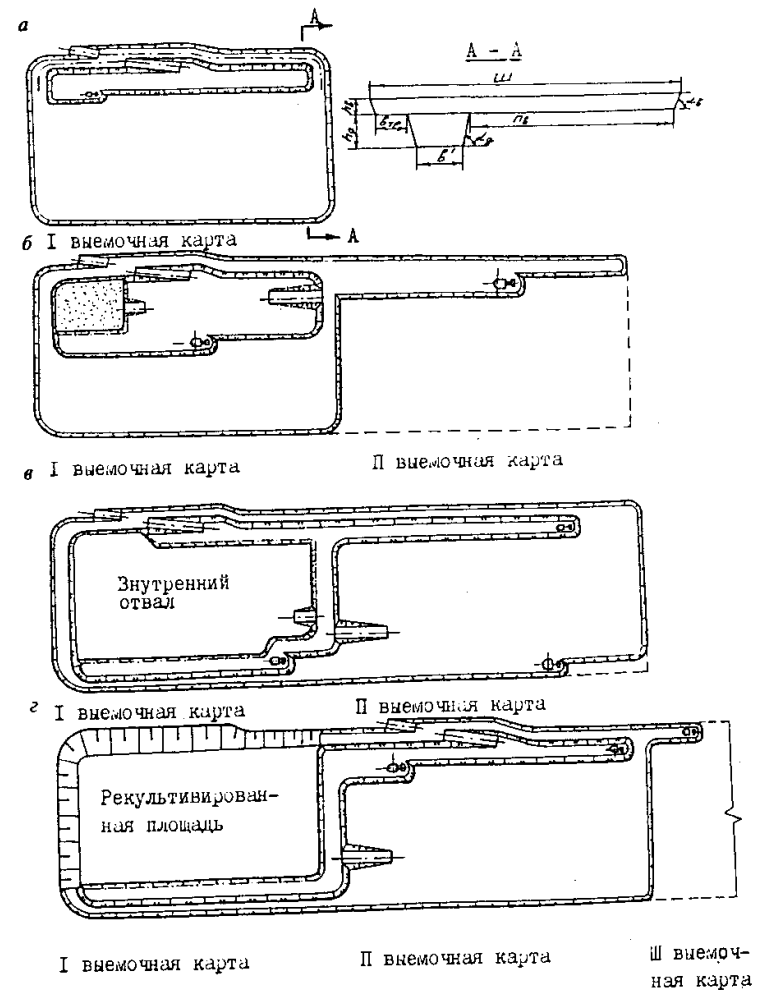


Рис. 4.11. Технология ведения горных работ с применением выемочных карт

Таблица 4.9

Технико-экономические показатели выбора горно-транспортного оборудова-

Л.ф М	q _{1в} Т	q _{2л} Т	Л _{см.в.} КМ	Л _{см.д.} КМ	N _{инв.в}	N _{инв.д}	N _{экс.д}	N _{экс.в}	Этр.в. руб.	Ээкс.в. руб.	Ктр. в. руб.
150	12	12	21,5	88,51	3	18	2	1	28875	28835	96554
200	12	12	22,63	88,53	3	18	2	1	29644	28835	100501
300	12	12	25,5	88,57	3	18	2	1	31598	28835	109964
150	12	12	21,49	96,85	3	18	1	1	28875	28835	96554
200	12	12	22,6	96,89	3	18	1	1	29644	28835	100501
300	12	12	25,6	96,98	3	18	1	1	31598	28835	109964
300	7	40	28,6	61,84	5	8	2	1	48296	28835	126146
150	12	27	21,49	84,824	3	11	1	1	28875	28835	96554
200	12	27	22,63	84,825	3	11	1	1	29644	28835	100501
300	12	27	25,63	84,825	3	11	1	1	31598	28835	109964
150	7	40	20,63	61,88	5	8	2	1	44062	28835	123942
200	7	40	21,72	61,83	5	8	2	1	44990	28835	128427
300	7	40	24,62	61,84	5	8	2	1	47374	28835	139354
150	12	40	21,49	61,88	3	8	2	1	28875	28835	96554
200	12	40	22,63	61,83	3	8	2	1	29644	28835	100501
300	12	40	25,63	61,84	3	8	2	1	31598	28835	109964
150	12	40	21,49	77,56	3	8	1	1	28875	28835	96554
200	12	40	22,63	77,543	3	8	1	1	29644	28835	100501
300	12	40	25,63	77,547	3	8	1	1	31598	28835	109964
150	12	27	21,49	70,01	3	11	2	1	28875	28835	96554
200	12	27	22,63	70,98	3	11	2	1	29644	28835	100501
300	12	27	25,6	78,98	3	11	2	1	31598	28835	109964
150	27	27	15,33	71,01	3	11	2	1	37146	28835	145106
200	27	27	16,14	70,98	3	11	2	1	38297	28835	149054
300	27	27	18,33	78,98	3	11	2	1	41314	28835	158516

при разработке выемочных карт (I группа месторождений)

Кэкс.в. руб.	Этр.д. руб.	Ээкс.д. руб.	Ктр.д. руб.	Кэкс.д. руб.	Эприв.в. руб.	Эприв.д. руб.	Эприв. руб.	Экскава- тор на вскрыше	Экскава- тор на добыче
20452	359054	28835	312378	40904	75261	440883	516144	Э-1252	Э-1252
20452	359325	28835	315274	40904	76623	441588	518211	Э-1252	Э-1252
20452	359874	28835	321884	40904	79997	443128	523126	Э-1252	Э-1252
20452	376733	34866	306426	58792	75261	466382	541643	Э-1252	Э-2505
20452	377020	34866	308702	58792	76623	467010	543633	Э-1252	Э-2505
20452	377450	34866	314074	58792	79997	468246	548243	Э-1252	Э-2505
20452	308471	28835	392118	40904	91122	408260	501383	Э-1252	Э-1252
20452	405649	34866	379557	58792	75261	506267	581529	Э-1252	Э-2505
20452	405842	34866	381833	58792	76623	506802	583425	Э-1252	Э-2505
20452	406293	34866	387205	58792	79997	508059	588056	Э-1252	Э-2505
22453	307815	28835	382612	40904	94858	400179	495037	Э-652	Э-1252
22453	307876	28835	385508	40904	96458	400673	497132	Э-652	Э-1252
22453	308471	28835	392211	40904	100481	402260	502742	Э-652	Э-1252
20452	307815	28835	382612	40904	75261	400179	475440	Э-1252	Э-1252
20452	307876	28835	385508	40904	76623	400673	477296	Э-1252	Э-1252
20452	308471	28835	392118	40904	79997	402260	482257	Э-1252	Э-1252
20452	363571	34866	376660	58792	75261	463755	539017	Э-1252	Э-2505
20452	363690	34866	378937	58792	76623	464216	540839	Э-1252	Э-2505
20452	364157	34866	384309	58792	79997	465489	545486	Э-1252	Э-2505
20452	357202	28835	385509	40904	75261	449999	525261	Э-1252	Э-1252
20452	357319	28835	388404	40904	76623	450552	527175	Э-1252	Э-1252
20452	357902	28835	395014	40904	79997	452126	532123	Э-1252	Э-1252
20452	357202	28835	385509	40904	90815	449999	540815	Э-1252	Э-1252
20452	357319	28835	388404	40904	92558	450552	543150	Э-1252	Э-1252
20452	357902	28835	395014	40904	96995	452126	559121	Э-1252	Э-1252

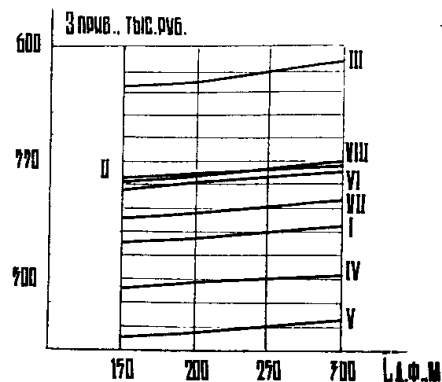


Рис. 4.12. Графики зависимости приведенных затрат на разработку выемочной карты от длины фронта работ на добычном уступе (I группа месторождений):
 I — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; КрА3-256Б); II — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; КрА3-256Б); III — Э-1252; КрА3-256Б (Э-2505; БелА3-540); IV — Э-652; МА3-503 (Э-1252; БелА3-548); V — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; БелА3-548); VI — Э-1252; КрА3-256Б (Э-2505; БелА3-548); VII — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; БелА3-540); VIII — Э-1252; БелА3-540 (Э-1252; БелА3-540).
 Перед скобками приведено оборудование, применяемое на вскрышных работах, в скобках — на добычном уступе.

- с учетом минимальных приведенных затрат на вскрышных работах целесообразно применить один экскаватор Э-1252 и три автосамосвала КрА3-256Б, на добычных работах — два экскаватора Э-1252 и восемь автосамосвалов БелА3-548;

- разработка выемочными картами минимальными размерами 240 × 110 м;
- разработка в течение года 2,48 карты;
- полное восстановление земель площадью 2,64 га в течение года;
- протяженность фронта работ на добычном уступе 200 м.

Песчано-гравийные месторождения II группы характеризуются годовыми объемами производства по полезному ископаемому 1410 тыс. м³ и по вскрышным породам 300 тыс. м³. Естественно, что с увеличением объемов горных работ должны возрастать и площади отчуждаемых земель под открытые горные работы. Поэтому, используя рациональные режимы нарушения и рекультивации земель на основе изыскания новых технологических решений, можно уменьшить размеры нарушений земель горными работами и ускорить их возврат в народнохозяйственное использование.

Так как горные выработки занимают значительные площади земель, вскрытие горизонтов карьера рекомендуется осуществлять внутренними капитальными траншеями, объем которых составляет для II группы месторождений по вскрышному и добычному уступам соответственно 200 и 6000 м³ при уклонах 100 %.

Обычно при разработке горизонтальных месторождений, к которым относятся и песчано-гравийные, вскрышные породы стремятся перемещать в выработанное пространство карьера по кратчайшему расстоянию, используя бестранспортные или транспортно-отвальные схемы. В таких случаях внутренние отвалы максимально приближены к рабочей зоне карьера, скорости продвижения вскрышного и отвального фронтов работ являются равными, а высота отвала зависит от мощности разрабатываемой вскрыши, коэффициента разрыхления пород в отвале, длины вскрышного и отвального фронтов работ.

Поскольку для песчано-гравийных месторождений характерны незначительные объемы работ по вскрыше, применение бестранспортных схем разработки для них экономически нецелесообразно, так как в данном случае требуются машины и механизмы с большими рабочими параметрами, а отвалы в виде конусов и гребней требуют дополнительных затрат для их рекультивации.

Значительный интерес для рассматриваемой группы месторождений представляет выбор выемочно-погрузочного и транспортного оборудования для производства вскрышных и добычных работ.

По разработанной программе для II группы песчано-гравийных месторождений были выполнены расчеты с использованием на вскрышных и добычных работах экскаваторов Э-652, Э-1252, Э-2505, ЭКГ-5А, ЭКГ-8И и автосамосвалов грузоподъемностью от 7 до 40 т, результаты которых приведены в табл. 4.10.

Анализ результатов расчетов показал, что наиболее рациональными являются варианты с применением на вскрышных работах экскаватора Э-1252 в сочетании с автосамосвалами КрА3-256Б и на добычных работах — четырех экскаваторов Э-1252 в комплексе с автосамосвалами БелА3-548 или одного экскаватора ЭКГ-8И в комплексе с автосамосвалами БелА3-548 (см. табл. 4.10). При этом рекомендуется технология ведения горных работ выемочными картами с минимальными размерами 340 × 195 м, разработка в течение года 3,05 карты, полное восстановление земель

Технико-экономические показатели выбора горно-транспортного оборудования при разработке выемочных карт (II группа месторождений)

L.д.ф. м	q _{1в} т	q _{2д} т	L _{см.в.} км	L _{см.д.} км	N _{инв.в}	N _{инв.д}	N _{жск.д}	N _{жск.в}	Э _{тр.в.} руб.	Э _{жск.в.} руб.	К _{тр.в.} руб.
300	12	12	29,17	88,4	7	56	4	1	80901	28835	232237
300	12	12	29,17	96,4	7	51	2	1	80901	28835	232237
300	12	27	29,17	71,3	7	31	4	1	80901	28835	232237
300	12	40	29,17	62,3	7	23	4	1	80901	28835	232237
300	12	27	29,17	84,8	7	26	2	1	80901	28835	232237
300	12	40	29,17	77,7	7	21	2	1	80901	28835	232237
300	27	27	20,9	71,3	5	31	4	1	78311	28835	283287
300	12	40	29,17	84,9	7	18	2	1	80901	28835	232237
300	12	40	29,17	91,3	7	16	1	1	80901	28835	232237
300	40	40	17,6	91,3	5	16	1	1	86616	28835	339819
300	27	40	20,9	91,3	5	16	1	1	78311	28835	283187
300	12	27	29,17	90,6	7	23	2	1	80901	28835	232237
300	7	40	28,1	62,3	12	23	4	2	116849	28835	302869
300	7	40	32,4	62,3	10	23	4	1	100206	28835	249617

в течение года на площади 13,26 га, длина фронта работ на добычном уступе 300 м.

Анализ результатов расчетов для III группы песчано-гравийных месторождений (годовые объемы работ составляют по вскрыше 500 и добыче 870 тыс. м³) показал (рис. 4.13), что наиболее рациональным вариантом сочетания выемочно-погрузочного и транспортного оборудования следует считать V, так как приведенные затраты при этом минимальны и составляют 909 063 руб. Применяемое оборудование в данном случае на вскрыше и добыче — экскаваторы Э-1252, работающие на погрузке вскрышных пород и песчано-гравийной смеси в автосамосвалы БелАЗ-540.

Из графиков зависимостей на рис. 4.13 следует также, что приведенные затраты на разработку выемочной карты возрастают с увеличением длины фронта работ на добычном уступе.

К _{жск.в.} руб.	Э _{тр.д.} руб.	Э _{жск.д.} руб.	К _{тр.д.} руб.	К _{жск.д.} руб.	Э _{прив.в.} руб.	Э _{прив.д.} руб.	Э _{прив.} руб.	Экскаватор на вскрыше	Экскаватор на добыче
20452	1121065	28835	950354	81808	147640	1304725	1452365	Э-1252	Э-1252
20452	1069869	34866	858374	117584	147640	1251129	1398770	Э-1252	Э-2505
20452	1023231	28835	1077439	81808	147640	1225954	1373594	Э-1252	Э-1252
20452	896620	28835	1088593	81808	147640	1101016	1248656	Э-1252	Э-1252
20452	970171	34866	904539	117584	147640	1158356	1305996	Э-1252	Э-2505
20452	958508	34866	98547	117584	147640	1158356	1306635	Э-1252	Э-2505
20452	1023231	28835	1077439	81808	152693	1225954	1378647	Э-1252	Э-1252
20452	882683	67577	842006	393609	147640	1135603	1283244	Э-1252	ЭКГ-5А
20452	824633	107132	739961	391710	147640	1101517	1249157	Э-1252	ЭКГ-8И
20452	824633	107132	739961	391710	169493	1101517	1271010	Э-1252	ЭКГ-8И
20452	824633	107132	739961	391710	152693	1101517	1254210	Э-1252	ЭКГ-8И
20452	904235	67577	793977	393609	147640	1149951	1297591	Э-1252	ЭКГ-5А
44906	896620	28835	1088593	81808	197852	1101016	1298868	Э-652	Э-1252
20452	896620	28835	1088593	81808	169553	1101016	1270569	Э-1252	Э-1252

Рассматривая графики изменения капитальных затрат на транспортирование вскрышных пород и полезного ископаемого (рис. 4.14 а, б), можно сделать вывод о том, что с увеличением длины фронта на добычном уступе капитальные затраты возрастают. При этом наиболее приемлемы на перемещении вскрыши (вариант III) и песчано-гравийной смеси (варианты II и III) автосамосвалы КрАЗ-256Б.

С точки зрения эксплуатационных затрат на транспортирование вскрышных пород и полезного ископаемого (рис. 4.15 а, б) целесообразно с учетом минимума затрат применение автосамосвалов БелАЗ-540 в карьерах (вскрыша — варианты V и VI; добыча — варианты VI, VII). И в этом случае наблюдается рост эксплуатационных затрат с увеличением длины фронта работ на добычном уступе.

Графики изменения числа автосамосвалов (инвентарного парка) от длины фронта работ на добычном уступе для

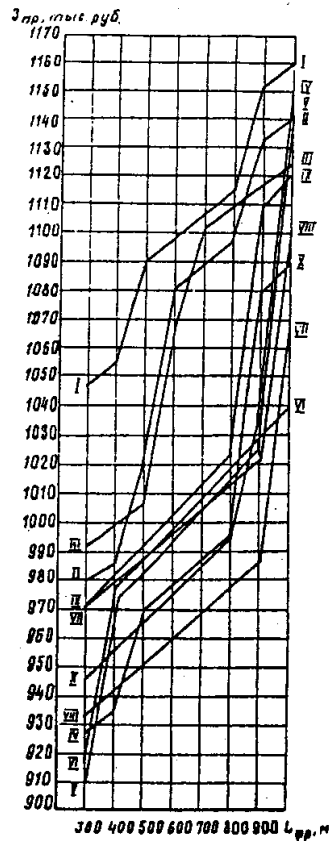


Рис. 4.13. Графики зависимости приведенных затрат $Z_{пр}$ на разработку выемочной карты от длины фронта работ $L_{фр}$ на добычном уступе (III группа месторождений):
 I — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; КрА3-256Б);
 II — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; КрА3-256Б);
 III — Э-2505; КрА3-256Б (Э-2505; КрА3-256Б);
 IV — Э-1252; КрА3-256Б (Э-1252; БелА3-540);
 V — Э-1252; БелА3-540 (Э-1252; БелА3-540);
 VI — Э-1252; БелА3-540 (Э-2505; БелА3-540);
 VII — Э-2505; БелА3-540 (Э-2505; БелА3-540);
 VIII — Э-2505; БелА3-540 (ЭКГ-3,2; БелА3-540); IX — Э-1252; БелА3-548 (Э-1252; БелА3-548); X — Э-1252; БелА3-548 (Э-2505; БелА3-548)
 Перед скобками приведено оборудование, применяемое на вскрышных работах, в скобках — на добычном уступе.

выполнения заданных объемов работ в карьере приведены на рис. 4.16.

Кроме перечисленных десяти вариантов сочетания выемочно-погрузочного и транспортно-оборудования (см. рис. 4.13), были рассмотрены варианты использования на выемке вскрышных пород и песчано-гравийной смеси экскаваторов Э-652, ЭКГ-5А и ЭКГ-8И — табл. 4.11, из которой видно, что приведенные затраты на разработку выемочной карты превышают минимум приведенных затрат (909 063 руб.) по варианту V.

Таким образом, для разработки песчано-гравийных месторождений III группы с учетом минимальных приведенных затрат может быть применено следующее оборудование: 1) на вскрыше и добыче — экскаваторы Э-1252 в комплексе с автосамосвалами БелА3-540 или 2) на вскрыше — два экскаватора Э-1252 и семь автосамосвалов БелА3-548, а на добыче полезного ископаемого — экскаватор карьерного типа ЭКГ-5А и одиннадцать автосамосвалов БелА3-548 (приведенные затраты при этом составляют 915 359 руб. —

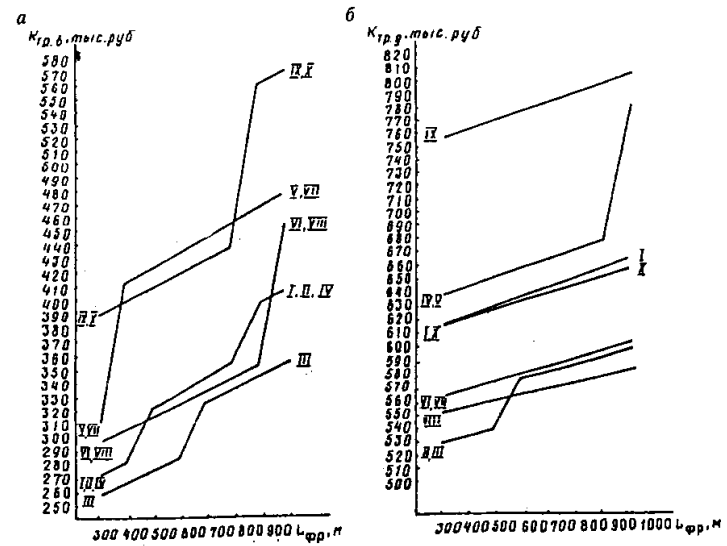


Рис. 4.14. Графики зависимости капитальных затрат на транспортирование вскрышных пород $K_{тр.в}$ (а) и полезного ископаемого $K_{тр.д}$ (б) при разработке выемочной карты от длины фронта работ $L_{фр}$ на добычном уступе (III группа месторождений). См. обозначения к рис. 4.13

(см. табл. 4.11). Технология ведения горных работ предлагается с применением выемочных карт минимальными размерами 340×140 м при протяженности фронта работ на добычном уступе 300 м. Для приведенной производительности по песчано-гравийной смеси необходимо в течение года отработать 2,56 выемочные карты. При этом полное восстановление земель составит 4,76 га. Следует отметить, что резкое уменьшение одновременно отчуждаемых земель, быстрота их восстановления на выемочных картах с последующей передачей основному землепользователю позволяют сохранить экологическое равновесие в районах разработки песчано-гравийных месторождений. Использование выемочных карт при разработке месторождений приводит

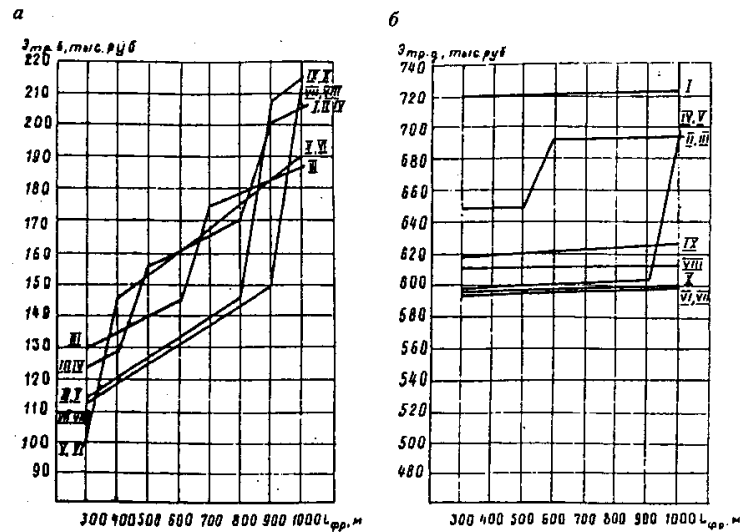


Рис. 4.15. Графики зависимости эксплуатационных затрат на транспортирование вскрышных пород Этр. в (а) и полезного ископаемого Этр. д (б) при разработке выемочной карты от длины фронта работ $L_{фр}$ на добычном уступе (III группа месторождений). См. обозначения к рис. 4.13.

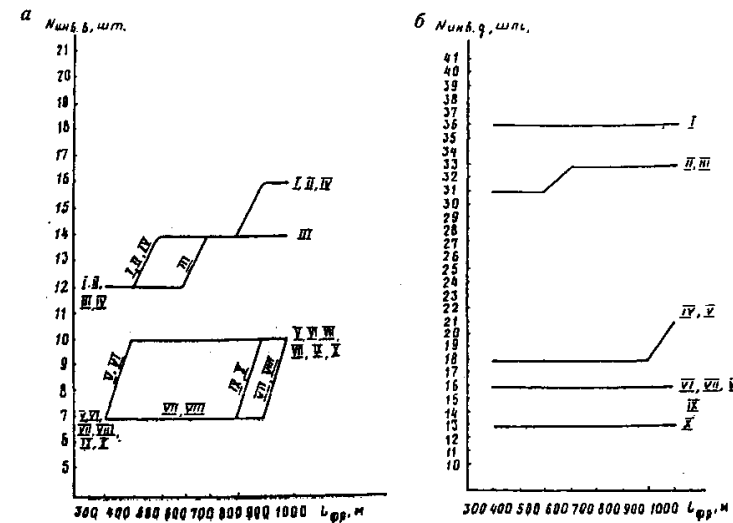


Рис. 4.16. Графики зависимости числа инвентарного парка автосамосвалов на вскрыше $N_{инв. в}$ (а) и добыче $N_{инв. д}$ (б) при разработке выемочной карты от длины фронта работ $L_{фр}$ на добычном уступе (III группа месторождений). См. обозначения к рис. 4.13.

Технико-экономические показатели выбора горно-транспортного оборудования при разработке выемочных карт (III группа месторождений)

$L_{д-ф}$ м	$q_{1в}$ т	$q_{2д}$ т	$L_{см.в.}$ км	$L_{см.д.}$ км	$N_{инв. в}$	$N_{инв. д}$	$N_{жск. д}$	$N_{жск. в}$	Этр. в, руб.	Ээкс. в, руб.	Ктр. в, руб.
300	40	40	16,4	84,9	7	11	1	2	112390	28835	390116
300	40	40	16,4	91,3	7	11	1	2	112390	28835	390116
300	12	40	27,3	62,1	12	16	2	2	123952	28835	272468
300	27	40	19,5	62,1	7	16	2	2	101090	28835	310832
300	7	27	26,2	71,2	19	18	2	3	170913	28835	345094
300	7	27	30,4	71,2	16	18	2	2	152673	28835	288289

Таблица 4.11

Кэкс. в, руб.	Этр. в, руб.	Ээкс. д, руб.	Ктр. в, руб.	Кэкс. д, руб.	Эприв. в, руб.	Эприв. д, руб.	Эприв. в, руб.	Экскаватор на вскрыше	Экскаватор на добыче
40904	534017	67577	522436	196804	205879	709480	915359	Э-1252	ЭКГ-5А
40904	564651	107132	510522	391710	205879	807119	1012999	Э-1252	ЭКГ-8И
40904	617181	28835	758736	40904	199794	765693	965758	Э-1252	Э-1252
40904	617181	28835	758736	40904	182686	765963	948650	Э-1252	Э-1252
67359	595426	28835	639853	40904	216617	726376	987993	Э-652	Э-1252
40904	595426	28835	639853	40904	230888	726376	957265	Э-1252	Э-1252

к снижению эксплуатационных расходов на внутрикарьерный транспорт при проведении вскрышных работ в 1,5—2 раза.

Для рассматриваемых трех групп песчано-гравийных месторождений можно рекомендовать следующие технологические параметры выемочных карт (табл. 4.12).

Таблица 4.12

Наименование параметров	Группы месторождений		
	I	II	III
1. Длина фронта работ на добычном уступе, $L_{дф}$	200	300	300
2. 3-х месячные вскрытые запасы, P_b , м $P_b = Q_{годд} / (4L_{дф}h_d)$	68,25	148,75	89,5
3. Минимальный размер выемочной карты по ширине $Ш = 2h_b \operatorname{ctg} \alpha_b + b_{тр} + b' + 2h_d \operatorname{ctg} \alpha_d + P_b$, м	109,5	189,5	132,3
4. Минимальный размер выемочной карты по длине $L_{в.ф} = L_{д.ф} + 2h_b \operatorname{ctg} \alpha_b + 2b_{тр} + 2h_d \operatorname{ctg} \alpha_d$, м	238,2	338,7	340,8
5. Минимальная площадь карты, m^2	26400	66300	47600
6. Длина трассы траншеи, м	117	109	143
7. Объем траншеи, m^3 : вскрышной уступ	170	196	1589
добычной уступ	7229	5897	6220
8. Объем разрезной траншеи, m^3 : по вскрышному уступу	6172	9422	27933
по добычному уступу	36770	49226	50826

4.9. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗМЕРОВ ВЫЕМОЧНЫХ КАРТ

Минимальные размеры выемочных карт могут быть определены с учетом минимальной длины блока панели при использовании автомобильного транспорта (80÷150 м) [38, 41] и трехмесячных вскрытых запасов полезного ископаемого.

В горном деле встречаются задачи, когда вычисления сводятся к нахождению такой величины, которая выражается только целыми числами.

Для решения подобных задач акад. Л.Д. Шевяковым [67] предложен метод целочисленных функций, который позволяет определить наивыгоднейшее число выемочных карт на заданном простирании карьерного поля.

В общем случае по акад. Л.Д. Шевякову [67] целочисленная функция $f(n) = an + \frac{b}{n} + c$ имеет решение в развернутом виде:

$$-\frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}} < n < \frac{1}{2} + \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{b}{a}}. \quad (4.39)$$

На каждой выемочной карте имеют место затраты за счет изъятия земель в единицу времени, т.е. $C_1 \cdot Ш \cdot \frac{L}{n}$ (где C_1 — удельная стоимость изъятия земель, руб./ m^2 ; $Ш$ — ширина карты, м; L — простирание карьерного поля, м; n — число карт).

Ширина карты определяется (в м) по выражению (см. рис. 4.11)

$$Ш = 2h_d \operatorname{ctg} \alpha_d + 2h_b \operatorname{ctg} \alpha_b + b_{тр} + b' + P_b. \quad (4.40)$$

Время изъятия земель устанавливается из условия:

$$t_n = \frac{Ш L h_d}{n Q} + t, \quad (4.41)$$

где h_d — высота уступа полезного ископаемого, м; Q — производительность карьера по песчано-гравийной смеси, m^3 /год; t — время на подготовительные работы и рекультивацию земель.

Тогда стоимость изъятия земель для одной выемочной карты составит:

$$C_1 Ш \frac{L}{n} \left(\frac{Ш L h_d}{n Q} + t \right) = C_1 \frac{Ш^2 L^2 h_d}{n^2 Q} + C_1 \frac{Ш L}{n} t,$$

а стоимость изъятия земель на $1 m^3$ полезного ископаемого при объеме выемки на карте $\frac{Ш L h_d}{n}$ будет:

$$C_1 \frac{Ш^2 L^2 h_d}{n^2 Q} \cdot \frac{n}{Ш L h_d} + C_1 \frac{Ш L t}{n} \cdot \frac{n}{Ш L h_d} = C_1 \frac{Ш L}{n Q} + C_1 \frac{t}{h_d}. \quad (4.42)$$

На $1 m^3$ полезного ископаемого затраты составляют $C_2 \cdot \frac{n}{Ш L h_d}$ (где величина C_2 изменяется в зависимости от числа карт, в которую включаем: стоимость дополнительных расходов по вскрытию выемочных карт; стоимость дополнительных

автодорог; стоимость дополнительных затрат на транспортирование полезного ископаемого).

Остальные затраты (освещение выработок, осушение и др.) незначительно отличаются или совсем не изменяются в зависимости от числа участков (карт) и их вместе с величиной $C_1 \frac{t}{h_d}$

(выражение 4.42) обозначим через C_3 .

Следовательно, можем записать целочисленную функцию

$$f(n) = C_1 \frac{Ш L}{Q} \cdot \frac{1}{n} + C_2 \frac{n}{Ш L h_d} + C_3, \quad (4.43)$$

где n — целое число карт по простиранию карьерного поля, которое согласно выражению (4.39) определится как

$$n > \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{Ш L C_1}{Q} \frac{Ш L h_d}{C_2}} - \frac{1}{2}. \quad (4.44)$$

Согласно выражению 4.44 определим длину выемочной карты для Митьковского-Южного участка песчано-гравийного месторождения Вяземского ГОКа.

Данный участок имеет размеры (длина × ширина) 1700 × 1000 м. Средняя мощность по полезному ископаемому составляет 7,22 м. Предполагается отрабатывать на этом участке песчано-гравийной смеси 552 тыс. м³ в год.

С учетом стоимости 1 га земли 40 тыс. руб. [31], объема вскрывающей выработки на добычный горизонт 54418 м³, стоимости дополнительных дорог 30,6 тыс. руб. (длина дороги 1,7 км при стоимости 18 тыс. руб. за 1 км) и дополнительных затрат на транспортирование песчано-гравийной смеси через вскрывающую выработку предыдущей карты в сумме 30215 руб. (объем полезного ископаемого части разрезной траншеи 85,5 тыс. м³, плотность песчано-гравийной смеси 1,767 т/м³ и стоимость 1 ткм — 0,2 руб.) затраты $C_2 = 66233$ руб.

При ширине выемочной карты $Ш = 103$ м (выражение 4.40) имеем (выражение 4.44):

$$n > \sqrt{\frac{1}{4} + \frac{103 \cdot 1700 \cdot 40000}{552000} \cdot \frac{103 \cdot 1700 \cdot 7,22}{66233 \cdot 10000}} - \frac{1}{2} = 4,45,$$

т.е. пять выемочных карт с размером их по длине $\frac{1700}{5} = 340$ м.

Таким образом можно определить с помощью метода целочисленных функций акад. Л.Д. Шевякова число выемочных карт на длине фронта горных работ.

Схема расположения выемочных карт при разработке участка Митьковский-Южный приведена на рис. 4.17, при этом площадь выемочной карты и объем песчано-гравийной смеси в ней составляют соответственно 3,5 га и 250 тыс. м³.

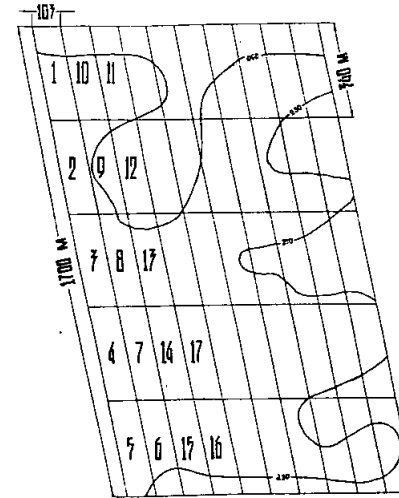


Рис. 4.17. Порядок разработки участка Митьковский-Южный выемочными картами

4.10. РЕЖИМЫ ОТЧУЖДЕНИЯ И ВОССТАНОВЛЕНИЯ ЗЕМЕЛЬ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВЫЕМОЧНЫХ КАРТ

Согласно «Основам земельного законодательства Российской Федерации» все предприятия, ведущие разработку месторождений полезных ископаемых открытым способом, обязаны за свои средства рекультивировать нарушенные земли с целью даль-

нейшего их использования в народном хозяйстве. Чем быстрее будут восстановлены земли, тем меньший ущерб будет от их отчуждения. Поэтому необходимо применять такие технологии ведения горных работ, при которых восстановление земель осуществляется параллельно с ведением горных работ.

При разработке горизонтальных месторождений режим отчуждения земель заключается в следующем. При отводе земель для ведения горных работ должны быть предусмотрены площади, на которых устраиваются внешние отвалы вскрышных пород от проведения капитальных и разрезных траншей и разноса бортов карьера на момент сдачи его в эксплуатацию и временные отвалы для складирования полезного ископаемого при проведении вскрышающих выработок. Эти объемы работ производятся в период строительства карьера.

По мере развития горных работ появляется возможность размещать вскрышные породы в выработанном пространстве карьера с постепенной ликвидацией внешних отвалов. Следовательно, при разработке горизонтальных месторождений с размещением всего объема вскрышных пород в выработанном пространстве карьера создаются благоприятные условия для планомерного отчуждения земель под горные разработки и их равномерного возвращения для народнохозяйственного использования в основной период проведения горных работ. Создание наиболее рациональных режимов отчуждения и восстановления земель возможно при разработке месторождений выемочными картами.

Рассмотрим два варианта разработки песчано-гравийного месторождения I группы, данные по которым приведены в табл. 4.13.

Таблица 4.13

Горнотехнические показатели разработки месторождения	Способ разработки	
	Выемочными картами	Традиционный
1. Площадь карьера в плане на момент сдачи в эксплуатацию, м ²	240 × 110 = 26 400	1000 × 72 = 72 000
2. Длина фронта добычных работ, м	200	960
3. Объем разрезной траншеи по вскрыше, м ³	6172	25 900
4. Объем разрезной траншеи по полезному ископаемому, м ³	36 770	176 230
5. Объем вскрышных пород (период строительства карьера), м ³	36 960	100 800

Из данных таблицы 4.13 наглядно видно преимущество способа разработки месторождения выемочными картами.

На основании расчетных показателей были построены графики режима отчуждения и восстановления земель (рис. 4.18) при разработке песчано-гравийных месторождений I группы, из которых можно заключить, что при разработке с использованием выемочных карт отчуждается земель меньше, а их восстановление (рекультивация) производится значительно раньше. Следует отметить также, что уменьшение одновременно отчуждаемых земель, быстрота их восстановления на выемочных картах с последующей передачей основному землепользователю позволяет получить очевидный экономический эффект разработки, равный произведению $a \cdot S$, где a — затраты на рекультивацию 1 га земли, S — рекультивированная площадь, га.

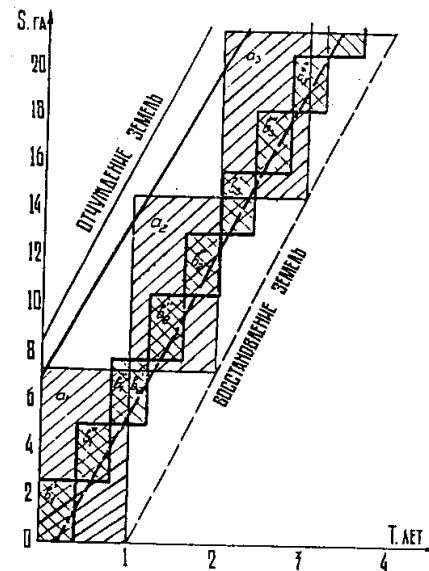


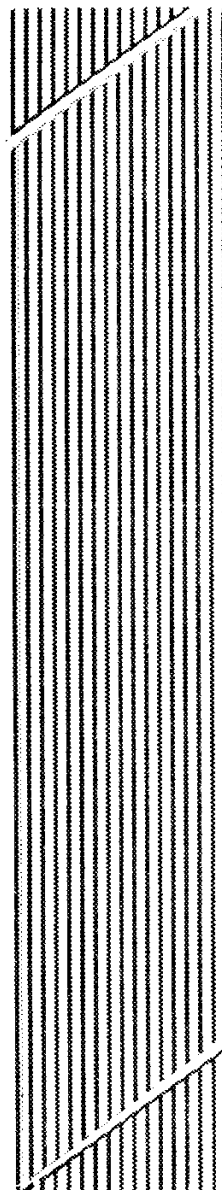
Рис. 4.18. Графики режима восстановления и отчуждения земель:

— и — — — — отчуждение земель при разработке выемочными картами и традиционным способом;

— — — — и — — — — восстановление земель при разработке выемочными картами и традиционным способом; a_1, a_2, a_3 — площадь отводимых земель при традиционном способе разработки по годам; b_1, b_2, b_3 — площадь отводимых земель при разработке выемочными картами по годам

Глава 5

ПЕРЕРАБОТКА СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА ШЕБЕНЬ



5.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

При разработке месторождений строительных горных пород для производства щебня, гравия и песка выбор схем экскавации, параметров буровзрывных работ, способа вскрытия и систем разработки в значительной степени зависят от технических требований, предъявляемых к исходному сырью, поступающему из карьера на фабрику для переработки. Технические требования к сырью определяются ассортиментом готовой продукции, используемым оборудованием, технологической схемой фабрики по переработке сырья.

К техническим требованиям, предъявляемым к исходному сырью, относятся: максимальный размер куска после подготовки скальных и полускальных пород к выемке и валунов на песчано-гравийных карьерах; максимальное содержание слабых разностей ($\sigma_{сж} < 20$ МПа) при разработке месторождений различных прочностей пород, пылевидных, илистых, глинистых частиц, глины в комках; максимальная влажность исходной горной породы.

Для предприятий по производству щебня особенностью является то, что процессы добычи и переработки связаны не только технологически, но и по своим качественным показателям — качество исходной породы в забое целиком определяет эффективность ее переработки на фабрике. Производственные мощности карьера и фабрики должны быть увязаны таким образом, чтобы потребность фабрики в исходном сырье полностью удовлетворялась с учетом потерь и отходов при дроблении, грохочении и транспортировании. Технологическая увязка между карьером и дробильно-сортировочной фабрикой заключается в соответствии максимальных размеров кусков породы и приемных отверстий дробилок, а также в обеспечении постоянства гранулометрического состава исходной горной породы, поступающей из карьера на переработку. Регулирование состава исходной горной породы может достигаться добычей сырья одновременно в нескольких забоях или селективной выемкой.

В зависимости от вида перерабатываемого сырья и требований к готовой продукции технологические схемы производства щебня включают следующие основные операции: дробление, грохочение, промывку, классификацию, обезвоживание и другие способы обогащения.

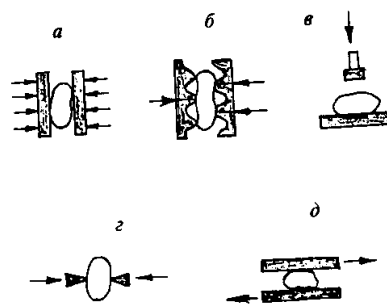
5.2. СПОСОБЫ ДРОБЛЕНИЯ И КЛАССИФИКАЦИЯ ДРОБИЛЬНЫХ МАШИН

Под способом дробления понимается вид воздействия разрушающей силы на куски дробимого материала. Известны пять основных способов дробления: раздавливание, излом, удар, раскалывание, истирание (рис. 5.1), на которых базируется все разнообразие дробильных машин (рис. 5.2).

Раздавливание. Для дробилок, применяемых при производстве щебня, на этом способе основана работа наиболее распространенных щековых и конусных дробилок и валковых дробилок с гладкой поверхностью валков.

Излом. Менее используемый способ дробления. Он частично заложен в принцип работы валковых дробилок с рифленой поверхностью валков и дробилок специального назначения.

Удар. Широко распространенный способ дробления, на основе которого созданы различные модификации и типоразмеры



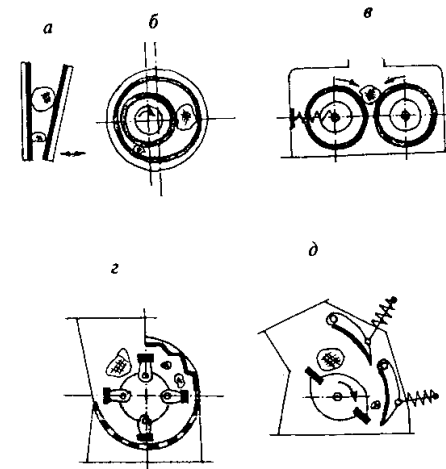
молотковых и роторных дробилок. Однако их применение ограничено прочностью дробимых пород.

Раскалывание. Дробильные машины, принцип работы которых базируется на этом способе, встречаются до-

Рис. 5.1. Методы дробления: а — раздавливание; б — излом; в — удар; г — раскалывание; д — истирание

Рис. 5.2 Принцип действия различных типов дробилок:

а — щековая; б — конусная; в — валковая; г — молотковая; д — роторная



вольно редко. Примером могут быть валковые дробилки с зубчатыми валками, которые используются для дробления хрупких пород, в частности, угля.

Истирание. Непосредственно дробильных машин, построенных на основе этого способа, не существует. Однако этот способ дробления частично наблюдается при работе короткоконусных дробилок и является основным (наряду с ударом) в принципе работы шаровых и стержневых мельниц для тонкого измельчения пород.

Необходимые для разрушения кусков породы усилия развиваются в дробильных машинах, конструкции которых обеспечивают осуществление определенного способа дробления. В условиях непрерывного процесса, вследствие неупорядоченности размещения кусков породы в рабочем пространстве дробильной машины, наблюдаются все способы дробления, но всегда главную роль играет тот способ, для реализации которого сконструирована данная машина.

Машины для дробления, применяемые на дробильно-сортировочных фабриках, по механико-конструктивным признакам и основному способу дробления, осуществляемому в них, разделяются на пять основных классов: дробилки щековые; конусные; валковые; молотковые; роторные.

5.3. ШЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

5.3.1. Принцип действия и устройство

Для производства щебня при переработке прочных горных пород на первой стадии дробления применяются, как правило, щековые дробилки. Это обусловлено двумя основными факторами: относительно большими размерами приемных отверстий дробилок и большими развиваемыми усилиями дробления, основанными на способе «раздавливание».

Принцип работы щековых дробилок заключается в следующем.

В камеру дробления, имеющую форму клина и образованную двумя щеками, из которых одна — неподвижная, а другая — подвижная, поступает порода, подлежащая дроблению. В процессе работы дробилки куски породы из-за клинообразности камеры располагаются по высоте камеры в зависимости от крупности: более крупные — сверху, менее крупные — внизу.

Подвижная щека, периодически приближаясь к неподвижной, сдавливает находящиеся в камере куски породы, которые по мере разрушения продвигаются вниз по камере под действием силы тяжести и выходят из камеры дробления, если их размер становится меньше размера выпускной щели дробильной камеры.

Промышленный выпуск щековых дробилок начался в середине XIX в., и их конструкция постоянно совершенствовалась. В мировой практике известно несколько десятков кинематических схем, на основе которых было создано множество различных типов щековых дробилок.

В настоящее время наиболее распространенными являются две кинематические схемы щековых дробилок: с простым и сложным движением щеки (рис. 5.3).

В дробилке с простым движением (рис. 5.3, а) подвижная щека 2 подвешена на неподвижную ось 8. Шатун 9 дробилки верхней головкой шарнирно соединен с приводным эксцентри-

ковым валом 4, получающим вращение от маховика 5. В нижнюю часть шатуна шарнирно упираются две распорные плиты 6, одна из которых противоположным концом упирается в нижнюю часть подвижной щеки, другая — в регулировочное устройство 7. При вращении эксцентрикового вала нижняя часть шатуна движется вверх и вниз, угол между плитами меняется, и подвижная щека получает колебательное движение.

Траектории движения верхней и нижней точек подвижной дробящей плиты и их значения в зависимости от хода S указаны на рис. 5.3, а.

Преимущества данной кинематической схемы:

- малая вертикальная составляющая хода дробящей плиты увеличивает срок службы плит;
- большая сила сжатия в верхней части камеры дробления, что очень важно при дроблении кусков породы больших размеров и прочности.

Недостатки этой кинематической схемы:

- малый ход сжатия в верхней части камеры дробления;

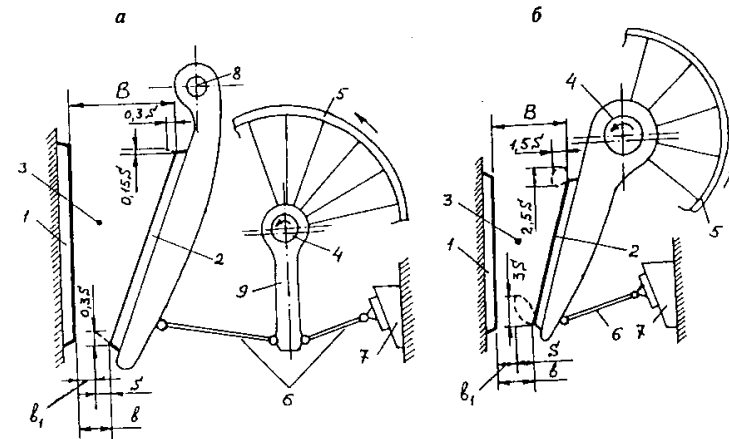


Рис. 5.3. Кинематические схемы щековых дробилок:
а — с простым движением щеки; б — со сложным движением щеки

- малые усилия захвата куска породы в верхней части камеры.

В дробилке со сложным движением (см. рис. 5.3, б) подвижная щека 2 шарнирно подвешена на эксцентричной части приводного вала 4. Низ подвижной щеки шарнирно опирается на распорную плиту 6, которая другим концом опирается на регулировочное устройство 7.

Дробилка со сложным движением щеки наиболее проста по конструкции, компактна и менее металлоемка по сравнению с дробилками других типов. У такой дробилки траектория движения подвижной щеки представляет собой замкнутую кривую. В верхней части камеры дробления эта кривая — эллипс, приближающийся к окружности, в нижней — сильно вытянутый эллипс.

Преимущество этой кинематической схемы состоит в том, что горизонтальный ход щеки в верхней части камеры дробления достаточен для интенсивного дробления, а направление движения верхних точек подвижной щеки в сторону загрузки способствует лучшему захвату куска породы.

Недостатком является то обстоятельство, что вследствие большой вертикальной составляющей хода подвижной щеки происходит интенсивное истирание камня в нижней части рабочей камеры, что приводит, во-первых, к быстрому износу дробящих плит и, во-вторых, к переизмельчению материала, на что расходуется часть мощности, потребляемой при дроблении.

Следует отметить, что дробилки с простым движением подвижной щеки могут быть с успехом применены при дроблении высокопрочных и абразивных пород, а дробилки со сложным движением подвижной щеки наиболее приспособлены для дробления пород со средней прочностью и меньшей абразивностью. Однако из-за меньшей массы и габаритных размеров дробилок со сложным движением щеки их зачастую используют и при дроблении прочных и абразивных пород, в частности, на передвижных дробильно-сортировочных установках, где указанные преимущества имеют решающее значение.

5.3.2. Расчет основных параметров щековых дробилок, их эксплуатация и контроль состояния

I. Теоретическая производительность щековых дробилок (т/ч) определяется по выражению [11]:

$$Q_T \approx 60 K_p \cdot \gamma_n \cdot L \cdot S \cdot n \cdot d_{cp} \cdot \operatorname{ctg} \alpha, \quad (5.1)$$

где K_p — коэффициент разрыхления породы; γ_n — насыпная плотность породы, т/м³; L — длина приемного отверстия дробилки, м; S — ход подвижной щеки в плоскости выходной щели [$S \approx b_1$ или $S = (0,03+0,035)B$, м; b_1 — ширина выходной щели при наибольшем сближении щек (в фазе сближения профилей), м; B — ширина приемного отверстия дробилки, м]; n — частота вращения эксцентрикового вала, мин.⁻¹, $n = 47 K_o \sqrt{\operatorname{tg} \alpha / S}$, K_o — коэффициент, учитывающий конструктивные особенности дробилок: $K_o = 0,97$ — с простым движением щеки, $K_o = 1,25$ — со сложным движением щеки; d_{cp} — средний размер куска породы в дробленом продукте, м; $\alpha = 18$ — 22° — угол захвата, град.

II. Полная расчетная производительность щековых дробилок (формула института Механобр), т/ч

$$Q_p = K_k \cdot K_{вл} \cdot K_{тв} (150 + 750 B) \cdot L \cdot b \cdot \gamma_n, \quad (5.2)$$

где K_k — поправочный коэффициент на крупность исходного материала, $K_k = 1,1 \div 0,9$ при изменении содержания класса +0,5B соответственно от 5 до 80 %; $K_{вл}$ — поправочный коэффициент на влажность исходной горной породы, $K_{вл} = 1 \div 0,65$ при изменении влажности от 4 до 11 %; $K_{тв}$ — поправочный коэффициент на твердость дробимого материала, $K_{тв} = 1,2 \div 0,9$ при изменении крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова от 5 до 20; b — ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей (при наибольшем удалении щек), $b = b_1 + S$, м.

III. Полная объемная производительность щековых дробилок, м³/ч

$$Q_o = \frac{Q_p}{\gamma_n}. \quad (5.3)$$

IV. Средний размер кусков разгружаемой (дробленной) породы, м

$$d_{cp} = b_1 + 0,5 S. \quad (5.4)$$

V. Устанавливаемая мощность двигателя дробилки (формула института Механобр), кВт

$$N_{дв} = 1,5 \cdot P \cdot L \cdot H \cdot S \cdot n, \quad (5.5)$$

где P — удельная работа дробления, кВт·ч/м³, $P = 5$ — с простым движением щеки, $P = 4,5$ — со сложным движением щеки; H — высота неподвижной щеки, зависит от ширины приемного отверстия дробилки:

B , м	0,4	0,6	0,9	1,2	1,5
H , м	1,1	2,2	2,7	3,1	3,6

Важнейшим условием правильной эксплуатации щековых дробилок, используемых, как правило, на первой стадии дробления, является равномерная подача материала в дробилку с предварительным грохочением на колосниковом грохоте. Это связано с предотвращением попадания в камеру дробления негабаритных кусков породы. Негабаритным принято считать кусок породы, максимальная крупность которого D_{max} не превышает 0,85 ширины B приемного отверстия дробилки (за рубежом более жесткие требования — $0,65B$).

Максимальная степень дробления, которую можно достичь в щековых дробилках, составляет 8. Обычно же дробилки работают при степенях дробления от 3 до 4. Для дробилок, работающих при указанных степенях, расход электроэнергии на дробление колеблется от 0,3 до 1,3 кВт·ч/т.

Техническое состояние дробилок должно обеспечивать получение дробленого материала с коэффициентом закругления K_3 до 1,7.

Размер выходной щели в щековых дробилках необходимо постоянно замерять и контролировать. Для этого штанген-циркулем или шаблоном в трех точках по длине выходной щели замеряют расстояния между вершиной рифления и противоположной впадиной дробящих плит в нижней зоне разгрузочной ще-

ли при максимальном удалении подвижной щеки от неподвижной (фаза наибольшего раскрытия).

Техническая характеристика щековых дробилок приведена в табл. 5.1.

Таблица 5.1

Показатели	Щековые дробилки							
	Со сложным движением щеки				С простым качанием щеки			
	ЩДС 1,6 × 2,5	ЩДС 2,5 × 4	ЩДС 2,5 × 9	ЩДС 4 × 9	ЩДП 6 × 9	ЩДП 9 × 12	ЩДП 12 × 15	ЩДП 15 × 21
Размеры приемного отверстия (длина × ширина), мм	169 × 250	250 × 400	250 × 900	400 × 900	600 × 900	900 × 1200	1200 × 1500	1500 × 2100
Наибольшая крупность исходного материала, мм	130	210	210	310	500	750	1000	1300
Номинальная выходная щель, мм	30	40	40	60	100	130	150	180
Диапазон изменения выходной щели, %	±15	+40 -20	±20	+30 -20	+40 -25	+35	±40	±45
Производительность на номинальной щели, м ³ /ч	3	7,8	18	30	62	180	310	600
Мощность электродвигателя, кВт	7,5	17	40	40	75	100	160	250
Масса дробилки без электродвигателя, т	1,37	2,56	8	12	20	75	145	260
Габаритные размеры, м:								
длина	0,88	1,33	1,67	2,14	2,63	5	6,4	7,5
ширина	1,07	1,25	2,1	2,14	2,28	6	6,8	7
высота	1,085	1,435	1,6	2	2,4	4	5	6

5.4. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

5.4.1. Принцип действия и устройство

Конусные дробилки являются высокопроизводительными машинами. Они широко используются при переработке самых различных горных пород на всех стадиях дробления. В зависимости от назначения конусные дробилки разделяют на дробилки для крупного дробления на первой стадии (ККД), а также среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления. Дробилки ККД используют на крупных горно-обогатительных комбинатах черной и цветной металлургии. Дробилки КСД и КМД широко используются в промышленности строительных материалов для среднего и мелкого дробления горных пород при производстве щебня.

В мировой практике за 70 лет конструирования и эксплуатации конусных дробилок создано большое разнообразие различных типов дробильных машин, в основу которых положены различные кинематические схемы.

Все отечественные дробилки КСД и КМД — это дробилки с консольным валом или, как принято их называть в мировой практике, дробилки типа «Саймонс». Кинематическая схема этого типа дробилок представлена на рис. 5.4.

Подвижной конус 2 жестко закреплен на валу 3, нижний конец которого вставлен в эксцентриковую втулку 4 таким образом, что ось вала образует с осью вращения (осью дробилки) некоторый угол α , называемый углом прецессии.

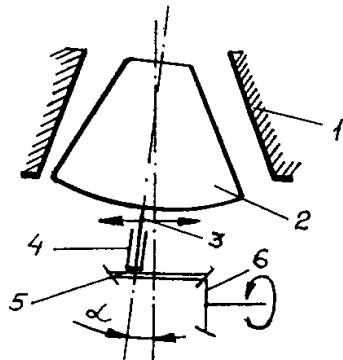


Рис. 5.4. Кинематическая схема конусных дробилок КСД и КМД:
1 — верхняя часть станины (неподвижная коническая чаша); 2 — дробящий конус; 3 — вал; 4 — эксцентриковая втулка (стакан); 5 — сферический подпятник; 6 — приводное устройство (коническая передача); α — угол прецессии

Подвижной конус опирается на сферический подпятник 5. Эксцентриковая втулка 4 получает вращение от приводного устройства 6, при этом подвижной конус получает качательное (гирационное) движение.

При работе дробилки ось вала описывает коническую поверхность, при этом образующие поверхности подвижного конуса поочередно приближаются к неподвижному конусу, а затем удаляются от него, т.е. подвижной конус 2 как бы перекачивается по неподвижному 1 (через слой материала), в результате чего этот материал (порода) непрерывно дробится (раздавливается).

В действительности подвижной конус совершает более сложное движение. При работе дробилки вхолостую силы трения в паре «эксцентриковая втулка—вал» могут оказаться больше, чем силы трения в паре «подвижной конус — сферическая опора». Тогда конус будет вовлечен во вращение вокруг своей оси в том направлении, в каком вращается эксцентриковая втулка.

В зависимости от соотношения сил трения в кинематических парах частота вращения конуса может принимать значения от нуля до частоты вращения эксцентриковой втулки. Когда же происходит дробление материала, то силы трения между материалом и конусами значительно превышают силы трения в указанных выше парах и заставляют подвижной конус вращаться вокруг собственной оси в направлении, противоположном вращению эксцентриковой втулки.

Дробилки типа КСД и КМД различаются по профилю дробящей зоны и размерами приемного отверстия и выходной щели (рис. 5.5). Дробилки типа КСД по сравнению с дробилками КМД имеют большую длину образующей подвижного конуса и значительно меньшую (в 1,5—2 раза) длину параллельной зоны. Поэтому дробилки типа КМД обычно называют короткоконусными.

У дробилок типа КСД и КМД подвижной конус совершает качания, угол отклонения которого от вертикальной оси дробилки (угол прецессии) колеблется в пределах 2—2,5°.

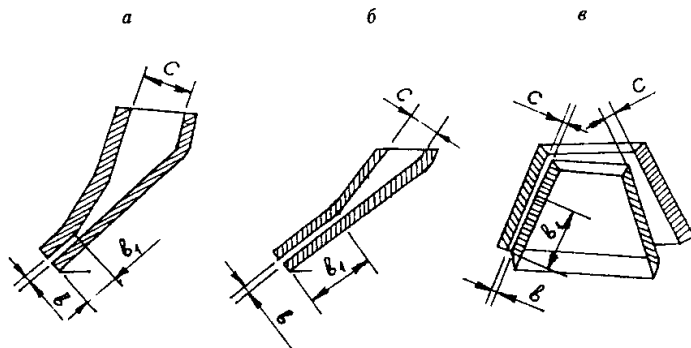


Рис. 5.5. Профили дробящих пространств:
a — для среднего грубого дробления (КСД, исполнение Гр); *b* — для среднего тонкого дробления (КСД, исполнение Т); *в* — для мелкого дробления (КМД, короткоконусные); *c* — ширина выходной щели; *b*₁ — длина параллельной зоны; *c* — ширина приемного отверстия

5.4.2. Расчет основных параметров конусных дробилок КСД и КМД, их эксплуатация и контроль состояния

I. Производительность дробилок [4], т/ч

$$Q_p = K_k \cdot K_{тв} \cdot D^2 \cdot n \cdot b \cdot \gamma_n, \quad (5.6)$$

где K_k — конструктивный коэффициент, $K_k = 0,009$ — для КСД; $K_k = (0,021 \div 0,023)$ — для КМД; $K_{тв}$ — поправочный коэффициент на твердость дробимого материала, $K_{тв} = 1,2—0,9$ — при изменении крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова от 5 до 20; D — диаметр основания подвижного конуса, м; b — ширина выходной щели на закрытой стороне (в фазе сближения профилей), мм; n — число качаний подвижного конуса, мин⁻¹; γ_n — насыпная плотность породы, т/м³.

II. Полная объемная производительность дробилок, м³/ч

$$Q_o = \frac{Q_p}{\gamma_n}. \quad (5.7)$$

III. Установленная мощность электродвигателя, кВт

$$N \approx 0,021 \cdot D^2 \cdot n.$$

IV. Ширина выходной щели на открытой стороне, мм

$$A = b + S, \quad (5.8)$$

где S — ход подвижного конуса в плоскости выходной щели, $S \approx 2r$, мм, где r — эксцентриситет вала на уровне основания подвижного конуса, мм.

V. Коэффициент закругления *

$$K_3 = \frac{d_{95}}{b}, \quad (5.9)$$

где d_{95} — размер отверстий сита, через которое проходит 95 % дробленой породы.

Основным условием правильной эксплуатации дробилок, наряду с равномерной подачей исходного материала, является распределенное поступление материала по всей площади приемного отверстия. Часто встречающиеся на практике условия подачи исходного материала по наклонным течкам приводят к односторонней загрузке рабочего объема дробилки, вследствие чего снижается производительность, неравномерно изнашиваются детали, ухудшается качество дробленого материала.

Техническое состояние дробилки должно обеспечивать коэффициент закругления K_3 для дробилок типа КСД — $2,5 \div 2,6$, для КМД — $3 \div 3,5$.

Для получения относительно равномерно дробленого материала необходимо, чтобы пределы отклонений ширины выходной щели по длине параллельной зоны были минимальными (см. рис. 5.5). Параллельная зона у дробилок мелкого дробления (короткоконусных) имеет длину, равную $1/6$, а у дробилок среднего дробления — $1/10 \div 1/12$ диаметра подвижного (дробящего) конуса.

Ширину выходной щели дробилки измеряют сжатием в ней свинцового прутка при повороте эксцентрика. Измерения проводят не менее, чем в четырех точках по периметру конуса (через 90°).

Техническая характеристика конусных дробилок среднего и мелкого дробления приведена в табл. 5.2 и 5.3.

* Графическое определение величины коэффициента закругления производится по типовым характеристикам крупности продуктов дробления (см. рис. 5.13 и 5.14).

Таблица 5.2

Показатели	Конусные дробилки среднего дробления									
	КСД-600Т	КСД-600Гр	КСД-900Гр	КСД-1200Т	КСД-1200Гр	КСД-1750Т	КСД-1750Гр	КСД-2200Т	КСД-2200Гр	КСД-2200Гр
Производительность, м ³ /ч	5—15	19—40	35—55	42—95	77—115	100—190	170—320	180—360	360—610	
Диаметр основания подвижного конуса, мм	600		900	1200		1750		2200		
Наибольший размер загружаемого материала, мм	40	60	100		150	160	200	250	300	
Размер выходной щели, мм	5—15	12—35	15—40	10—25	20—50	15—30	25—60	15—30	30—60	
Частота вращения эксцентриковой втулки, с ⁻¹	6,1		5,5		4,3			4		
Мощность электродвигателя, кВт	30		55	75		160		250		
Масса (без электродвигателя), т	5		12,5	22		50	55	100		

Таблица 5.3

Показатели	Конусные дробилки мелкого дробления					
	КМД-1200Т	КМД-1200Гр	КМД-1750Т	КМД-1750Гр	КМД-2200Т	КМД-2200Гр
Производительность, м ³ /ч	20—40	30—50	85—110	95—130	170—220	220—260
Диаметр основания подвижного конуса, мм	1200	1200	1750	1750	2200	2200
Наибольший размер загружаемого материала, мм	40	80	70	100	85	110
Частота вращения эксцентриковой втулки, с ⁻¹	4,3	4,3	4,3	4,3	4	4
Мощность электродвигателя, кВт	75	75	160	160	250	250
Масса (без электрооборудования), т	22	22	55	55	100	100

5.5. ДРОБИЛКИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

В отличие от рассмотренных выше дробилок, сжимающих кусок породы между двумя дробящими поверхностями, в дробилках ударного действия материал подвергается воздействию ударом только с одной стороны, а возникающие при этом усилия дробления уравниваются силами инерции самого куска породы. Таким образом в дробилках ударного действия дробимый материал разрушается механическим ударом, при котором кинетическая энергия движущихся тел полностью или частично переходит в энергию деформации и разрушения.

Дробилки ударного действия применяют, в основном, для измельчения малоабразивных материалов средней прочности, таких как известняк, доломит, мергель и др. При дроблении этих материалов особенно проявляется высокая эффективность дробилок ударного действия: высокая степень дробления; низкая металлоемкость; простота конструкции и удобство обслуживания; избирательность дробления; более качественный продукт по форме зерен.

По конструктивному решению дробилки ударного действия делятся на два основных типа: роторные и молотковые.

Роторные — это дробилки, имеющие массивный ротор, на котором жестко закреплены сменные била из износостойкой стали. Такие дробилки можно применять для дробления крупных кусков сравнительно прочных пород, а также на последующих стадиях дробления. В ударе по куску породы принимает участие вся масса ротора.

Молотковые — это дробилки, в которых дробление осуществляется за счет кинетической энергии отдельных молотков, шарнирно подвешенных к массивному ротору.

Принцип действия дробилок обоих типов практически одинаков и заключается в следующем. Исходный материал загружается в дробилку сверху и под действием силы тяжести сво-

бодно падает или скользит по лотку и попадает на быстро вращающийся ротор. Под действием удара рабочей поверхностью била или молотка кусок породы разрушается и отбрасывается на футеровку — отбойные плиты или колосники, образующие камеру дробления. Ударяясь о футеровку, материал дополнительно измельчается и, отражаясь, снова попадает на била или молотки ротора. Это повторяется многократно до тех пор, пока куски породы, достигнув определенной крупности, не выйдут через выходную щель или щель колосниковой решетки на разгрузку.

Таким образом, во всех дробилках ударного действия куски породы измельчаются от: удара о быстро вращающийся рабочий орган; соударения кусков между собой; удара о подвижную футеровку камеры дробления; действия центробежных сил. В молотковых дробилках часть породы разрушается истиранием при окончательном разрушении дробленого материала на колосниковой решетке.

Производительность дробилок ударного действия зависит от размеров ротора и частоты его вращения и может быть определена (в т/ч) по формуле:

$$Q = K D L n^2 / [3600 (i - 1)], \quad (5.10)$$

а мощность электродвигателей дробилок определяется по выражению, кВт:

$$N_{дв} \approx (3 \div 4) D L V, \quad (5.11)$$

где K — коэффициент, зависящий от конструкции дробилки и крепости дробимой породы, примерно равен единице; D — диаметр ротора дробилки, м; L — длина ротора дробилки, м; n — частота вращения ротора, мин⁻¹; i — степень дробления породы; V — окружная скорость молотков (бил), м/с.

В табл. 5.4 представлены технические характеристики только некоторых (из большого многообразия) дробилок ударного действия.

Таблица 5.4

Параметры	Дробилки ударного действия						
	Молотковые			Однороторные			
	М-8-6 (СМ-431)	М-10×12	М-20×30	Крупного дробления		Среднего дробления	
ДРК-16× × 12 (СМД-95)				ДРК-20× × 16 (СМД-87)	ДРС-10× × 10 (СМД-75)	ДРС-12× × 12 (СМД-94)	
Размеры ротора, мм:							
диаметр D	800	1000	2000	1600	2000	1000	1250
длина L	600	1200	3000	1200	1600	1000	1250
Наибольший размер кусков исходного материала, мм	250	300	400	900	1000	400	500
Ширина выходной щели решетки, мм	13	45	15	—	—	—	—
Зазор между билами ротора и плитами, мм	—	—	—	32—320	4—320	16—200	20—200
Частота вращения ротора, мин ⁻¹	1200	1000— 2000	500	240—340	200—300	380—900	300—600
Мощность электродвигателя, кВт	10	150	1250	160	250	125	200

5.6. ГРОХОЧЕНИЕ

5.6.1. Общие понятия, терминология, эффективность грохочения

Одной из основных операций при переработке строительных горных пород на щебень, наряду с дроблением, является грохочение. Грохочение — процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности, осуществляемый на просеивающих поверхностях (ситах, решетках и др.). Устройства для грохочения называются грохотами. Любой грохот имеет одну, две, реже три просеивающие поверхности — сита, установленные в

одном коробе. На рис. 5.6 представлены схемы односитного и двухситного грохотов.

Поток дробленой горной породы, поступающей на грохот с целью разделения его по заданному размеру крупности, называется исходным продуктом. Соответственно весь материал, прошедший через просеивающую поверхность, называется подрешетным, а не прошедший через отверстия сита, надрешетным продуктом.

Размер d наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта, также как и размер наименьших зерен надрешетного продукта, условно принимают равным величине отверстия сита l , через который производится просеивание материала, т.е. $d = l$.

Соответственно обозначают:

- подрешетный продукт — d_p ;
- надрешетный продукт — d_n .

В технологических схемах переработки строительных горных пород выделяются следующие операции грохочения: предварительное, промежуточное и контрольное или поверочное.

Предварительное грохочение применяется, как правило, в начале процесса переработки с целью выделения крупного материала, подлежащего дроблению на первой стадии. Сюда же можно отнести и ограничительные решетки, препятствующие попаданию негабаритных кусков в приемный бункер.

Промежуточные стадии грохочения необходимы для разделения потоков дробленого материала на последующие стадии дробления или грохочения.

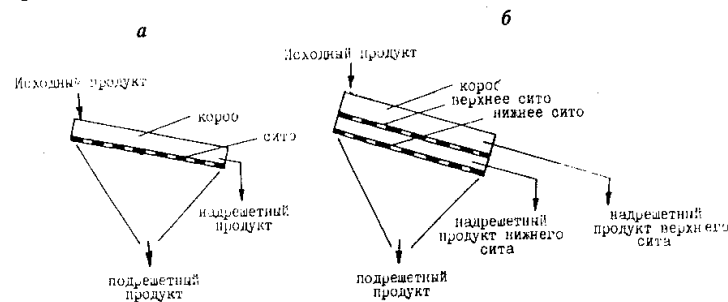


Рис. 5.6. Принципиальные схемы грохотов:
а — односитного; б — двухситного

Контрольное (поверочное) грохочение применяется как конечный процесс технологической схемы переработки с целью сортировки для выделения классов — готовых продуктов, направляемых непосредственно потребителям.

В комплексе с операциями дробления грохочение является обязательным процессом в одной из трех схем (рис. 5.7), поэтому в практике проектирования технологических схем переработки используется так называемый блочный принцип (дробилка в комплекте с грохотом).

Одним из основных показателей, характеризующих процесс грохочения, является эффективность грохочения E , которая определяется отношением (в процентах) количества нижнего класса в подрешетном продукте к количеству нижнего класса в исходном материале.

Примем обозначения:

$Q_{исх}$, Q_n , Q_p — количество, соответственно, исходного материала, надрешетного и подрешетного продуктов;

α , θ , β — содержание мелкого продукта, требующего выделения в результате грохочения, соответственно в исходном материале, надрешетном и подрешетном продуктах, %;

γ — выход подрешетного продукта, %;

E — эффективность грохочения, %.

Согласно определению эффективности грохочения запишем:

$$E = \frac{\text{масса мелкой фракции в подрешетном продукте}}{\text{масса мелкой фракции в исходном материале}} \cdot 100\%, (5.12)$$

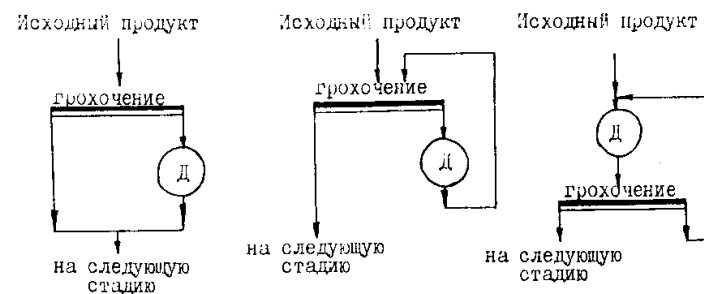


Рис. 5.7. Схемы совместной работы дробилок и грохотов

$$\text{или } E = \frac{Q_{\text{п}} \cdot \beta}{Q_{\text{исх}} \cdot \alpha} \cdot 100, \%, \quad (5.13)$$

но так как $\gamma = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_{\text{исх}}} \cdot 100, \%$, получим

$$E = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha}, \%, \quad (5.14)$$

Составим баланс по мелкой фракции:

$$\alpha Q_{\text{исх}} = \theta Q_{\text{н}} + \beta Q_{\text{п}},$$

а так как $Q_{\text{н}} = Q_{\text{исх}} - Q_{\text{п}}$, то

$$(\alpha - \theta) Q_{\text{исх}} = (\beta - \theta) Q_{\text{п}},$$

откуда $\gamma = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_{\text{исх}}} \cdot 100 = \frac{100(\alpha - \theta)}{\beta - \theta}, \%$.

Подставляя это значение γ в формулу эффективности грохочения, получим

$$E = \frac{100(\alpha - \theta)\beta}{\alpha(\beta - \theta)}, \%. \quad (5.15)$$

С достаточной для практики точностью считается, что подрешетный продукт содержит только зерна мелкой фракции (нижнего класса), т.е. $\beta=100\%$. Тогда получим выражение для определения эффективности грохочения, известное под названием формулы Луйкена—Дина:

$$E = \frac{\alpha - \theta}{\alpha(100 - \theta)} \cdot 10^4, \%. \quad (5.16)$$

При известной величине эффективности грохочения E выход подрешетного продукта определится из выражения:

$$\gamma = \frac{\alpha \cdot E}{100}, \%. \quad (5.17)$$

Пример расчета показателей грохочения

Разрабатывается песчано-гравийное месторождение с соотношением песок:гравий = 80:20%. Подача исходного сырья на переработку составляет 300 м³/ч. На стадии предварительного грохочения 10% песка остается в надрешетном продукте. Определить эффективность грохочения и выход песка в подрешетном продукте.

Решение. Определяем:

- количество песка в исходном сырье
 $Q_{\text{исх}}^{\text{песок}} = 0,8 \cdot 300 = 240 \text{ м}^3/\text{ч};$
- количество песка, остающегося в надрешетном продукте
 $Q_{\text{н}}^{\text{песок}} = 0,1 \cdot 240 = 24 \text{ м}^3/\text{ч};$
- количество подрешетного продукта
 $Q_{\text{п}} = 240 - 24 = 216 \text{ м}^3/\text{ч};$
- количество надрешетного продукта
 $Q_{\text{н}} = 300 - 216 = 84 \text{ м}^3/\text{ч};$
- содержание песка в надрешетном продукте
 $\theta = \frac{24}{84} \cdot 100 = 28,6, \%$.

Считая, что в подрешетном продукте содержится только песок, т.е. $\beta=100\%$, определяем эффективность грохочения

$$E = \frac{80 - 28,6}{80(100 - 28,6)} \cdot 10^4 = 90\%.$$

Определяем выход подрешетного продукта

$$\gamma = \frac{80 \cdot 90}{100} = 72\%.$$

Проверяем правильность расчета

$$\gamma = \frac{Q_{\text{п}}}{Q_{\text{исх}}} \cdot 100 = \frac{216}{300} \cdot 100 = 72\%.$$

В исходных данных решенного примера условно принято, что 10% песка не прогрохачивается и остается в надрешетном продукте. На практике значение этой величины зависит от способа грохочения (сухое или мокрое), типа грохота, нагрузки на грохот, грансостава исходного сырья и других причин и определяется опытным путем (рассеиванием продуктов), а в предварительных расчетах — по справочным данным через эффективность грохочения.

5.6.2. Конструкции и расчет грохотов

В практике переработки и обогащения полезных ископаемых используется большое разнообразие конструкций грохотов, основные группы которых:

- неподвижные колосниковые;

- валковые;
- барабанные вращающиеся;
- плоские качающиеся;
- полувибрационные (гирационные);
- вибрационные с прямолинейными вибрациями (быстроходные на наклонных опорах, электровибрационные, резонансные, с самобалансным вибратором);
- вибрационные с круговыми вибрациями (инерционные с простым дебалансным вибратором, самоцентрирующиеся);
- дуговые, конические и плоские грохоты для мокрого обогащения.

Большинство типов грохотов разработаны для конкретных условий грохочения различных руд черных и цветных металлов и углей и других материалов. При переработке строительных горных пород преимущественное применение имеют неподвижные колосниковые грохоты на предварительной стадии грохочения, а вибрационные грохоты (инерционные, самобалансные, реже гиационные) — на последующих стадиях, поэтому все грохоты подразделяются на неподвижные и подвижные.

Неподвижные грохоты — устройства, которые представляют собой неподвижные просеивающиеся поверхности различной формы, укрепленные на специальных рамах (колосниковые грохоты и конические гидрогохоты, используемые исключительно на предварительной стадии при разделении песчано-гравийной смеси, разрабатываемой способом гидромеханизации).

Колосниковые грохоты набираются из колосников различной формы: круглой, трапециевидной, прямоугольной, а в основном из двутавров или рельсов, устанавливаемых широкой полкой сверху. Ширину щелей между колосниками увеличивают в направлении перемещения материала для предотвращения застревания кусков породы. Перемещение материала по просеивающей поверхности происходит под действием силы тяжести, поэтому угол наклона грохота должен быть не менее 35—40°.

Колосниковые грохоты применяются для отделения крупных фракций — кусков породы с размерами 100—150 мм и выше.

Площадь решеток колосникового грохота определяется по формуле, м²:

$$F = \frac{Q_{исх} \cdot \gamma_n}{2,4 \cdot \alpha}, \quad (5.18)$$

где $Q_{исх}$ — часовая нагрузка на грохот по исходному сырью, м³/ч; γ_n — насыпная плотность исходного сырья, т/м³; α — ширина щели между колосниками, мм.

Подвижные грохоты используются в технологических схемах переработки на промежуточных и контрольных стадиях грохочения. В качестве рабочих просеивающих поверхностей этих грохотов применяют колосниковые решетки, решета, проволочные сетки и другие сита (резиновые армированные, резиновые сплошные и полиуретановые).

Колосниковые решетки изготавливают из стержней различной формы, собранных в параллельные ряды. Размер отверстий решетки определяется шириной щели в свету. Колосниковые решетки применяют для грохочения крупнокускового материала.

Решета представляют собой стальные листы с проштампованными или просверленными отверстиями, форма которых круглая, прямоугольная, квадратная. Размеры отверстий — от 10 до 80 мм. Решета изготавливают также из износостойкой резины или пластмассы.

Проволочные сетки (металлические плетеные сита) изготавливаются, как правило, из рифленой углеродистой пружинной или марганцовистой стали. Они обеспечивают наиболее высокую эффективность грохочения.

В настоящее время применяются для грохочения различных материалов резиновые и полиуретановые сита, основные преимущества которых — длительный срок службы и незабиваемость ячеек.

Из подвижных грохотов наибольшее применение получили вибрационные грохота различного типа, техническая характеристика которых приведена в табл. 5.5.

В обозначение грохотов входят три буквы и двухзначная цифра, которые означают:

- первая буква — наименование оборудования: Г — грохот;
- вторая буква — тип грохота: И — инерционный, С — самобалансный, Г — гиационный, Р — резонансный;
- третья буква — исполнение: Л — легкое, С — среднее, Т — тяжелое;

Таблица 5.5

Грохот		Размер сита, мм		Максимальная крупность кусков в питании, мм	Производительность, м ³ /ч	Амплитуда колебаний, мм	Масса, т
		Ширина	Длина				
Инерционные	Легкое	ГИЛ-32	2500	100	90	2,5	1,45
		ГИЛ-42	3750	100	100	3—3,5	3,07
		ГИЛ-43	3750	100	100	3—3,5	3,95
		ГИЛ-52	4500	150	150	2,5—3	3,46
Инерционные	Среднее	ГИС-32	3000	100	125	3	2,4
		ГИС-42	3750	100	125—250	4,5	3,25
		ГИС-52	4500	100	450	3,7	3,8
		ГИТ-32	2500	150	150	1	3,6
Инерционные	Тяжелое	ГИТ-42	3000	200	300	5:3	4,7
		ГИТ-51	3500	300	400	7:3	6
		ГИТ-52	3500	350	400	7:5:3	7,45
		ГИТ-61	4000	600	350	3	9,1
Самобалансные	Среднее	ГСС-32	3000	100	50	10	2,07
		ГСС-42	3000	100	100	8,2	2,67
		ГСС-51	4500	200	200	5	4,65
		ГСС-52	4500	150	200	4	3,65
Самобалансные	Тяжелое	ГСТ-62	4000	150	150	6	9
		ГСТ-72	6000	150	350	6	10
Гиравционные	Среднее	ГГС-32	3000	150	80	3,8	2,84
		ГГС-42	3750	150	140	4	3,1
		ГГС-42	2500	400	250	4	7,6

- первая цифра — ширину грохота (табл. 5.6);
- вторая цифра — число ярусов сит.

Таблица 5.6

Первая цифра в обозначении	2	3	4	5	6	7	8
Ширина грохота, мм	1000	1250	1500	1750	2000	2500	3000

Например: марка ГИЛ-52 означает грохот инерционный, легкий, с шириной сита 1750 мм, оборудованный двумя ярусами сит.

Длина грохота составляет, как правило, 2—2,5 его ширины.

Расчет грохотов сводится к определению производительности (нагрузки) по питанию или в определении площади просеивающих сит при известном по величине потоке материала. Для двухситных грохотов расчет проводится по верхнему и нижнему ситам.

Рабочая площадь сита определяется (в м²) из выражения:

$$F = \frac{Q}{C \cdot q \cdot K \cdot l \cdot m \cdot n \cdot v \cdot p}, \quad (5.19)$$

где Q — производительность грохота, т/ч; C — коэффициент использования поверхности сита ($C = 1$ — для верхнего сита при загрузке грохота материалом по ширине не менее 0,7 ширины сита, $C = 0,85$ — для нижнего сита при том же условии); q — удельная объемная производительность 1 м² сита с квадратными отверстиями, м³/м²·ч (табл. 5.7); K, l, m, n, v, p — поправочные коэффициенты, принимаемые по табл. 5.8.

Таблица 5.7

Размер отверстий сита, мм	м ³ /ч м ²	Размер отверстий сита, мм	м ³ /ч м ²	Размер отверстий сита, мм	м ³ /ч м ²	Размер отверстий сита, мм	м ³ /ч м ²
0,6	3,2	3,15	7	16	25,5	40	38
0,8	3,7	5	11	20	28	50	42
1,17	4,4	8	17	25	31	80	56
2	5,5	10	19	31,5	34	100	63

Таблица 5.8

Факторы, учитываемые коэффициентом и условия грохочения	Значение									
	20	30	40	50	60	70	80	90		
Содержание в питании зерен размером меньше половины отверстий сита, %	20	30	40	50	60	70	80	90		
Коэффициент <i>K</i>	0,6	0,8	1	1,2	1,4	1,6	1,8	2		
Содержание в питании зерен размером больше отверстия сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент <i>l</i>	0,94	0,97	1	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2	3,3
Эффективность грохочения <i>E</i> , %	70	80	90	92		94	96	98		
Коэффициент <i>m</i>	1,6	1,3	1	0,9		0,8	0,6	0,4		
Исходный материал	Дробленый					Песчано-гравийная масса				
Коэффициент <i>n</i>	1					1,25				
Размер отверстий сита, мм	Менее 25					Более 25				
Влажность материала	сухой		влажный			в зависимости от влажности				
Коэффициент <i>v</i>	1		0,75—1,4			0,9—1				
Размер отверстий сита, мм	Менее 25					Более 25				
Способ грохочения	сухой		с орошением			любой				
Коэффициент <i>p</i>	1		1,25—1,4			1				

Вибрационные грохота обеспечивают высокую эффективность грохочения — 90—95 %.

5.7. ПРОМЫВКА, СГУЩЕНИЕ, ОБЕЗВОЖИВАНИЕ

Из общего объема производства щебня, гравия и песка все более возрастает спрос на качественную — мытую продукцию с минимальным содержанием в ней глинистых, илистых, пылеватых частиц и органических примесей, которые ухудшают свой-

ства бетона и требуют перерасхода цемента при его приготовлении. Операцией по удалению указанных примесей является промывка, которая может осуществляться как отдельным процессом, так и совместно с другими процессами при переработке строительных горных пород. Наличие в технологическом процессе избыточного количества воды, а иногда и чрезмерного (гидромеханизированный способ разработки) требует выполнения дополнительных операций: сгущения (доведение до расчетного соотношения твердого к жидкому — Т : Ж) и обезвоживания (удаление излишней влаги).

Промывка, сгущение и обезвоживание не являются основными в технологических схемах переработки строительных горных пород, но в значительной степени влияют на качество, отпускную цену готовой продукции и на ее конкурентоспособность на рынке сбыта.

При переработке изверженных и метаморфических пород на щебень, где наличие глины может быть обусловлено несоблюдением технологии ведения горных работ в карьере, промывкой можно считать ополаскивание готовой продукции на контрольных стадиях грохочения с целью удаления пылеватых частиц, образующихся при дроблении и грохочении.

Тип промывочной машины и место операции промывки в технологических схемах дробильно-сортировочных фабрик (заводов) зависят от крупности промываемого материала и содержания глины в исходной горной породе. При переработке строительных горных пород на щебень и песок для промывки применяют барабанные, вибрационные, корытные и комбинированные мойки.

Промывку крупнокусковатого (до 250—300 мм) материала осуществляют в барабанных мойках, которые устанавливаются после первой стадии дробления. Барабанные мойки представляют собой барабан (диаметром от 1,3 до 3,7 м и длиной от 5 до 7,5 м), устанавливаемый с небольшим уклоном в сторону разгрузки материала, на выходе которого расположен грохот для отделения шлама и обезвоживания материала. В зависимости от конструкции барабана мойки подразделяются на скрубберы (сплошной барабан) и бутары (перфорированный барабан). Барабанные мойки марок С-12, СБ-12, С-387 обычно называют скруббер-бутары, так как частично поверхность барабана сплош-

ная и частично имеет перфорацию. Для промывки среднекускового материала (до 100 — 150 мм) используются мойки вибрационного типа, которые разделяются на гирационные и инерционные с поперечным и продольным расположением вибровозбудителя относительно рабочих органов, которыми могут быть барабаны, желоба, ванны или корыта со ступенчатым дном.

Процесс промывки в вибромойках отличается от промывки в машинах других типов тем, что глинистые примеси выдавливаются через отверстия промывочных органов. Производительность вибрационных моек колеблется от 25 до 70 м³/ч при крупности исходного материала 70—150 мм.

Для промывки мелкокускового материала применяются преимущественно корытные мойки, промывка в которых происходит в следующей последовательности. Щебень или гравий с глинистыми примесями загружается в рабочую полость (корыто). Вращающиеся навстречу друг другу лопастные валы интенсивно перемешивают материал и перемещают его вверх. В нижнюю часть корыта поступает осветленная вода, а в верхнюю — чистая. Диспергируемые глинистые примеси переходят в суспензию и удаляются через сливной порог. Промытый материал обезвоживается в зоне над зеркалом воды и выгружается из корыта на грохот, где он отмывается ополаскиванием от глинистых пленок, обезвоживается и после грохочения поступает на склады готовой продукции.

Техническая характеристика наиболее распространенных корытных моек представлена в табл. 5.9.

Под операцией сгущения подразумевается шламовое хозяйство дробильно-сортировочных фабрик (заводов), которое обеспечивает осаждение и консолидацию шламов, образующихся после операции промывки и обезвоживания, осветление технологической воды, пригодной для оборотного водоснабжения (концентрация твердого в оборотной воде не должна превышать 2 г/л).

Сгущение шламов с попутным осветлением воды происходит обычно в шламоотстойниках, располагаемых в выработанном пространстве карьеров. Интенсификацию процесса сгущения можно осуществлять различными аппаратами: гидроклинами, радиальными или тонкослойными сгустителями.

Таблица 5.9

Параметры	К-7	К-12	К-14
Производительность, т/ч	60, 40, 30	100	150
Максимальная крупность промывочного материала, мм	40	100	
Диаметр окружности, описываемой лопастями вала, мм	750	1200	1400
Угол установки лопастей спирали к оси вала, град.	65		
Число заходов лопастей спирали	2		
Частота вращения лопастных валов, с ⁻¹	0,5; 0,35; 0,08; 0,08	0,25; 0,2; 0,16	
Установленная мощность, кВт	40; 26; 24	55	
Габариты машины, мм:			
длина	8950	11810	11960
ширина	2840	3463	3560
высота	1000	1941	2156
Масса, т:			
без материала	10,5	23,05	28,2
с материалом и с водой	15	40	48

Операция обезвоживания при производстве щебня, гравия и песка предусматривается после их промывки. Ее цель — снижение влажности продукции для обеспечения ее несмерзаемости и возможности транспортирования ленточными конвейерами. Щебень и гравий не смерзаются при влажности до 7 %, песок — при влажности до 2,5 %. Получение конечных продуктов с такой низкой влажностью на операции обезвоживания — задача весьма трудоемкая. Поэтому окончательное обезвоживание производится естественным путем — дренированием на складах готовой продукции с выдержкой во времени от нескольких суток до 2—3 недель.

Процесс обезвоживания щебня и гравия происходит на виброгрохотах после ополаскивания на контрольных операциях грохочения, а для обеспечения конечной степени влажности 3—6 % используются виброобезвоживатели различных конструкций (например, виброобезвоживатель ВОПТ-189 конструкции ВНИПИИстромсырье) на основе электровибрационного пита-

теля 189-ПТ и др.). Для обезвоживания мелких фракций щебня (до 10 мм) и песка применяются инерционные центрифуги ИЦ-50 и ИЦ-100 производительностью соответственно 50 и 100 т/ч.

Наибольшее распространение для обезвоживания песка получили спиральные классификаторы (обезвоживатели).

На рис. 5.8 представлен спиральный классификатор с непогруженной спиралью, состоящий из наклонного корыта 4, в котором установлены один или два вала 2 со спиралью 3. Корыто установлено на раме, в верхней части которой смонтирован приводной механизм 1, включающий электродвигатель и редуктор. Сбоку корыта имеется загрузочное отверстие 6, расположенное ниже уровня пульпы в корыте. В нижнем торце корыта оборудован сливной порог, закреплен подшипник вала и смонтирован подъемный механизм спирали, приводимый в движение электродвигателем 7. В верхней части корыта в днище предусмотрено разгрузочное отверстие 5. Пульпа подается в загрузочное отверстие 6. Нормальная работа классификатора обеспечивается при соотношении Т:Ж = (1:4)+(1:6). Спокойное движение спирали создает плавное течение жидкости к сливному порогу. За время движения песчаные частицы крупнее 0,05 мм успевают осесть на дно корыта. Глинистые, илестые и пылеватые частицы вымываются из песка и сливаются через порог. Песок транспортируется вверх спиралью 3, обезвоживается и через разгрузочное отверстие 5 выгружается на конвейер. Регулируя длину зоны обезвоживания изменением угла наклона корыта или высоты сливного порога, можно изменить граничную крупность разделения и влажность песков. Таким образом спиральный классификатор на конечной стадии в технологической схеме переработки горных пород обеспечивает совокупность трех операций: собственно классификацию (с целью получения крупности песка с заданным диаметром граничного зерна); обогащение песка (удаление глинистых частиц); обезвоживание песка до влажности 16—18 %.

Техническая характеристика спиральных классификаторов приведена в табл. 5.10.

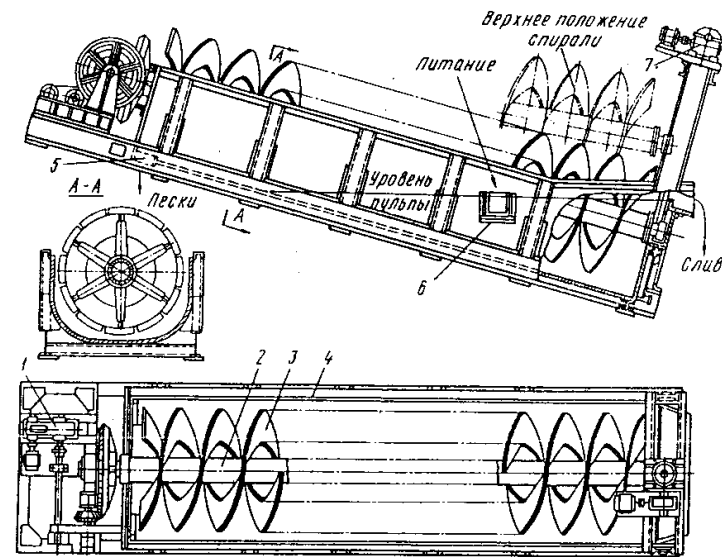


Рис 5.8. Спиральный обезвоживатель

Таблица 5.10

Классификатор	Диаметр спирали, мм	Длина ванны, мм	Частота оборотов спирали, мин ⁻¹	Производительность по песку, т/ч	Мощность электродвигателя, кВт
Односпиральный	300	3000	5,4—25	1—4,7	1
	500	4500	3,8—15,3	2,2—10	1
	750	5500	2,4—19	4,2—18,5	2,8
	1000	6500	1,6—7,6	48—66	4,5
	1500	7945	2,5—6	45—110	7
	2000	8400	4,1	175	10
Двуспиральный	2400	9185	3,5	250	10
	1200	8400	5—7	90—130	7
	1500	8230	2,6—6	90—220	14,6
	2000	8400	4,1	330	20
	2400	9065	3,5	520	20

5.8. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА ШЕБЕНЬ

В зависимости от генезиса, физико-механических свойств горных пород (прочность на сжатие, абразивность, промывистость и др.), содержания слабых разностей, наличия загрязняющих примесей, содержания каменного материала и размеров валунов в песчано-гравийной смеси все дробильно-сортировочные заводы (фабрики) подразделяются на типы и группы, представленные на рис. 5.9.

В «Нормах технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов» приведены типовые технологические схемы практически для всех типов и групп дробильно-сортировочных заводов, а также даны рекомендуемые сочетания дробилок по стадиям дробления при переработке: однородных абразивных пород (табл. 5.11); однородных малоабразивных пород (табл. 5.12); песчано-гравийной массы (табл. 5.13).

Несмотря на все многообразие технологических схем фабрик и заводов, в своей основе они построены по одному из двух принципов (рис. 5.10):

- «не транспортируй ничего лишнего» (наиболее рационален для щебеночных заводов, перерабатывающих изверженные однородные абразивные горные породы);
- «не дрови ничего лишнего» (наиболее характерен для заводов, перерабатывающих метаморфические абразивные осадочные горные породы, а также песчано-гравийную смесь для получения щебня из гравия, гальки и валунов).

Исходя из производительности дробильно-сортировочных заводов (фабрик) по номенклатуре и качеству готовой продукции, вида и крупности перерабатываемых горных пород, каждая конкретная технологическая схема требует тщательного расчета, в результате которого устанавливается тип и количество оборудования на каждой стадии переработки и уточняется или корректируется выход готовой продукции по фракциям. Данная задача может быть решена посредством расчета качественно-количественной схемы.

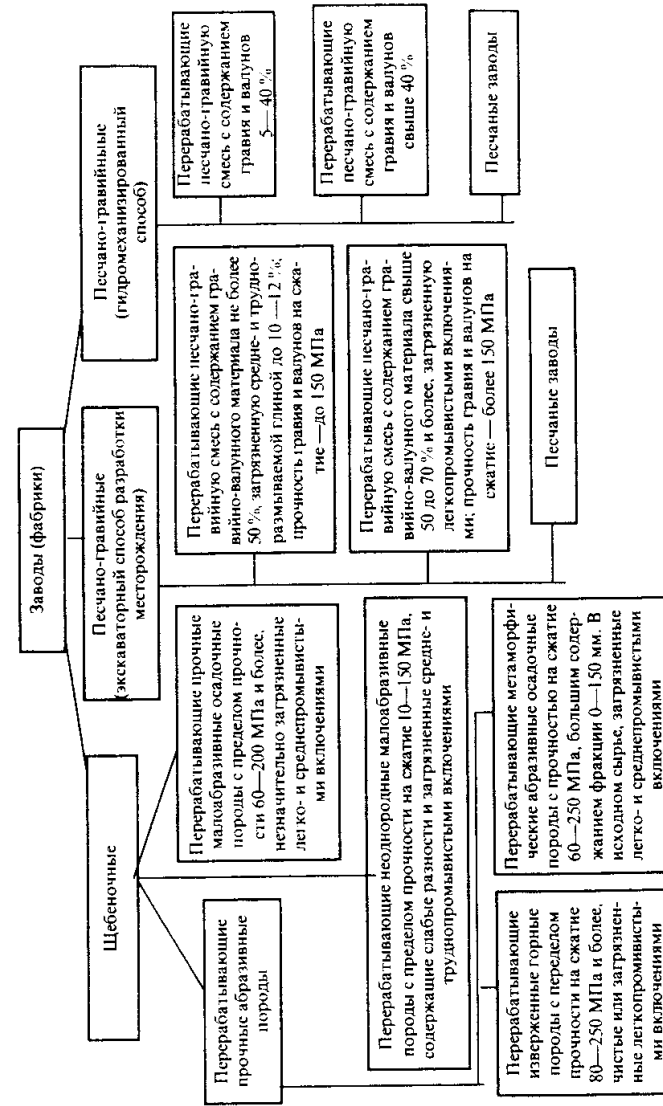


Рис. 5.9. Типы и группы заводов (фабрик) по переработке строительных горных пород

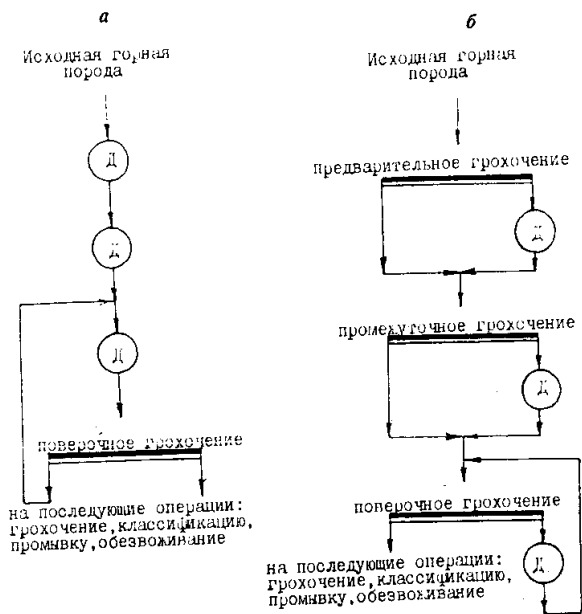


Рис. 5.10. Принципиальные схемы построения дробильно-сортировочных заводов (фабрик):
 а — «не транспортируй ничего лишнего»; б — «не дрови ничего лишнего»

Таблица 5.11

Стадии дробления		
Первая	Вторая	Третья
ЩДП-9x12 (СМД-58Б или СМД-111)	КСД-1750Гр или КСД-2200Т	КМД-1750Гр(Т)*
ЩДП-12x15 (СМД-59А или СМД-118)	КСД-2200Гр	КМД-2200Гр(Т)
ЩДП-15-21 (СМД-60А или СМД-117) или ККД-1200/150	КСД-2200Гр или КСД-3000Т	КМД-2200Гр(Т) или КМД-3000Т

* Гр(Т) — грубый (или тонкий) помол

Таблица 5.12

Стадии дробления		
Первая	Вторая	Третья
ДРК-16x12 (СМД-95); ЩДП-9x12 (СМД-58Б или СМД-111)	ДРС-10x10 (СМД-75)	ДРС-10x10 (СМД-75)
ДРК-16x12 (СМД-95); ЩДП-9x12 (СМД-58Б или СМД-111)	ДРС-10x10 (СМД-75) ДРС-12x12 (СМД-94)	—
ДРК-20x16 (СМД-87); ЩДП-12x15 (СМД-59А или СМД-118)	ДРС-10x10 (СМД-75) ДРС-12x12 (СМД-94)	ДРС-10x10 (СМД-75) или ДРС-12x12 (СМД-94)
ДРК-20x16 (СМД-87); ЩДП-12x15 (СМД-59А или СМД-118)	ДРС-10x10 (СМД-75) ДРС-12x12 (СМД-94)	—

Примечания:
 1. Двухстадийная схема дробления рекомендуется при выпуске продукции до 70 мм и выходе мелких фракций щебня до 30 %.
 2. В скобках указаны заводские индексы оборудования.

Таблица 5.13

Характеристика исходной породы		Стадии дробления		
Крупность валунов, мм	Содержание гравия, %	Первая	Вторая	Третья
До 500	До 50	ЩДС-1-6 x 9 (СМ-16Д или СМД-110) То же	КСД-1750Т (Гр)	КМД-1750Гр(Т)
До 500	Более 50	ЩДС-1-6 x 9 (СМ-16Д или СМД-110) То же	КСД-1750Т (Гр) КСД-2200Т КСД-2200Т	— КМД-1750Гр(Т) КМД-2200Гр(Т)
До 700	До 50	ЩДП-9 x 12 (СМД-58Б или СМД-111)	КСД-1750 (Гр) КСД-2200Т	КМД-1750Гр(Т) КМД-2200Гр(Т)
До 700	Более 50	ЩДП-9 x 12 (СМД-58Б или СМД-111)	КСД-1750 (Гр) КСД-2200Т	КМД-1750Гр(Т) КМД-2200Гр(Т)

Примечания:
 1. Рекомендуемые сочетания дробилок даны для технологических схем с отдельной вылачей щебня и гравия.
 2. Двухстадийная схема может применяться при выпуске щебня из гравия крупностью до 40 мм, а трехстадийная — до 20 мм.
 3. Двухстадийная схема дробления рекомендуется при выпуске продукции до 70 мм и выходе мелких фракций щебня до 30 %.
 4. В скобках указаны заводские индексы оборудования.

5.9. РАСЧЕТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА ШЕБЕНЬ

5.9.1. Методика расчета качественно-количественной схемы*

При расчете качественно-количественной схемы принимаются и определяются следующие две группы основных показателей: исходные и расчетные. Численные значения показателей первой группы устанавливаются на основании задания на проектирование, научно-исследовательских работ и практических данных. Численные значения показателей второй группы определяются в результате расчета схемы.

К исходным показателям относятся:

- производительность по готовой продукции;
- характеристики крупности исходного материала и продуктов дробления;
- общая эффективность технологических операций (табл. 5.14);
- граничные крупности разделения для операций грохочения, классификации и других;

• размеры выпускных щелей дробильного оборудования.

К расчетным показателям относятся:

- производительность по горной массе;
- масса и выход продуктов по схеме;
- выход того или иного класса крупности или марки прочности в продуктах схемы.

Все выходы выражаются в процентах либо в долях единицы от исходной горной массы и определяются по характеристикам крупности исходной горной массы, продуктов дробления, грохочения, классификации и т.д. При этом дополнительно определяются:

* По «Нормам технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов» [30].

Таблица 5.14

Наименование операции	Тип оборудования	Общая эффективность E^a , %
Предварительное грохочение перед первой стадией дробления	Неподвижный колосниковый грохот	60—70
	Инерционный грохот тяжелого типа	70—85
То же, перед второй стадией дробления	Вибрационный грохот	85—90
	Инерционный грохот	90—98
Окончательное (товарное) грохочение, грохочение в замкнутом цикле с дробилками второй и третьей стадий дробления, промывка и обезвоживание	Вибрационный грохот	90—98
	Классификация	60—70
Промывка	Спиральный классификатор	60—70
	Гидравлический классификатор	60—70
	Корытные и вибрационные промывочные машины	85—95

• коэффициент, учитывающий характеристику крупности продукта, поступающего на операцию грохочения;

• фракционная эффективность операции грохочения.

При ручном способе выполнения расчетов для нахождения фракционной эффективности операции грохочения можно пользоваться табл. 5.15 или номограммой рис. 5.11.

Методика расчета качественно-количественной схемы основана на выполнении условий материального баланса на каждой операции. Расчет технологической схемы производится по стадиям дробления (под стадией понимается операция дробления с относящейся к ней операцией грохочения). В качестве примера приводится порядок расчета качественно-количественной схемы, изображенной на рис. 5.12.

Расчет первой стадии дробления (операции I, II, III)

1. Определение выходов продуктов 2, 3, 6:

$$\gamma_2 = \gamma_1^{-150} E_1; \quad \gamma_3 = \gamma_1 - \gamma_2; \quad \gamma_6 = \gamma_3,$$

где $E_1(Ee)$ — общая эффективность операции грохочения I; l — порядковый номер операции; $\gamma^{-150}(\gamma_n^{-d}$ или $\gamma_n^{-a_l}$) — выход класса 0—150 (0— d или 0— a_l) в исходной горной массе (в продукте H схемы); H — порядковый номер продукта; a_l — размер отверстий сита грохота на операции грохочения l ; d — расчетный класс крупности.

Таблица 5.15

Остат. эффек- тивность E_n^d , %	Пределы относительной крупности в долах размера отверстий сита: $d_{\text{отв}} = d_a$																	
	-0.2		-0.4		-0.5		0.6		-0.7		-0.8		-0.9		-1			
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2		
97	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	
95	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100	
90	100	100	100	99.8	100	100	99.9	100	99.6	100	99.6	100	99.4	100	98.2	99.4	99.9	
85	100	100	100	98.9	99.9	100	97.9	99.7	99.6	100	96.5	99.2	99.9	94.4	98	99.6	100	
80	100	100	100	96.8	99.5	100	95	98.7	99	92.6	97.5	99.6	90.2	95.2	98.8	87.2	92	
75	100	100	100	93.8	98.4	99.9	91.2	96.9	99.6	88.4	94.6	98.8	85.4	91.4	97.1	82.1	87.2	
70	100	100	100	89.9	96.5	99.6	86.7	94	98.8	83.6	90.9	97.2	80.2	86.9	94.4	76.7	82.2	
65	100	100	100	85.1	93.6	98.8	81.6	90.4	97.4	78.2	86.5	94.7	74.8	82	90.7	74.6	76.8	
60	100	100	100	79.9	89.9	97.4	76.2	85.9	95	72.8	81.4	91.4	69.5	76.6	86.4	66.2	71.4	

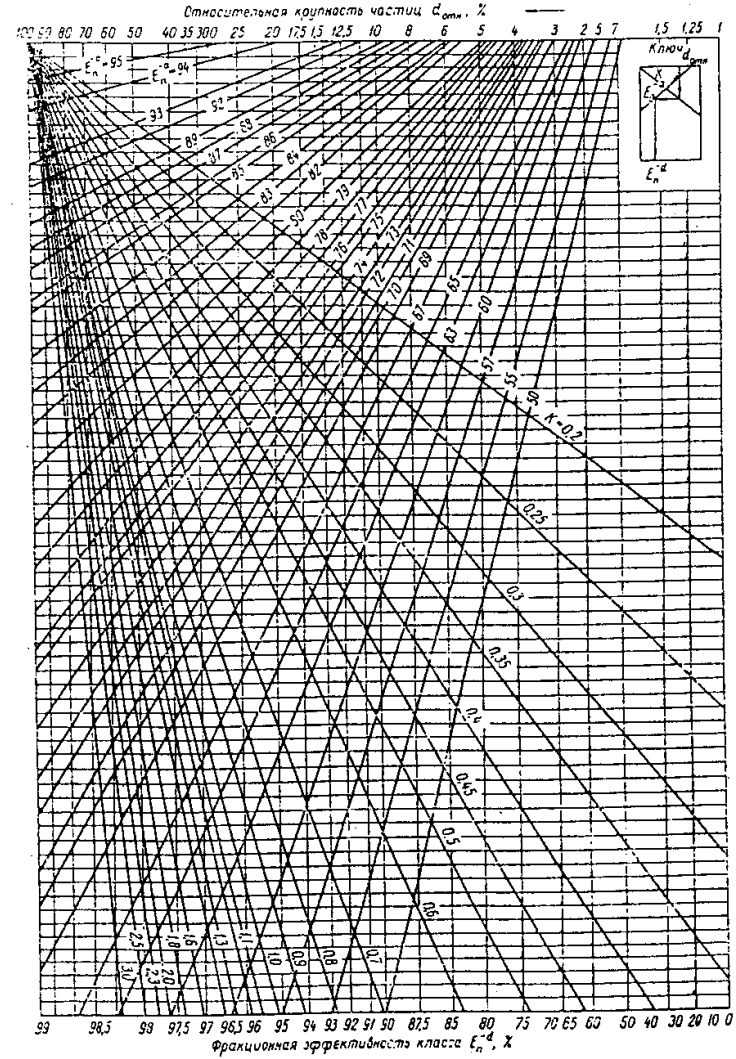


Рис. 5.11. Номограмма для расчета фракционной эффективности (по В.А. Петрову)

2. Определение фракционной эффективности операции грохочения I:

$$E_I^{-d} = 1 - (1 - E_I)(d/150)^c,$$

где $c = K_I E_I / (1 - E_I)$; $K_I = 3,322 \lg(\gamma_1^{-150} / \gamma_1^{-75})$.

3. Определение характеристик крупности продуктов 2 и 3:

$$\gamma_2^{-d} = \gamma_1^{-d} E_I^{-d}; \quad \gamma_3^{-d} = \gamma_1^{-d} - \gamma_2^{-d}.$$

4. Определение выходов продуктов 4, 5, 7:

$$\gamma_4 = \gamma_2^{-20} E_{II}; \quad \gamma_5 = \gamma_2 - \gamma_4; \quad \gamma_7 = \gamma_5 + \gamma_6 = 1 - \gamma_4.$$

5. Определение фракционной эффективности операции грохочения II:

$$E_{II}^{-d} = 1 - (1 - E_{II})(d/20)^c,$$

где $c = K_{II} E_{II} / (1 - E_{II})$; $K_{II} = 3,322 \lg(\gamma_2^{-20} / \gamma_2^{-10})$.

6. Определение характеристик крупности продуктов 5, 6, 7:

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} (1 - E_{II}^{-d}), \text{ если } d < 20;$$

$$\gamma_5^{-d} = \gamma_2^{-d} - \gamma_4, \text{ если } d \geq 20;$$

$$\gamma_6^{-d} = \gamma_3^{-d} + \gamma_3^{+i_{III}}, \quad b_{i_{III}}^{-d};$$

$$\gamma_7^{-d} = \gamma_5^{-d} + \gamma_6^{-d}, \quad d \leq 70,$$

где $i_{III}(i_e)$ — ширина разгрузочной щели дробилки на операции дробления III; $b_{i_{III}}^{-d}(b_{i_e}^{-d})$ — выход 0—d в дробленном на операции дробления III (e) продукте.

Расчет второй стадии дробления (операции IV, V и VI)

1. Определение выходов продуктов 8, 9, 12:

$$\gamma_8 = \gamma_7^{-70} E_{IV}; \quad \gamma_9 = \gamma_7 - \gamma_8;$$

$$\gamma_{12} = \gamma_9.$$

2. Определение фракционной эффективности на операции грохочения IV:

$$E_{IV}^{-d} = 1 - (1 - E_{IV})(d/70)^c,$$

где $c = K_{IV} E_{IV} / (1 - E_{IV})$; $K_{IV} = 3,322 \lg(\gamma_7^{-70} / \gamma_7^{-35})$; $d < 20$.

3. Определение характеристик крупности продуктов 8 и 9:

$$\gamma_8^{-d} = \gamma_7^{-d} E_{IV}^{-d}; \quad \gamma_9^{-d} = \gamma_7^{-d} - \gamma_8^{-d} = \gamma_7^{-d} (1 - E_{IV}^{-d}).$$

4. Определение выходов продуктов 10, 11, 13:

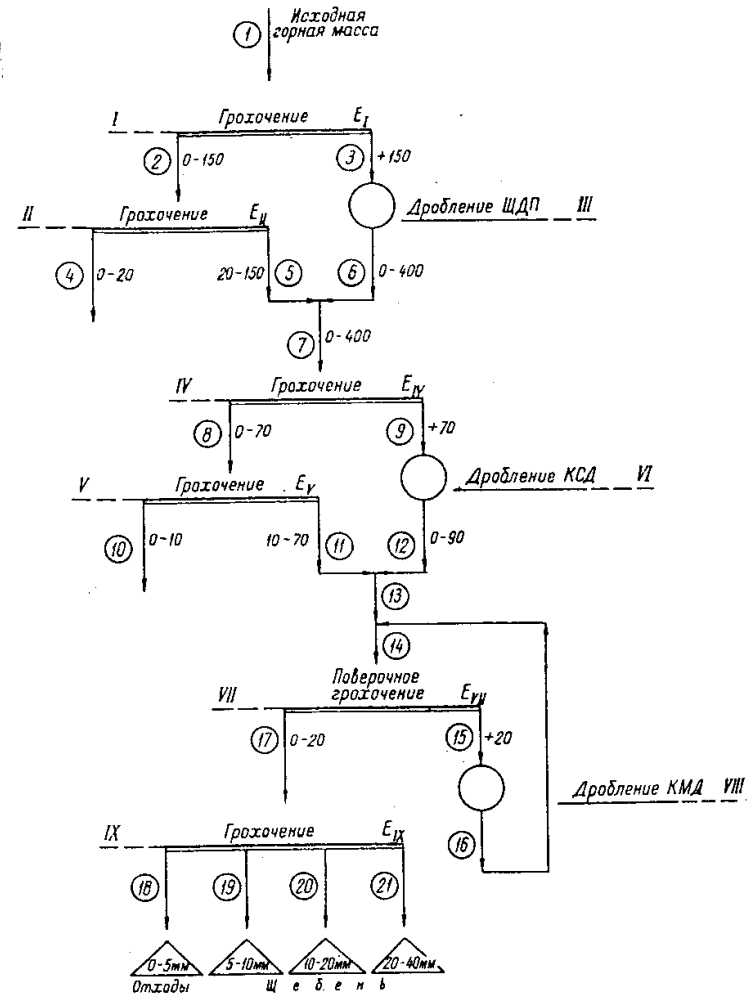


Рис. 5.12. Пример расчета качественно-количественной схемы щебеночного завода

$$\gamma_{10} = \gamma_8^{-20} E_V; \gamma_{11} = \gamma_8 - \gamma_{10};$$

$$\gamma_{13} = \gamma_{11} + \gamma_{12} = \gamma_7 - \gamma_{10} = \gamma_1 - \gamma_4 - \gamma_{10}.$$

5. Определение фракционной эффективности операции грохочения V:

$$E_V^{-d} = 1 - (1 - E_V)(d/10)^c,$$

где $c = K_V E_V / (1 - E_V)$; $K_V = 3,322 \lg(\gamma_8^{-10} / \gamma_8^{-5})$; $d < 10$.

6. Определение характеристик крупности продуктов 11, 12, 13:

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} (1 - E_V^{-d}), \text{ если } d < 10;$$

$$\gamma_{11}^{-d} = \gamma_8^{-d} - \gamma_{10}, \text{ если } d \geq 10;$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{+iv_1} b_{iv_1}^{-d}, \text{ если } d \leq iv_1;$$

$$\gamma_{12}^{-d} = \gamma_9^{-d} + \gamma_9^{+d} b_{iv_1}^{-d}, \text{ если } d > iv_1;$$

$$\gamma_{13}^{-d} = \gamma_{11}^{-d} + \gamma_{12}^{-d}.$$

Расчет третьей стадии дробления (операции VII и VIII)

1. Определение выходов продуктов 14, 15, 16, 17:

$$\gamma_{15} = \gamma_{13} - \gamma_{13}^{-d_{VII}} E_{VII} / (E_{VII} b_{i_{VII}}^{-d_{VII}});$$

$$\gamma_{14} = \gamma_{13} + \gamma_{15}; \gamma_{16} = \gamma_{15}; \gamma_{17} = \gamma_{13},$$

где значение d_{VII} определяется в зависимости от заданного ассортимента выпускаемой продукции.

2. Определение характеристики крупности продукта 17:

$$\gamma_{17}^{-d} = \gamma_{13}^{-d} + \gamma_{15} b_{i_{VII}}^{-d}; \quad d < a_{VII}.$$

Расчет операции товарной сортировки IX

1. При выпуске щебня до 40 мм ($d_{VII} = 40$):

$$\gamma_{21} = \gamma^{20-40} = \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-20} E_{IX}^{-20};$$

$$\gamma_{20} = \gamma^{10-20} = \gamma_{17} - (\gamma_{21} + \gamma_{17}^{-10} E_{IX}^{-10});$$

$$\gamma_{19} = \gamma^{5-10} = \gamma_{17} - (\gamma_{20} + \gamma_{21} + \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5});$$

$$\gamma_{\text{гот}} = \gamma^{5-10} + \gamma^{10-20} + \gamma^{20-40} = \gamma_{19} + \gamma_{20} + \gamma_{21};$$

$$\gamma_{18} = \gamma^{0-5} = \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5} = \gamma_{17} - \gamma_{\text{гот}} = \gamma_{11} - (\gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{\text{гот}})$$

2. При выпуске щебня до 20 мм ($d_{VII} = 20$ мм):

$$\gamma_{20} = \gamma^{10-20} - \gamma_{17} - \gamma_{17}^{-10} E_{IX}^{-10};$$

$$\gamma_{19} = \gamma^{5-10} = \gamma_{17}(\gamma_{20} + \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5});$$

$$\gamma_{\text{гот}} = \gamma^{10-20} + \gamma^{5-10} = \gamma_{20} + \gamma_{19};$$

$$\gamma_{18} = \gamma^{0-5} = \gamma_{17}^{-5} E_{IX}^{-5} = \gamma_{17} - \gamma_{\text{гот}} = \gamma_{11} - (\gamma_4 + \gamma_{10} + \gamma_{\text{гот}}).$$

Учитывая необходимость выбора оптимальных технологических схем и оптимальных режимов работы оборудования, большую трудоемкость выполняемых расчетов, расчет технологических схем рекомендуется выполнять с помощью электронно-вычислительной машины (ЭВМ).

Основным недостатком данной методики, на наш взгляд, является то, что после операций дробления (щековые дробилки, конусные дробилки среднего и мелкого дробления) невозможно определить конкретный выход продуктов дробления при различных выходных щелях дробилок, даже с учетом понятия «фракционной эффективности операций грохочения». Поэтому предлагается методика, отличающаяся простотой, обеспечивающая точность конечных результатов и возможность достаточно быстрого расчета технологических схем дробильно-сортировочных фабрик.

5.9.2.

Методика расчета технологических схем дробильно-сортировочных фабрик со щековыми и конусными дробилками

Исходными данными для расчетов являются:

- гранулометрический состав исходной горной породы;
- производительность дробильно-сортировочной фабрики по исходной горной породе (поступающей из карьера);
- техническая характеристика щековых и конусных дробилок;
- типовые характеристики крупности продуктов дробления по группам пород для различных типоразмеров дробилок (рис. 5.13 и 5.14).

В данной методике расчета [66] весь поток исходного материала, проходящий через последовательную цепь дробильного и грохотильного оборудования от исходной горной породы до готовой продукции, рассматривается как совокупность отдельных потоков по крупности. Интервалы крупности этих потоков выбираются в зависимости от крупности классов готовой про-

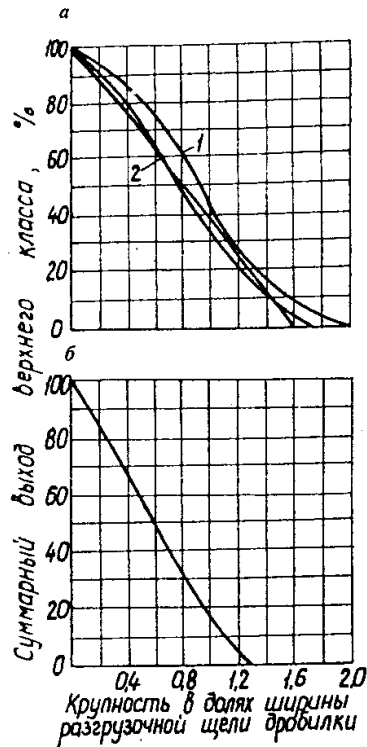


Рис. 5.13. Типовые характеристики крупности продуктов дробления щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) качанием щеки: 1 — изверженные породы; 2 — прочные известняки ($\sigma_{сж} = 60$ МПа и более)

дукции и параметров применяемого оборудования (размеров отверстий сит грохотов, размеров приемных отверстий и выпускных щелей дробилок и др.).

В качестве примера рассмотрим технологическую схему дробильно-сортировочной фабрики (рис. 5.15), согласно которой на первой стадии дробления установлена щековая дробилка типа ЩДП, на второй стадии — конусная дробилка среднего дробления КСД и на третьей стадии — конусная дробилка мелкого дробления КМД, работающая в замкнутом цикле.

Допустим, что исходная горная порода, поступающая из карьера на фабрику, имеет гранулометрический состав, приведенный в табл. 5.16.

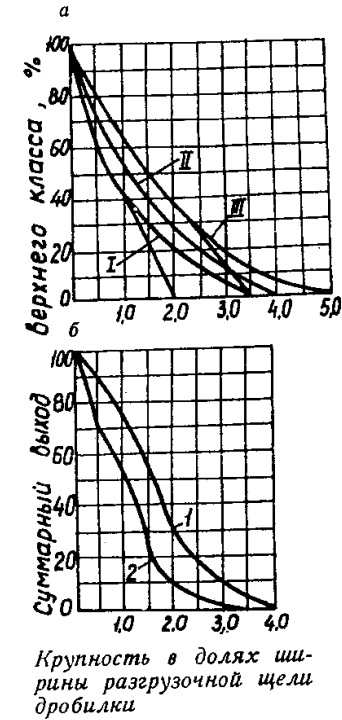
Таблица 5.16

Размер фракции, мм	0—5	5—20	20—40	40—70	70—150	150 и более (до 700)
Содержание фракции, %	35	11	5	9	14	26
Потоки по крупности	Q_1	Q_2	Q_3	Q_4	Q_5	Q_6

На первую стадию дробления поступает материал +150 мм (до 700), на вторую — +70 мм, на третью — +40 мм, а готовой продукцией является щебень двух классов крупности: 5—20 мм; 20—40 мм и отходы (песок) 0—5 мм.

Рис. 5.14. Типовые характеристики крупности продуктов дробления изверженных пород и прочных известняков в конусных дробилках:

1 — изверженные породы; 2 — прочные известняки ($\sigma_{сж} = 60$ МПа и более); I — дробилки КСД-1750Гр и КСД-2200Гр; II — дробилки КСД-1750Т и КСД-2200Т; III — дробилки КМД-1750Гр и КМД-2200Гр (а), дробилки КМД-1750Т и КМД-2200Т (б)



Графическая интерпретация расчета технологической схемы фабрики представлена на рис. 5.16. В соответствии с технологической схемой весь исходный материал $Q_{исх}$, поступающий из карьера на фабрику, представляется как совокупность шести отдельных потоков, объемы которых по классам крупности (согласно данным табл. 5.16) равны:

$$\begin{aligned}
 Q_1 &= \gamma_1 Q_{исх} = 0,35 Q_{исх}; \\
 Q_2 &= \gamma_2 Q_{исх} = 0,11 Q_{исх}; \\
 Q_3 &= \gamma_3 Q_{исх} = 0,05 Q_{исх}; \\
 Q_4 &= \gamma_4 Q_{исх} = 0,09 Q_{исх}; \\
 Q_5 &= \gamma_5 Q_{исх} = 0,14 Q_{исх}; \\
 Q_6 &= \gamma_6 Q_{исх} = 0,26 Q_{исх}.
 \end{aligned}
 \tag{5.20}$$

Надрешетный продукт крупностью +150 мм с неподвижно-го колосникового грохота (операция грохочения I на рис. 5.15 и 5.16) поступает в щековую дробилку первой стадии дробления (I дробление).

Результат первичного дробления можно представить как сумму потоков дробленого материала $Q_7—Q_{11}$, численное зна-

чение каждого из которых определяется величиной потока Q_6 и соответствующей типовой характеристикой крупности продуктов дробления.

Если бы были известны уравнения кривых в декартовой системе координат (кривые на рис. 5.13 и 5.14), то можно было бы аналитически и количественно определить выход продуктов дробления при работе дробилок. Но поскольку с достаточной степенью точности эти кривые пока еще в виде функций $y = f(x)$ не выражены, предлагается следующее.

Допустим, что для конкретного примера на первой стадии дробления в технологической схеме дробильно-сортировочной фабрики установлена щековая дробилка с простым качанием щеки, типовая характеристика крупности продуктов дробления которой приведена на рис. 5.13, а).

Если проведем прямую линию, приблизительно отображающую зависимость, выражающуюся кривой 2 (рис. 5.13, а), то она пересечет ось ординат в точке с координатами $(x_1 = 0; y_1 = 1)$, а ось абсцисс — в точке с координатами $(x_2 = 1,6; y_2 = 0)$. В общем случае отрезок оси абсцисс, отсекаемый проведенной прямой, равен произведению $b_{щ} \cdot K$ (где $b_{щ}$ — размер выпускной щели дробилки; K — коэффициент закругнения, зависящий от типоразмера дробилок и прочности дробимых пород).

Уравнение прямой, проходящей через две точки, в общем случае имеет вид:

$$\frac{x - x_1}{x_2 - x_1} = \frac{y - y_1}{y_2 - y_1} \quad (5.21)$$

Уравнение прямой, проходящей через точки A и B с координатами соответственно $(x_1 = 0; y_1 = 1)$ и $(x_2 = b_{щ}; y_2 = 0)$, будет (рис. 5.17):

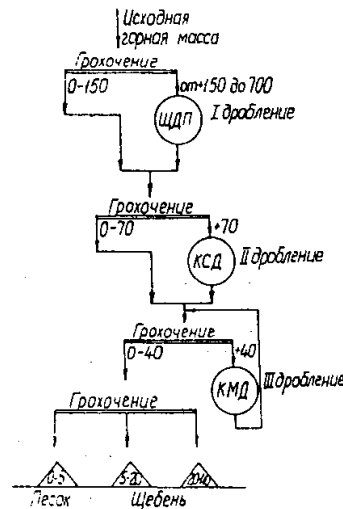


Рис. 5.15. Технологическая схема дробильно-сортировочной фабрики

$$\frac{x - 0}{b_{щ} \cdot K - 0} = \frac{y - 1}{0 - 1}, \quad (5.22)$$

поэтому $y = 1 - \frac{x}{b_{щ} \cdot K}$.

Если примем значения $x_1 = d_i$, а $x_2 = d_j$, то соответственно

$$y_1 = 1 - \frac{d_i}{b_{щ} \cdot K} \quad \text{и} \quad y_2 = 1 - \frac{d_j}{b_{щ} \cdot K}. \quad (5.23)$$

Для определения относительного содержания конкретной фракции $\gamma_{(d_i-d_j)}$ в продуктах дробления необходимо найти разность $(y_1 - y_2)$, которая равна:

$$\Delta y = y_1 - y_2 = 1 - \frac{d_i}{b_{щ} \cdot K} - 1 + \frac{d_j}{b_{щ} \cdot K} = \frac{d_j - d_i}{b_{щ} \cdot K}. \quad (5.24)$$

Поэтому $\gamma_{(d_i-d_j)} = \frac{d_j - d_i}{b_{щ} \cdot K}, \quad (5.25)$

где γ — выход дробленого продукта определенной фракции; $(d_i - d_j)$ — размер фракции, мм (0—5; 5—20; 20—40 мм и т.д.).

Например, выход фракции 5—20 мм в продуктах дробления равен:

$$\gamma_{5-20} = \frac{20 - 5}{b_{щ} \cdot K} = \frac{15}{b_{щ} \cdot K}.$$

Приняв коэффициент закругнения $K_1 = 1,6$ (см. рис. 5.13, а), точка пересечения прямой с осью абсцисс) и размер выпускной щели дробилки на первой стадии дробления $b_{щ.1} = 130$ мм, согласно выражению (5.25) определим численное значение потоков $Q_7 - Q_{11}$, которые будут равны:

- фракция 0—5 мм:

$$Q_7 = Q_6 \cdot \frac{d_5 - d_0}{b_{щ.1} \cdot K_1} = 0,26 Q_{исх} \cdot \frac{5 - 0}{130 \cdot 1,6} = 0,006 Q_{исх};$$

- фракция 5—20 мм:

$$Q_8 = 0,26 Q_{исх} \cdot \frac{20 - 5}{130 \cdot 1,6} = 0,018 Q_{исх};$$

- фракция 20—40 мм:

$$Q_9 = 0,26 Q_{исх} \cdot \frac{40 - 20}{130 \cdot 1,6} = 0,025 Q_{исх};$$

- фракция 40—70 мм:

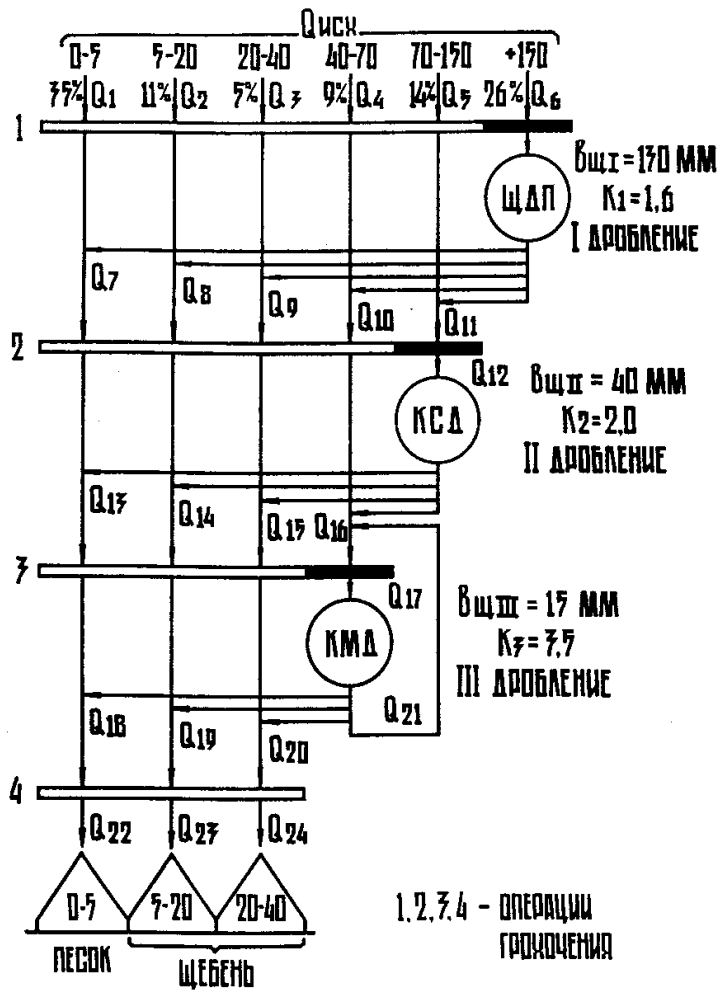


Рис. 5.16. Графическая интерпретация расчета технологической схемы дробильно-сортировочной фабрики

$$Q_{10} = 0,26 Q_{исх} \cdot \frac{70-40}{130 \cdot 1,6} = 0,037 Q_{исх};$$

- фракция 70—150 мм:

$$Q_{11} = 0,26 Q_{исх} - (Q_7 + Q_8 + Q_9 + Q_{10}) = 0,26 Q_{исх} - 0,086 Q_{исх} = 0,174 Q_{исх}.$$

После первичного дробления и операции грохочения 2 (см. рис. 5.15 и 5.16) надрешетный продукт +70 мм поступает в конусную дробилку среднего дробления как поток материала Q_{12} . Выходы продуктов этого дробления $Q_{13} - Q_{16}$ определяются аналогично расчетам по первой стадии дробления с учетом соответствующих типовых характеристик крупности продуктов дробления заданного или выбранного типоразмера дробилок.

В данном конкретном случае по кривой I на рис. 5.14, а (для дробилок КСД) устанавливается коэффициент закругления материала, который равен $K_2 = 2$ (точка пересечения прямой — касательной к кривой I — с осью абсцисс), и принимается размер выпускной щели дробилки $b_{щ2} = 40$ мм. Тогда, учитывая, что на дробилку КСД следует поток материала $Q_{12} = Q_5 + Q_{11} = 0,14 Q_{исх} + 0,174 Q_{исх} = 0,314 Q_{исх}$, определяем выходы продуктов после второй стадии дробления $Q_{13} - Q_{16}$:

- фракция 0—5 мм:

$$Q_{13} = Q_{12} \cdot \frac{5-0}{40 \cdot 2} = 0,314 Q_{исх} \cdot \frac{5}{80} = 0,019 Q_{исх}$$

- фракция 5—20 мм:

$$Q_{14} = 0,314 Q_{исх} \cdot \frac{20-5}{40 \cdot 2} = 0,058 Q_{исх}$$

- фракция 20—40 мм:

$$Q_{15} = 0,314 Q_{исх} \cdot \frac{40-20}{40 \cdot 2} =$$

$$= 0,078 Q_{исх};$$

- фракция 40—70:

$$Q_{16} = 0,314 Q_{исх} - (0,019 + 0,058 + 0,078) Q_{исх} = 0,159 Q_{исх}.$$

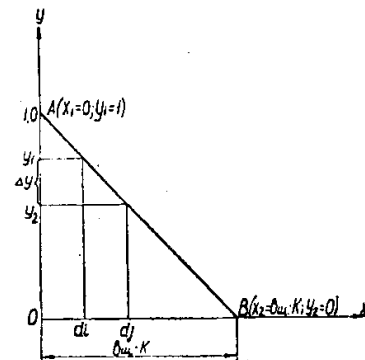


Рис. 5.17. График для определения аналитического значения выходов продуктов дробления

Примечание

Для проверки правильности произведенных расчетов после двух стадий дробления и во избежание ошибок в дальнейшем следует произвести следующие вычисления (см. рис. 5.16):

$$\begin{aligned} Q_1 + Q_7 + Q_{13} &= (0,35 + 0,006 + 0,019) Q_{исх} = 0,375 Q_{исх}; \\ Q_2 + Q_8 + Q_{14} &= (0,11 + 0,018 + 0,058) Q_{исх} = 0,186 Q_{исх}; \\ Q_3 + Q_9 + Q_{15} &= (0,05 + 0,025 + 0,078) Q_{исх} = 0,153 Q_{исх}; \\ Q_4 + Q_{10} + Q_{16} &= (0,09 + 0,037 + 0,159) Q_{исх} = \frac{0,286 Q_{исх}}{\Sigma = Q_{исх}}. \end{aligned}$$

Рассмотрим расчет третьей стадии дробления, в которой дробилка КМД работает в замкнутом цикле.

На эту стадию дробления поступает сумма потоков материала ($Q_4 + Q_{10} + Q_{16}$) и часть этого потока Q_{21} как циркуляционная нагрузка. Поэтому можно написать, что

$$Q_{17} = (Q_4 + Q_{10} + Q_{16}) + \gamma_{цирк} \cdot Q_{17}, \quad (5.26)$$

где $\gamma_{цирк}$ — относительный выход материала циркуляционной нагрузки на дробилку КМД.

Откуда общий поток материала на дробилку КМД с учетом циркуляционной нагрузки составит:

$$Q_{17} = \frac{Q_4 + Q_{10} + Q_{16}}{1 - \gamma_{цирк}}. \quad (5.27)$$

Для нахождения величины $\gamma_{цирк}$ необходимо определить относительные выходы продуктов дробления γ_{18} , γ_{19} , γ_{20} (см. рис. 5.16). Для этого по кривой III рис. 5.14, а устанавливаем коэффициент закругления материала $K_3 = 3,5$ (точка пересечения прямой — касательной к кривой III — с осью абсцисс) и принимаем размер выпускной щели дробилки КМД $b_{щ.з} = 15$ мм. Поэтому $\gamma_{18} = \frac{5-0}{15 \cdot 3,5} = 0,095$; $\gamma_{19} = \frac{20-5}{15 \cdot 3,5} = 0,286$; $\gamma_{20} = \frac{40-20}{15 \cdot 3,5} = 0,38$, а их сумма составит:

$$\gamma_{18} + \gamma_{19} + \gamma_{20} = 0,095 + 0,286 + 0,38 = 0,761.$$

Тогда $\gamma_{цирк} = \gamma_{21} = 1 - (\gamma_{18} + \gamma_{19} + \gamma_{20}) = 0,239$ или 23,9% от суммарного потока Q_{17} , поступающего на дробилку КМД с учетом циркуляционной нагрузки Q_{21} . Следовательно, величина суммарного потока Q_{17} будет равна:

$$Q_{17} = \frac{Q_4 + Q_{10} + Q_{16}}{1 - \gamma_{21}} = \frac{(0,09 + 0,037 + 0,159) Q_{исх}}{1 - 0,239} = 0,376 Q_{исх},$$

а после третьей стадии дробления потоки материала Q_{18} — Q_{21} с учетом циркуляционной нагрузки составят:

$$\begin{aligned} Q_{18} &= \gamma_{18} Q_{17} = 0,095 \cdot 0,376 Q_{исх} = 0,036 Q_{исх}; \\ Q_{19} &= \gamma_{19} Q_{17} = 0,286 \cdot 0,376 Q_{исх} = 0,107 Q_{исх}; \\ Q_{20} &= \gamma_{20} Q_{17} = 0,38 \cdot 0,376 Q_{исх} = 0,143 Q_{исх}; \\ Q_{21} &= \gamma_{21} Q_{17} = 0,239 \cdot 0,376 Q_{исх} = \frac{0,09 Q_{исх}}{\Sigma = 0,376 Q_{исх}}. \end{aligned}$$

Имеется и второй способ определения циркуляционного потока Q_{21} , предложенный В.К. Гончаруком и заключающийся в следующем: на конусную дробилку мелкого дробления, работающую в замкнутом цикле, поступает поток материала

$$(Q_4 + Q_{10} + Q_{16}) + Q_{21} = 0,286 Q_{исх} + Q_{21}.$$

После третьей стадии дробления имеем:

$$\begin{aligned} 0,286 Q_{исх} + Q_{21} &= \gamma_{18} (0,286 Q_{исх} + Q_{21}) + \gamma_{19} (0,286 Q_{исх} + Q_{21}) + \\ &+ \gamma_{20} (0,286 Q_{исх} + Q_{21}) + Q_{21} \end{aligned}$$

или

$$\begin{aligned} 0,286 Q_{исх} &= 0,095 (0,286 Q_{исх} + Q_{21}) + 0,286 (0,286 Q_{исх} + Q_{21}) + \\ &+ 0,38 (0,286 Q_{исх} + Q_{21}). \end{aligned}$$

Откуда $Q_{21} = 0,09 Q_{исх}$.

Таким образом, в результате расчета технологической схемы дробильно-сортировочной фабрики определяем объемы готовой продукции:

- отходы (песок) фракции 0—5 мм:

$$Q_{22} = Q_1 + Q_7 + Q_{13} + Q_{18} = (0,35 + 0,006 + 0,019 + 0,036) Q_{исх} = 0,411 Q_{исх};$$

- щебень фракции 5—20 мм:

$$Q_{23} = Q_2 + Q_8 + Q_{14} + Q_{19} = (0,11 + 0,018 + 0,058 + 0,107) Q_{исх} = 0,293 Q_{исх};$$

- щебень фракции 20—40 мм;

$$Q_{24} = Q_3 + Q_9 + Q_{15} + Q_{20} = (0,05 + 0,025 + 0,078 + 0,143) Q_{исх} = \frac{0,296 Q_{исх}}{\Sigma = Q_{исх}}.$$

Если в течение года дробильно-сортировочная фабрика перерабатывает 1 млн м³ исходной горной породы с заданным гранулометрическим составом (см. табл. 5.16), то при принятых выпускных щелях дробилок 130, 40 и 15 мм соответственно на первой, второй и третьей стадиях дробления получаем: 411 тыс. м³

отходов фракции 0—5 мм; 293 тыс. м³ щебня фракции 5—20 мм; 296 тыс. м³ щебня фракции 20—40 мм.

Принимая во внимание результаты расчетов технологической схемы дробильно-сортировочной фабрики, зная нагрузки потоков материала по отдельным операциям дробления и грохочения и учитывая объем исходной горной породы, поступающей из карьера на фабрику за какой-либо период времени, можно определить и комплект основного дробильного и грохотильного оборудования фабрики.

5.10. ПЕРЕДВИЖНЫЕ И СБОРНО-РАЗБОРНЫЕ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫЕ УСТАНОВКИ

Передвижные и сборно-разборные дробильно-сортировочные установки широко используются при разработке месторождений с небольшими запасами, а также в притрассовых карьерах при строительстве автомобильных и железных дорог.

Передвижные дробильно-сортировочные установки (ПДСУ) состоят из отдельных агрегатов, каждый из которых выполняет только одну технологическую операцию. Агрегаты монтируются на ходовых тележках с пневмоколесами, что допускает их транспортирование по автомобильным дорогам со скоростью до 20 км/ч. Агрегаты снабжены площадками для обслуживания и винтовыми домкратами.

Отечественной промышленностью освоен выпуск трех типовых ПДСУ: малой (12,5 т/ч), средней (20—45 м³/ч) и большой производительности (85 м³/ч).

ПДСУ малой производительности включают щековую дробилку ЩДС 2,5×4 и односитный вибрационный грохот, смонтированные на одной раме. Дробление горных пород осуществляется в одну стадию в открытом цикле, что обеспечивает получение щебня различной крупности.

ПДСУ средней производительности включают пластинчатый питатель для переработки скальных пород или лотковый питатель при переработке песчано-гравийной смеси, щековую

дробилку ЩДС 4×9, конусную дробилку КСД-600Гр, вибрационный грохот ГСС-32 и три ленточных конвейера. Для получения щебня различных фракций и песка на этих ПДСУ могут перерабатываться высокопрочные абразивные породы и песчано-гравийная смесь с гарантированным обеспечением производительности 25 м³/ч по готовой продукции.

Большое распространение при переработке пород прочностью до 300 МПа на щебень получили ПДСУ большой производительности, в частности, ПДСУ-85. Перечень агрегатов ПДСУ-85 и их основные параметры представлены в табл. 5.17 и на рис. 5.18—5.23. К основному комплекту агрегатов ПДСУ-85 дополнительно могут поставляться дизель-генератор и унифицированный агрегат управления (модуль У7810.04).

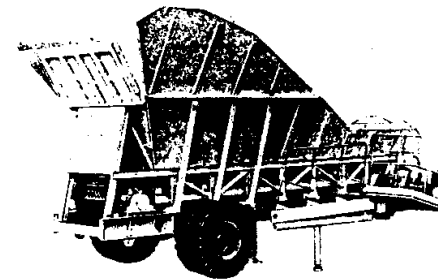
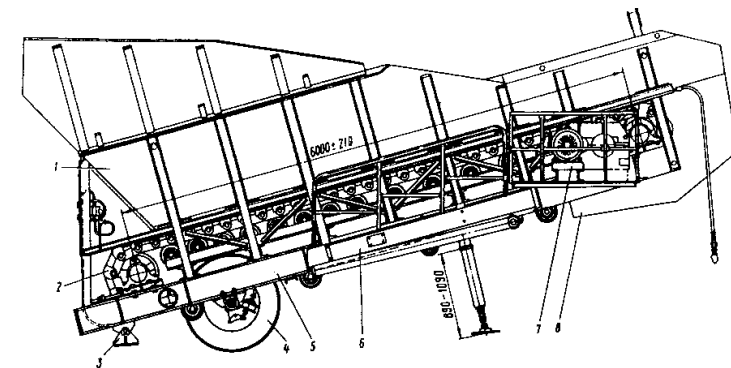


Рис. 5.18. Передвижной бункер-питатель ТК-16:
1 — бункер; 2 — пластинчатый питатель; 3 — опора; 4 — тележка; 5 — рама; 6, 8 — площадки; 7 — привод

Таблица 5.17

Наименование	Модуль	Рабочее оборудование	Основные параметры рабочего оборудования	Производительность, м ³ /ч	Максимальный размер загружаемых кусков, мм	Диапазон регулирования выходной щели, мм, не менее	Мощность электродвигателя основного привода, кВт, не более	Масса, т, не более	Габаритные размеры, мм (длина × ширина × высота)
Передвижной бункер-питатель (рис. 5.18)	ТК-16	Питатель пластинчатый	Ширина × длина 1000×6000 мм	75—130	510	—	6	16	8300 × 3040 × 4700
Агрегат крупного дробления для изверженных горных пород (рис. 5.19)	СМД-133	Дробилка щековая	Размеры приемного отверстия: ширина × длина 600 × 900 мм	45—85	510	75—130	75	30	10500 × 3500 × 4500
Агрегат среднего дробления (рис. 5.20)	СМД-131	Дробилка щековая	Размеры приемного отверстия: 250 × 900 мм	24—56	210	20—60	80	25	8440 × 2960 × 3120
Агрегат мелкого дробления (рис. 5.21)	СМД-134	Дробилка конусная	Диаметр основания дроблещего конуса — 900 мм	40—50	100	15—40	55	19	8200 × 3000 × 3500

Агрегат сортировки (рис. 5.22)	СМД-104	Грохот инерционный	Размеры просеивающей поверхности: ширина — 1500 мм; длина — 3750 мм. Число ярусов — 2	65	210	—	14	14	8700 × 3300 × 3900
Конвейер ленточный специальный (рис. 5.23)	СМД-152 (С-980А)	—	Длина — 15 м, ширина ленты — 800 мм, угол наклона до 18°	260	—	—	11	4,3	16500 × 3000 × 5500
Конвейер ленточный специальный (рис. 5.23)	СМД-151 (С-988А)	—	Длина — 15 м, ширина ленты — 650 мм, угол наклона до 18°	187	—	—	7,5	3,6	16500 × 2800 × 5500

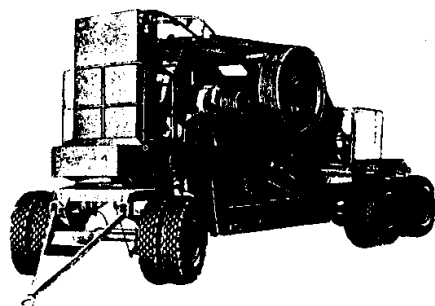
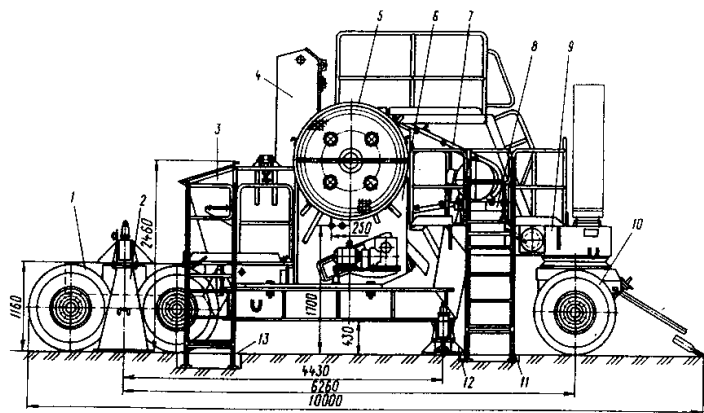


Рис. 5.19. Агрегат крупного дробления СМД-133: 1 — тележка задняя; 2, 12 — опоры; 3 — течка; 4 — бункер загрузки; 5 — ограждение; 6 — дробилка; 7 — ограждение привода; 8 — привод дробилки; 9 — рама в сборе; 10 — тележка передняя; 11, 13 — лестницы

Основной вариант компоновки технологической схемы установки ПДСУ-85 для переработки абразивных горных пород на щебень крупностью до 40 мм представлен на рис. 5.24, а технологическая схема — на рис. 5.25. При необходимости видоизменения технологической схемы установки ПДСУ-85 ее перекомпоновку можно легко и быстро провести непосредственно на площадке.

В отечественной промышленности имеется определенный опыт по созданию и эксплуатации сборно-разборных дробильно-сортировочных фабрик для переработки изверженных, осадочных и песчано-гравийных пород на щебень, гравий и песок.

Сборно-разборная установка САДЛ-И-400 предназначена для переработки горных пород с пределом прочности на сжатие до 300 МПа с выпуском щебня фракций 5—10, 10—20 и 20—40 мм

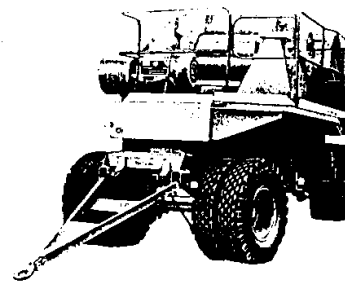
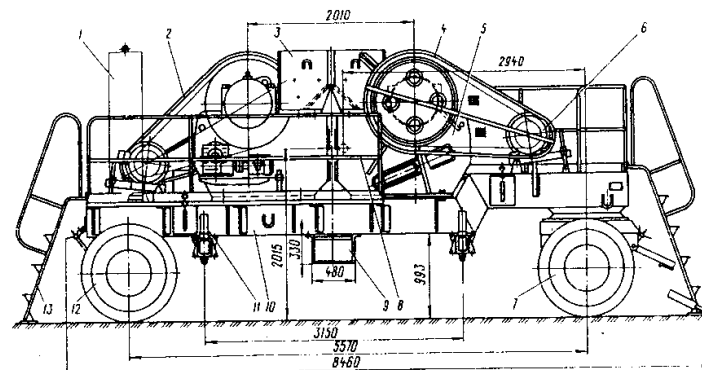


Рис. 5.20. Агрегат среднего дробления СМД-131:

1 — электрооборудование; 2 — ограждение привода правое; 3, 9 — течки; 4 — ограждение привода левое; 5 — дробилка; 6 — привод; 7 — тележка передняя; 8 — ограждение; 10 — рама; 11 — опора; 12 — тележка задняя; 13 — лестница

и песка крупностью 0,14—5 мм. Установка включает пластинчатый питатель, щековую дробилку ЩДП 9 × 12, конусную дробилку среднего дробления КСД-1750Гр, конусную дробилку мелкого дробления КМД-1750Гр, два инерционных грохота ГИС-62, спиральный классификатор ИКСМ-15, ленточные конвейеры, конвейеры-штабелеукладчики и бункер-склады.

Технологический процесс предусматривает трехстадийное дробление с замкнутым циклом на третьей стадии дробления, промывку и обезвоживание мелких фракций щебня на грохоте с одновременной сортировкой на товарные фракции при положительной температуре наружного воздуха. Отсевы дробления после промывки и сортировки мелких фракций щебня обезвоживаются в спиральном классификаторе. Режим работы установки определяется климатическими условиями района, так как оборудование устанавливается на открытых площадках.

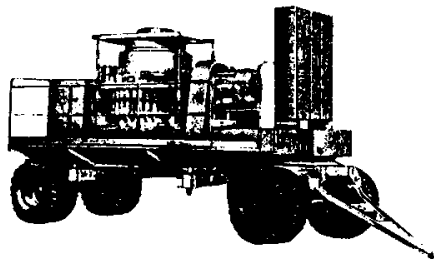
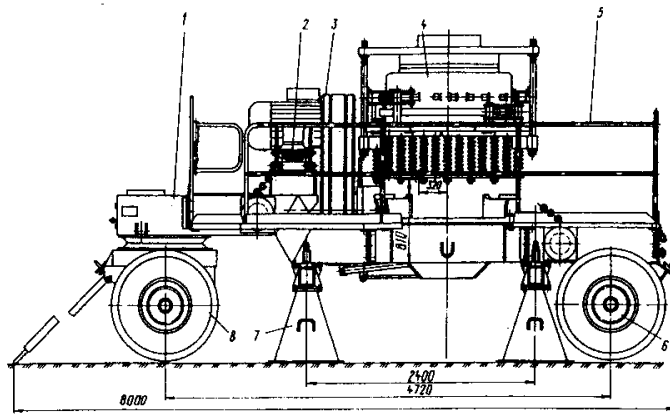


Рис. 5.21. Агрегат мелко-го дробления СМД-134:
1 — рама в сборе; 2 — привод дробилки; 3 — ограждение маховика; 4 — дробилка; 5 — ограждение; 6 — тележка задняя; 7 — опора; 8 — тележка передняя

Производительность установки САДЛ-И-400 по щебню составляет 400 тыс. м³ в год.

Сборно-разборная установка САДЛ-0-400 предназначена для переработки карбонатных пород различной прочности для получения щебня крупностью менее 40 мм и песка из отсевов. Максимально допустимый размер куска в исходной горной породе составляет 700 мм. Производительность ее по готовой продукции — не менее 450 тыс. м³ в год.

В установке САДЛ-0-400 дробление карбонатных пород осуществляется только роторными дробилками (на первой стадии дробления установлена дробилка ДРК-16 × 12, на второй — ДРК-12 × 10, на третьей — ДРК-10 × 10).

Режим работы установки САДЛ-0-400 также определяется климатическими условиями, так как оборудование ее устанавливается на открытой площадке.

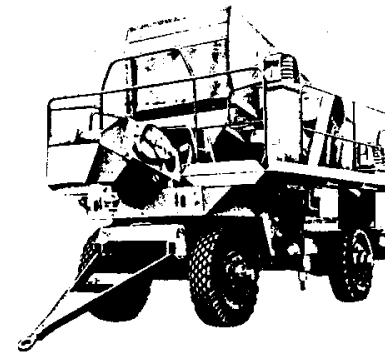
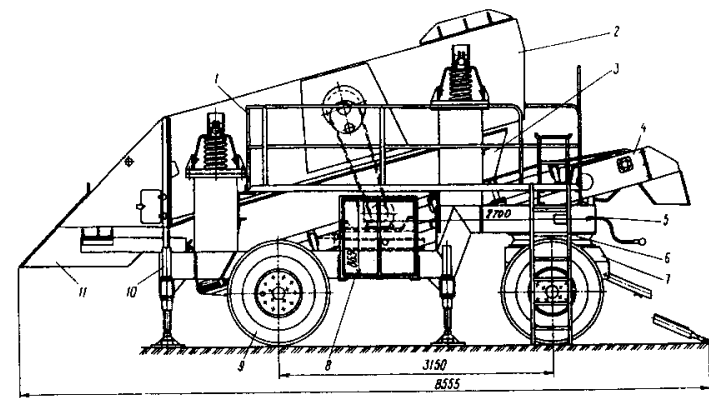


Рис. 5.22. Агрегат сортировки СМД-104:
1 — ограждение; 2 — грохот; 3 — бункер; 4 — транспортер; 5 — рама; 6 — лестница; 7 — тележка передняя; 8 — электрооборудование; 9 — тележка задняя; 10 — опора; 11 — течка

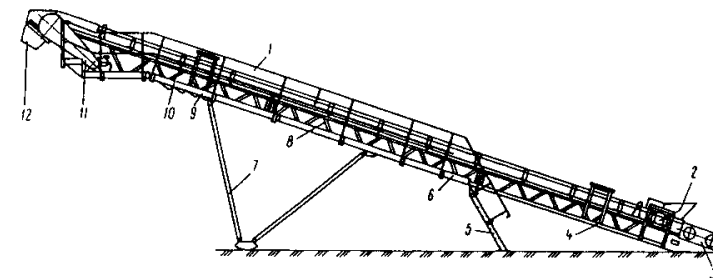


Рис. 5.23. Конвейер СМД-151, СМД-152:
1 — ограждение; 2 — загрузочное устройство; 3 — натяжное устройство; 4, 8, 10 — секции; 5 — лестница; 6, 9 — площадки; 7 — опора; 11 — привод; 12 — течка

Глава 6

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО СТЕНОГОГО КАМНЯ

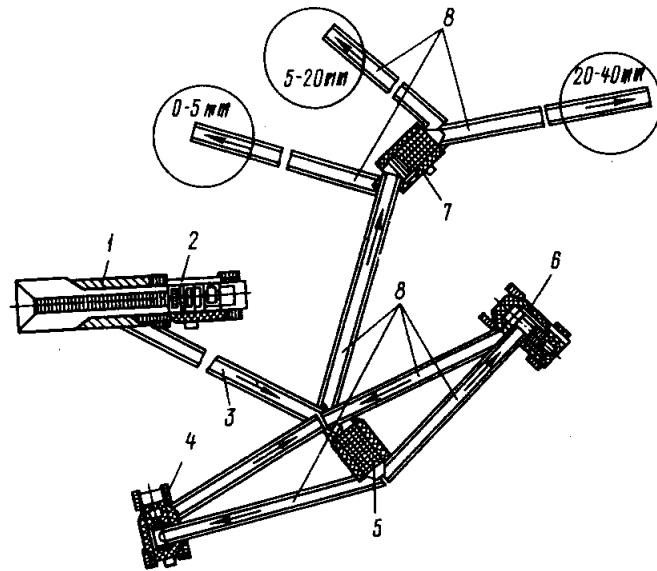


Рис. 5.24. Вариант компоновки технологической схемы установки ПДСУ-85:
1 — пластинчатый питатель ТК-16; 2 — агрегат первичного дробления СМД-133; 3 — конвейер СМД-152; 4 — агрегат мелкого дробления СМД-134; 5, 7 — сортировочные агрегаты СМД-104; 6 — агрегат среднего дробления СМД-131; 8 — конвейер СМД-151

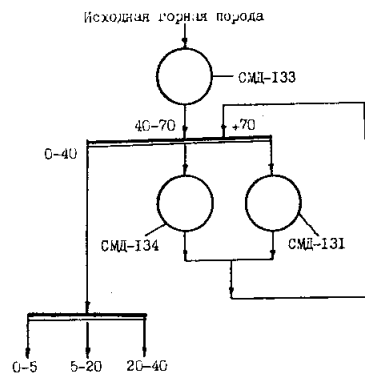
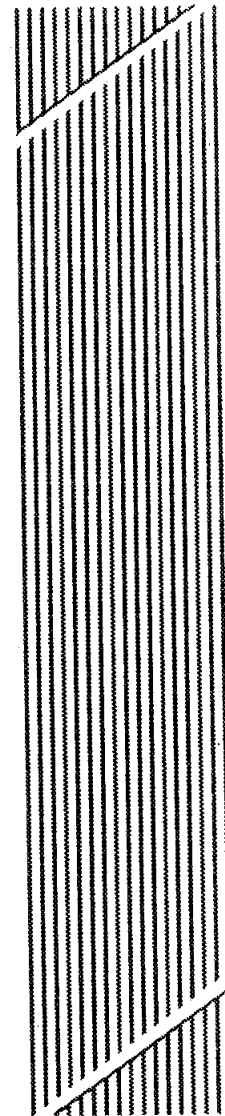


Рис. 5.25. Технологическая схема ПДСУ-85



6.1. ВИДЫ ПРИРОДНОГО СТЕНОВОГО КАМНЯ И ТРЕБОВАНИЯ К ЕГО КАЧЕСТВУ

В промышленности под стеновым камнем подразумевают такие строительные горные породы (известняки, плотные мергели, туфы, опоки, гипсы и др.), которые обладают достаточной прочностью и долговечностью и поддаются распиливанию неабразивными режущими рабочими инструментами (дисковыми пилами, барами, кольцевыми фрезами).

Продукция (штучные стеновые камни и стеновые блоки), получаемая путем выпиливания камнерезными машинами непосредственно в забое и имеющая заданную форму и размеры, называется пиленой.

Камень, применяемый в качестве стенового материала, должен обладать определенными физико-механическими и теплофизическими качествами, обеспечивающими прочность, стойкость и санитарно-гигиенические условия зданий и сооружений.

Для производства стенового материала пригодны месторождения со средней прочностью камня 0,4–40 МПа (предел прочности при сжатии).

Для известняков рассматриваются два значения предельной прочности при сжатии: перпендикулярно и параллельно напластованию. Как правило, первая на 15–20 % (иногда и более) выше, чем вторая. Поэтому рекомендуется укладывать камень в стену так, чтобы максимально использовать его прочностную характеристику.

Штучные стеновые камни, применяемые для кладки стен, перегородок и других частей зданий и сооружений, подразделяются на 14 марок: 4, 7, 10, 15, 25, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 200, 300 и 400, что соответствует пределу прочности при сжатии (среднее значение для 10 образцов). Пористые известняки-ракушечники могут иметь марки от 4 до 50, плотные известняки — от 50 до 150, а туфы — от 50 до 400. Штучные стеновые камни выпиливают из горных пород плотностью не более 2100 кг/м³ (в отдельных случаях для возведения фундаментов или внут-

ренных стен допускается применение камня плотностью до 2300 кг/м³). Масса одного камня должна быть не более 40 кг.

По размерам штучные стеновые камни изготавливаются трех типов (табл. 6.1). Для удобства кладки, помимо камней, указанных в таблице, выпиливаются неполномерные доборочные камни длиной, равной 1/2 и 3/4 табличной.

Таблица 6.1

Типы камней	Размеры камня, мм			Объем одного камня, м ³	Справочное количество камней в 1 м ³ , шт.
	Длина	Ширина	Высота		
Полномерные					
1	390	190	188	0,0141	71
2	490	240	188	0,0223	45
3	390	190	288	0,0215	47

Количество неполномерных или доборочных камней не должно превышать 10 % от объема поставляемой партии.

С целью улучшения качества предусматривается производство штучного стенового камня двух сортов. Для лицевой кладки рекомендуется применять камень I сорта, для кладки стен и перегородок под штукатурку — II сорта.

Для отнесения камня к тому или иному сорту установлены определенные требования к их геометрическим размерам и внешнему виду.

Геометрические размеры камня определяются по эталону (рис. 6.1, а). Допуски по размерам могут иметь отклонения, мм:

	По длине	По ширине	По высоте
I сорт	±8	±5	±5
II сорт	±12	±8	±5

Основными причинами, вызывающими дефекты при добыче штучных стеновых пиленых камней, являются следующие.

Недопил и отбитые углы (рис. 6.2). После оконтуривания камня поперечными и горизонтальными пропилами он отделяется от массива тыльной пилой 1. При этом на задней грани камня остается уменьшающаяся перемычка 2, связывающая камень с массивом. Когда площадь поперечного сечения перемычки становится меньше, чем предельная для сопротивления вертикальной составляющей веса камня (Р), последний обрывает-

ся, образуя либо скол, либо нарост угла (см. рис. 6.1, б). Чтобы избежать этого, следует выбирать такую скорость резания, при которой часть штыба оставалась бы в зарубочной щели и создавала опору для камня. При ручном сбрасывании стеновых камней их углы скалываются. При механизированном съеме камня количество сколотых углов уменьшается более чем в 2 раза. Число этих дефектов допускается для камней I сорта — 2 при величине скола 20 мм, а для II сорта, соответственно — 4 и 50 мм.

Недопил грани (см. рис. 6.1, в) возникает только в том случае, если диаметр отрезной пилы меньше предусмотренного конструкции машины. ГОСТом этот дефект не допускается.

Скол ребра грани (рис. 6.1, г) образуется при повышенной подаче на зубок; последний при выходе из линии пропила выбивает часть тела камня. Оптимальной подачей на зуб является 1,2—1,5 мм. Допускаемое число этих дефектов для стеновых камней I сорта — 2 при длине и ширине 20 мм; для II сорта — 4 при 60 мм.

Подрез грани камня (см. рис. 6.1, д) является следствием плохой регулировки отрезной пилы по отношению к горизонтальной. Допускается не более одного подреза при длине угла для I сорта 40 мм, II сорта — 100 мм.

Помимо штучного стенового камня правильной формы, регламентируемого ГОСТом, производится также стеновой грубооколотый камень размерами 330 × 230 × (330÷550) мм, требования к качеству которого определяются техническими условиями.

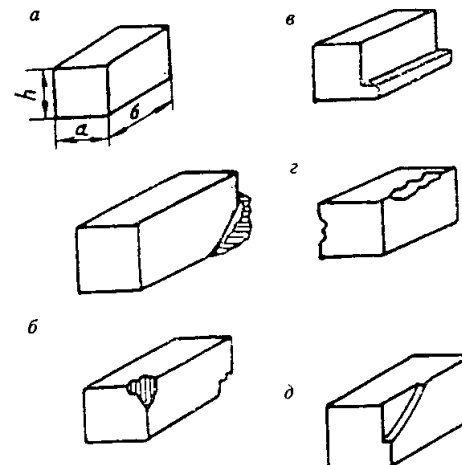


Рис. 6.1. Дефекты, возникающие при вырезке стеновых камней:
а — эталон; б — недопил и отбитые углы; в — недопил грани; г — скол ребра грани; д — подрез грани; а, б, h — соответственно ширина, длина и высота камня

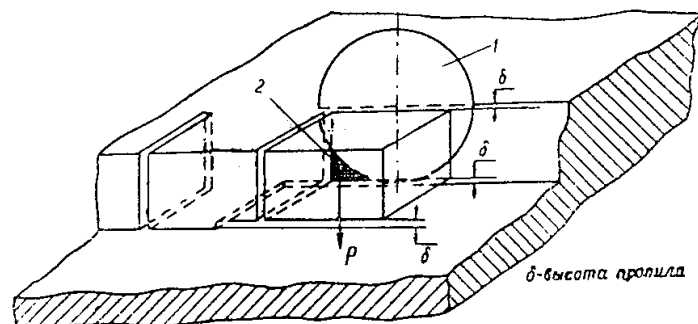


Рис. 6.2. Схема возникновения скола угла камня:
1 — тыльная пила; 2 — перемычка

Несмотря на высокую экономическую эффективность пиленых штучных стеновых камней, им присущи существенные недостатки, характерные для всякой мелкоштучной продукции, а именно — требование ручной кладки. С целью получения крупноразмерных строительных элементов, позволяющих механизировать процесс строительства при возведении зданий и сооружений, следует организовать добычу крупных стеновых блоков объемом 0,18—1,5 м³, выпиливаемых из массива горных пород (известняков, туфов, опок и др.) или предварительно добытых блоков-заготовок.

Стеновые блоки по назначению подразделяются на типы: Д — стеновые блоки для кладки при двухрядной разрезке стен зданий и сооружений; Б — стеновые блоки для кладки при многорядной разрезке стен зданий и сооружений. Они должны иметь форму прямоугольного параллелепипеда в соответствии с рис. 6.3.

Конструктивно блоки типа Д выполняются с прямоугольными пазами на торцевых вертикальных гранях по оси симметрии блоков. Площадь поперечного сечения паза равна $8 \times 14 = 112 \text{ см}^2$. В полость, образуемую пазами, заливается кладочный раствор с применением вертикального металлического армирования. Блоки типа Б выполняются без пазов.

Условное обозначение блока должно состоять из обозначения типа стенового блока, геометрических размеров в санти-

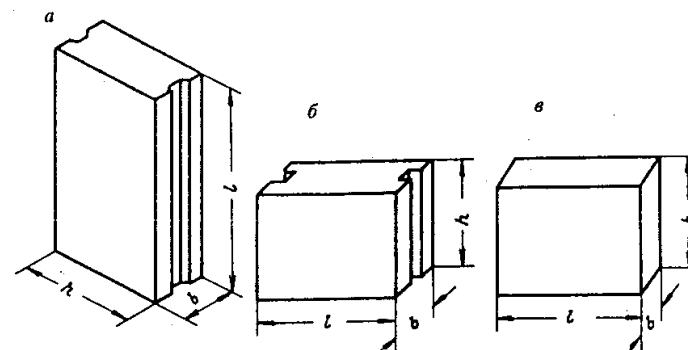


Рис. 6.3. Типы крупных стеновых блоков:
а, б — блоки типа Д; в — блоки типа Б

метрах, разделенных знаком умножения, характеристики по применению блоков в наружных (Н) и внутренних (В) стенах, в фундаментах (Ф), обозначаемой прописной буквой, марки материала блока по прочности на сжатие в кгс/см² (Мпа), обозначаемой цифрами, и обозначения стандарта.

Пример условного обозначения блока типа Д высотой 236, шириной 82 и толщиной 40 см для наружных стен, марки по прочности на сжатие 50:

Д236 × 82 × 40 Н50 ГОСТ 15884—85.

То же, блока типа Б высотой 82, шириной 98 и толщиной 30 см, для внутренних стен, марка по прочности на сжатие 75:

Б82 × 98 × 30 В75 ГОСТ 15884—85.

Основные размеры стеновых блоков должны соответствовать указанным в табл. 6.2.

Таблица 6.2

Типы блоков	l	h	b
Д	236, 286	82, 100	40, 50
Б	40, 48, 78, 98, 105, 118, 128, 148, 178, 198	38, 78, 82, 100	30, 40, 50

Примечание. Выпуск стеновых блоков других размеров допускается по согласованию с потребителем и транспортными организациями по разрешению Госстроя.

Крупные стеновые блоки в зависимости от прочности при сжатии подразделяются на марки, указанные в табл. 6.3.

Таблица 6.3

Марка блока по прочности на сжатие	Прочность на сжатие, МПа (кгс/см ²), не менее	
	средняя (из пяти образцов)	наименьшая для отдельного образца
25	2,5 (25)	1,5 (15)
35	3,5 (35)	2,5 (25)
50	5 (50)	3,5 (35)
75	7,5 (75)	5 (50)
100	10 (100)	7,5 (75)
125	12,5 (125)	10 (100)
150	15 (150)	12,5 (125)
200	20 (200)	15 (150)
250	25 (250)	20 (200)
300	30 (300)	25 (250)
400	40 (400)	30 (300)

Физико-механические показатели горных пород, из которых изготавливаются крупные стеновые блоки, должны удовлетворять следующим требованиям:

— средняя плотность (объемная масса), кг/м ³ , не более.....	2100
— водопоглощение, %, не более:	
для туфов и опок.....	50
для остальных пород.....	30
— коэффициент размягчения, не менее.....	0,6
— морозостойкость, циклы, не менее:	
для наружных стен, фундаментов и стен подвалов.....	15
для внутренних стен.....	не регламентируется

При соответствующем технико-экономическом обосновании морозостойкость стеновых блоков может быть менее 15 циклов, если долговечность стен для местных климатических условий подтверждена многолетним опытом эксплуатации.

Для устройства внутренних стен зданий, фундаментов и стен подвалов допускается изготовление стеновых блоков из горных пород со средней плотностью более 2100 кг/см³.

Допускаемые отклонения от номинальных размеров и показателей внешнего вида стеновых блоков не должны превышать значений, указанных в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Наименование показателя	Норма
Отклонение фактических размеров от номинальных, мм, не более:	
по высоте	±10
по ширине	+7; -10
по толщине	±8
Отклонение от перпендикулярности граней (просвет под угольником), мм, не более	6
Отклонение от плоскостности граней, мм, не более	6
Число отбитых углов на одной грани камня, не более:	2
для наружных стен	Не регламентируется
для внутренних стен, фундаментов и стен подвалов	
Длина скола ребер поврежденного угла не должна превышать значений, мм:	
для наружных стен	40
для внутренних стен, фундаментов и стен подвалов	50
Скол одного ребра, мм, не более:	
для наружных стен	60
для внутренних стен, фундаментов и стен подвалов	100
Примечание. Угол не считается отбитым, если скол по одному из ребер менее 1/3 установленного допуска.	

В связи с тем, что стены из крупных блоков не подвергаются штукатурке, лицевая поверхность их должна иметь однородную структуру без резких пятен и полос.

Следует отметить, что торцевые грани блоков должны быть тщательно очищены от пыли и штыба, впрессовывающихся в поверхность грани на глубину до 1,2 мм в процессе выпиливания их из массива горных пород, так как при применении неочищенных блоков нормальное сцепление их с раствором близко к нулю. После очистки торцевых граней блоков металлическими щетками и при отмывке их водой нормальное сцепление в кладке составляет 0,18—0,3 МПа, что отвечает условиям строительства.

Приведенная номенклатура стеновых блоков (см. табл. 6.2) предназначена для двухрядной и многорядной разрезки стен

(рис. 6.4) и соответствует следующим условиям: для жилищного строительства при высоте этажа (от пола до пола) — 2,8 м, для гражданских зданий — 3,3÷3,6 м, для производственных зданий — без ограничений при многорядной разрезке стен.

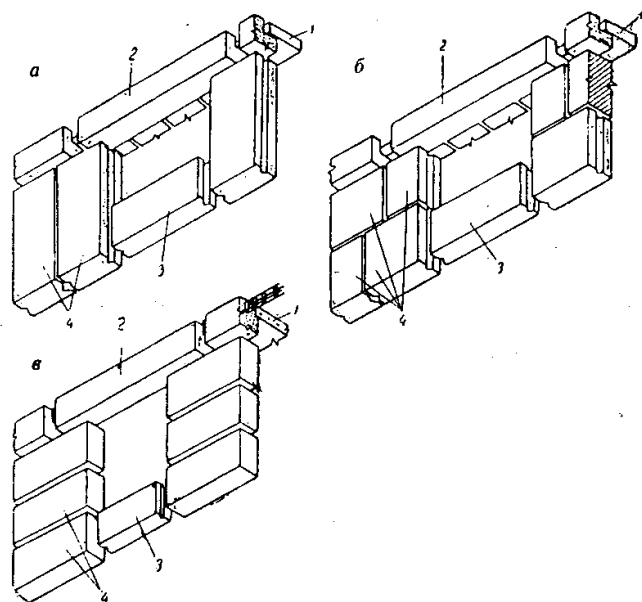


Рис. 6.4. Фрагмент наружной стены из крупных блоков:
a — при двухрядной разрезке; *б* — при трехрядной разрезке; *в* — при четырехрядной разрезке; 1 — панель перекрытия; 2 — перемычный блок; 3 — подоконный блок; 4 — простеночные блоки

6.2. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО СТЕНОВОГО КАМНЯ

Месторождения стенового камня, как правило, имеют незначительную мощность вскрышных пород и другие благоприятные горно-геологические условия. Поэтому они разрабатываются открытым способом.

Производство пиленых стеновых материалов из природного камня имеет следующие специфические особенности:

- малая высота уступов 0,41—3 м;
- необходимость соблюдения размеров и направления уступов с миллиметровой точностью;
- необходимость сохранения физико-механических свойств и декоративных качеств разрабатываемых пород и получения определенных размеров и формы камня;
- применение для вырезки камня специальных машин и методов, позволяющих получить продукцию заданных размеров;
- необходимость выдерживания готовой продукции на специальных площадках для удаления влаги;
- небольшая мощность полезного ископаемого и незначительный объем вскрышных работ;
- невозможность применения одних и тех же типов машин на добычных и вскрышных работах;
- противопоказанность применения буровзрывных работ, исключающих возможность получения продукции заданной геометрической формы;
- большое разнообразие методов вырезки камня из массива;
- сравнительно небольшой выход готовой продукции из массива (25—65 %) и необходимость разделения в забое продукции и отходов;
- возможность и необходимость использования отходов камнепиления.

Перечисленные особенности требуют соблюдения прямолинейности разрабатываемых слоев камня, обеспечения правильной формы добываемой продукции во всех направлениях. Выемке каждого последующего слоя должно предшествовать проведение разрезной и фланговых траншей, которые следует проводить по простиранию продольных и поперечных трещин.

При разработке месторождений природного стенового камня различные виды пород и их физико-механические свойства, минералогический и химический состав наряду с другими показателями, характеризующими условия залегания месторождений, определяют варианты вскрытия и системы разработки, технологические схемы производства работ по подготовке горных пород к выемке, погрузке и транспортированию горной массы, а

же варианты обеспечения горных работ средствами механизации. При этом надо иметь в виду, что на таких карьерах, кроме разработки рыхлых и скальных вскрышных пород, добычи штучного камня и стеновых блоков, необходимо предусматривать использование попутно получаемых бута и штыба.

Годовая производительность карьера по готовой продукции, м³/год

$$P_k = K_n V_n, \quad (6.1)$$

где K_n — коэффициент извлечения (выхода) штучного камня или стеновых блоков; $K_n = 0,25—0,65$; V_n — годовой объем добываемого полезного ископаемого, м³, который равен:

$$V_n = P_k + V_b + V_{ш}, \quad (6.2)$$

где V_b — объем попутно получаемого бута и окола камня, м³/год; $V_{ш}$ — объем попутно получаемого штыба, м³/год.

Потери на штыб при вырезке камня камнерезными машинами оцениваются коэффициентом

$$K_{ш} = \frac{\Delta (bh + bl + hl) + \Delta^2 (b + h + l) + \Delta^3}{(b + \Delta)(h + \Delta)(l + \Delta)}, \quad (6.3)$$

где b, h, l — соответственно, ширина, высота и длина камня, м; Δ — ширина пропила, м.

Годовой объем штыба, получаемый при работе камнерезных машин, равен: $V_{ш} = K_{ш} \cdot V_n$, м³/год. Разность $[V_n - (P_k + V_{ш})]$ равна годовому объему получаемого бута. Следовательно, при разработке месторождений природного стенового камня на добычных работах, кроме подготовки, выемки, погрузки и транспортирования стеновых блоков и штучного камня, осуществляются с отставанием во времени и пространстве аналогичные процессы по буту и штыбу.

Механизация вскрышных и добычных работ, транспортирование вскрышных пород, стеновых блоков, штучного камня, бута и штыба характеризуется наличием разнообразного оборудования. В качестве средств механизации на вскрышных работах в мягких породах используются бульдозеры и экскаваторы в комплексе с автосамосвалами. В аналогичных условиях успешно могут также использоваться колесные скреперы, которые обладают достаточно высокой производительностью и маневренностью, а также возможностью выполнения различных работ. Эффективными средствами механизации как вскрыш-

ных, так и горно-подготовительных работ являются навесные тракторные рыхлители и одноковшовые погрузчики.

Анализ оборудования для выемки, погрузки и транспортирования стеновых блоков и штучного камня, бута и штыба показывает, что стреловые краны (автомобильные, пневмоколесные и гусеничные) являются основным видом подъемного оборудования, а автомобильный транспорт — основным видом транспорта.

6.3. ПОДГОТОВКА СТЕНОВОГО КАМНЯ К ВЫЕМКЕ

Для подготовки стенового камня к выемке применяются камнерезные машины, имеющие рабочие органы: дисковые пилы с зубками, армируемыми твердыми сплавами, цепные бары и кольцевые фрезы. Выбор типа камнерезной машины определяется главным образом прочностью добываемого камня и выбранной технологией его вырезки. Дисковые машины применяются для резания камня прочностью при сжатии от 1 до 25 МПа, машины с цепными барами — для резания камня прочностью 1—10 МПа, машины с кольцевыми фрезами — для резания камня прочностью 20—160 МПа.

Дисковая пила (рис. 6.5) состоит из сплошного стального диска и твердосплавных зубков, укрепленных в стальных державках. Дисковые режущие органы диаметром 800, 1100, 1300, 1650, 2000, 2400 мм нашли наиболее широкое применение. Ими оснащено 85 % камнерезных машин для разработки месторождений природного стенового камня. Существующие модели дисковых пил характеризуются следующими данными (табл. 6.5):

Таблица 6.5

Модель пилы	Число зубков	Ширина зубков, мм	Толщина пропила, мм
ДПК-800	24	16	18
ДПК-1100	30	16	18
ДПК-1300	30	18	21
ДПК-1650	36	22	25
ДПК-2000	44	28	32
ДПК-2400	60	34	38

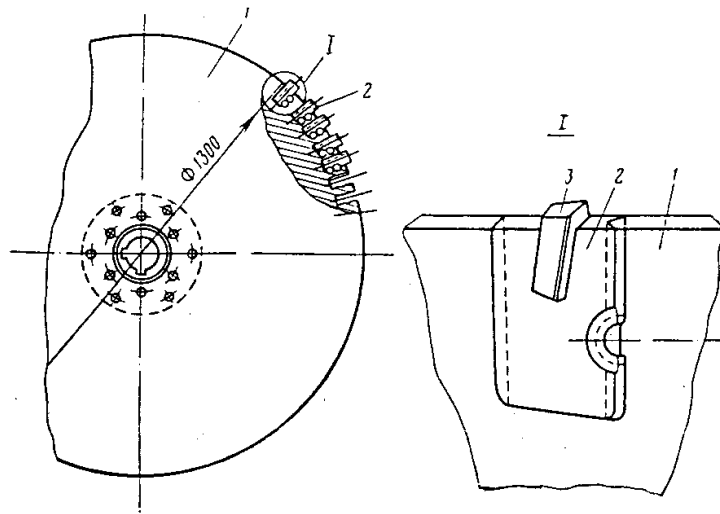


Рис. 6.5. Схема дисковой пилы:
1 — диск; 2 — державка; 3 — твердосплавный зубок

Максимальная глубина пропила (в см), осуществляемая дисковыми пилами, определяется по формуле:

$$h = \frac{D - d}{2}, \quad (6.4)$$

где D — диаметр диска, см; d — диаметр фланца, см. Обычно $d \geq 0,2D$, тогда $h = 0,4D$. На практике во избежание трения фланца о породу величина h уменьшается на 30—50 мм.

Основные технические показатели камнерезных машин по добыче стенового камня приведены в табл. 6.6.

Камнерезная машина СМ-89А (рис. 6.6) предназначена для вырезки штучного стенового камня прочностью при сжатии до 10 МПа. Машина состоит из рамы (с ходовыми колесами и приводом), которая перемещается по рельсам вдоль фронта работ, и тележки, передвигающейся по уложенным рельсам перпендикулярно к ходу рамы. На тележке расположены набор дисковых пил с приводом и пульт управления. Машина рассчитана для работы при высоте уступа 0,41 м. Машина оборудована

на тремя пилами (две вертикальных и одна горизонтальная). Вертикальные пилы можно поворачивать на 90° , благодаря чему они в одном случае служат для поперечного резания, а в другом — для продольного. Вертикальные пилы при передвижении перпендикулярно к фронту работ производят поперечные пропилы, равные ходу тележки. После каждого пропила машина перемещается на шаг установки, равный удвоенной длине штучного камня. По окончании нарезания поперечных пропилов вдоль всего фронта работ уступа машина возвращается в начальное положение. Замененными двумя горизонтальными пилами и одной вертикальной — затыловочной машина вырезает из забоя камни заданных размеров, определяя при этом их ширину и высоту.

Для добычи стенового камня применяются камнерезные низкоуступные машины СМР-026/1А. Они предназначены для вырезки стенового камня из массива горных пород прочностью до 40 МПа с механизированной уборкой вырезанных камней и выносом их за пределы машины. Машина может выполнять подготовительные работы: проходку разрезной траншеи уступа; проходку заходной и выходной фланговых траншей; планировку уступа по высоте 416 мм.

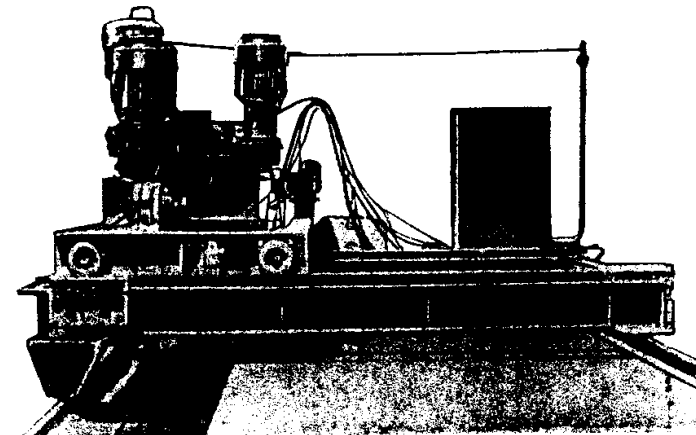


Рис. 6.6. Камнерезная машина СМ-89А для вырезки штучного стенового камня

Камнерезная низкоуступная машина СМР-026/1А состоит из самоходной рамы, пильной тележки, режущих вертикальных и горизонтальных головок, уборочных конвейера и устройства, кабины управления, кабельного барабана, электро- и гидрооборудования.

Самоходная рама машины перемещается по рельсам, уложенным вдоль уступа. Один рельс укладывается на подошве, а второй — на кровле уступа. По направляющим, закрепленным на раме машины и расположенным перпендикулярно к рельсам, перемещается пильная тележка с режущими головками. Вертикальная режущая головка оснащена двумя вертикальными режущими пилами для выполнения поперечных вертикальных пропилов и может поворачиваться на 90° для проведения одного продольного вертикального пропила. Горизонтальная режущая головка оснащена двумя горизонтальными дисковыми пилами для продольных горизонтальных пропилов и может приподниматься над уступом во время проведения поперечных пропилов или планировочных работ на уступе.

Добыча стенового камня из массива состоит из двух операций: первая — проведение поперечных вертикальных пропилов по всей длине фронта работ уступа от заходной до выходной фланговых траншей; вторая — выполнение горизонтальных пропилов и отделение камней от массива вертикальным продольным (затыловочным) пропилом.

Техническая характеристика низкоуступной камнерезной машины СМР-026/1А

Расчетная производительность при прочности камня 25—40 МПа, м ³ /ч	6—3
Размеры вырезаемых камней (длина × ширина × высота), мм	390×190×188 490×240×188 390×288×190
Высота уступа, мм	416
Число рядов камней, вырезаемых с одной установки рельсового пути, при ширине камня, мм:	
190	13
240	10
288	8
Ширина колеи рельсового пути, мм	4400
Тип рельса	Р50
Вертикальные пилы:	
диаметр, мм	1200
число	2

Диапазон скорости резания, м/с	4; 6; 8
Диапазон скорости подачи тележки, м/мин	0,4—6,8
Скорость маневрового хода, м/мин:	
машины	24,9
тележки	7,3
Обслуживающий персонал	2 или 4
Установленная мощность, кВт	78,1
Габаритные размеры, мм:	
длина	5000
ширина	7815
высота	3870
Масса, т	17

Преимуществом камнерезных машин с дисковыми пилами является то, что они имеют простую конструкцию, надежны в эксплуатации и обеспечивают минимальную толщину пропила. Недостатком дисковых пил является низкий коэффициент использования диаметра — 35 %. С целью устранения этого недостатка на карьерах применяются камнерезные машины с кольцевыми фрезами, у которых использование рабочего органа по длине составляет 65—75 %.

Кольцевые фрезы (рис. 6.7), предложенные в 1937 г. лауреатом Государственной премии А.М. Столяровым, представляют собой неподвижный диск, который жестко крепится к раме машины. По окружности диска расположены ролики, на которые надет зубчатый венец с закрепленными на нем зубками, армированными пластинками из твердого сплава (обычно сплав ВК-8). Зубчатый венец приводится в движение малым зубчатым колесом и вращается на роликах. Ролики и поверхность трения диска и венца защищены сальниковыми дисками. Резцы устанавливаются на вершинах зубьев кольца таким образом, чтобы они не мешали работе зубьев шестерен.

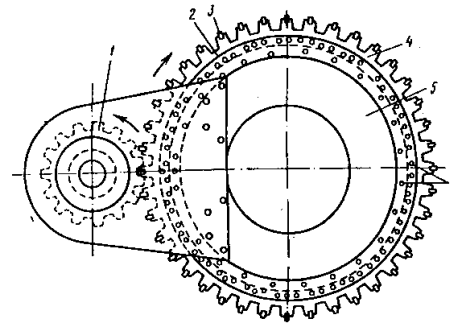


Рис. 6.7. Схема кольцевой фрезы:
1 — ведущая шестерня; 2 — сальниковый диск; 3 — твердосплавная пластина; 4 — зубок; 5 — несущий диск; 6 — ролик

Толщина кольцевой фрезы, измеренная по торцам зубьев, равна 34 мм, что обеспечивает ширину пропила в пределах 36—40 мм. Резцы установлены в три позиции в следующей последовательности: левый, правый, левый, правый, средний и т.д. Средние резцы фрезы не выступают по диаметру. Они работают в условиях свободного резания, так как справа и слева от них камень разрушается правым и левым резцами фрезы. В связи с тем, что средние резцы работают в лучших условиях, чем крайние, они и установлены на фрезе в меньшем числе, чем левые и правые. Кольцевые фрезы диаметром 1380 мм, работающие на машинах СМР-028, СМ-177А, СМ-580А, обеспечивают максимальную глубину пропила до 1035 мм.

Для добычи крупных стеновых блоков прочностью при сжатии до 40 МПа в основном применяются камнерезные машины СМ-580А (рис. 6.8), которые последовательно выполняют поперечные, горизонтальные и продольные затыловочные пропилы для отделения блока от массива.

Для добычи стеновых блоков применяются также камнерезные машины с цепными (баровыми) режущими органами.

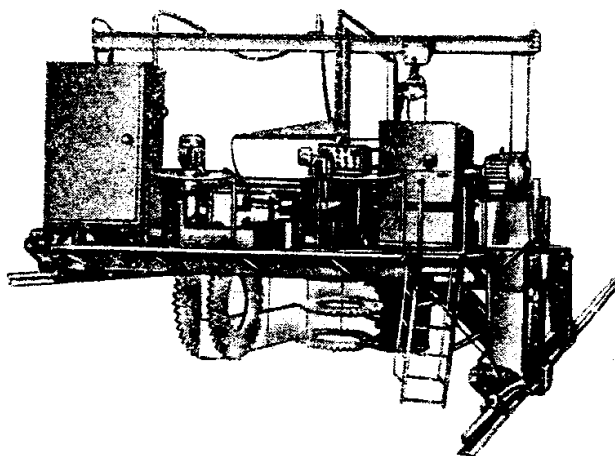


Рис. 6.8. Камнерезная машина СМ-580А для вырезки крупных стеновых блоков

По использованию рабочей длины резания бары являются наиболее эффективными. Использование длины резания бара доходит до 80—90 %. Применение баровых режущих органов с точки зрения технологии процесса является наиболее целесообразным. Однако из-за некоторых недостатков баров (значительная толщина пропилов — до 12,5—15 мм, возможность применения только на слабых породах камня — до 5 МПа, быстрый износ рабочего органа из-за большого числа подвижных звеньев, большие динамические нагрузки, использование в значительной степени ручного труда и др.) внедрение их ограничено.

При выборе типа режущего органа камнерезных машин можно руководствоваться данными табл. 6.7 (по Б.М. Родину).

Таблица 6.7

Показатели	Дисковые пилы	Цепные бары	Кольцевые фрезы
Прочность камня, МПа	1—25	1—10	20—160
Толщина пропила, мм	18—25	25—40	40—50
Использование рабочего органа (по диаметру или длине), %	35—40	85—90	65—75
Максимальная скорость рабочей подачи, м/мин.	До 9	До 2	До 1,7
Относительная затрата электроэнергии на 1 пог. м пропила (при прочих равных условиях), %	100	120—125	200—250
Износостойчивость (при прочих равных условиях), %	100	100—150	300—700
Сложность изготовления, %	100	320	480

Наибольшее распространение на вырезке стенового камня получили низкоуступные машины СМ-89А, а при добыче крупных блоков СМ-580А.

Часовая техническая производительность камнерезных машин по вырезке камня ($m^3/ч$) определяется как функция

$$Q_ч = f(v_p, h, L, a, b, c), \quad (6.5)$$

где v_p — скорость рабочей подачи, м/мин; h — высота уступа, м; L — длина фронта работ на уступе, м; a, b, c — коэффициенты, зависящие от конструкции машины.

При высоте уступа, равной конструктивной высоте резания камня машиной (при $h = \text{const}$), выражение (6.5) принимает вид, $\text{м}^3/\text{ч}$

$$Q_{\text{ч}} = \frac{a}{1 + \frac{b}{v_p} + \frac{c}{L}}, \quad (6.6)$$

Для основных марок камнерезных машин численные значения расчетных формул (6.6) по данным докт. техн. наук Б.М. Родина приведены в табл. 6.8.

Таблица 6.8

Марка машины	Вид формулы при $h_{\text{макс}}$	$h_{\text{макс}}$, м
СМ-89А, СМ-89АУ, СМ-518	$Q_{\text{ч}} = \frac{44}{1 + \frac{11}{v_p} + \frac{38}{L}}$	0,42
СМ-824	$Q_{\text{ч}} = \frac{660}{1 + \frac{18}{v_p} + \frac{270}{L}}$	2,94
СМ-826	$Q_{\text{ч}} = \frac{27,6}{1 + \frac{6,4}{v_p} + \frac{82}{L}}$	2,73
КМ-4М	$Q_{\text{ч}} = \frac{46}{1 + \frac{32,2}{v_p} + \frac{87}{L}}$	2,31
СМ-177А, СМР-028	$Q_{\text{ч}} = \frac{45}{1 + \frac{3,7}{v_p} + \frac{150}{L}}$	0,86
СМ-824	$Q_{\text{ч}} = \frac{54,5}{1 + \frac{3,7}{v_p} + \frac{150}{L}}$	1,04
СМ-580А, СМ-580М	$Q_{\text{ч}} = \frac{37,6}{1 + \frac{2,7}{v_p} + \frac{250}{L}}$	0,86
	$Q_{\text{ч}} = \frac{45,5}{1 + \frac{2,7}{v_p} + \frac{250}{L}}$	1,04

Рекомендуемые для расчетов скорости рабочих подач v_p для некоторых камнерезных машин в зависимости от прочности камня приведены в табл. 6.9.

Таблица 6.9

Марка машины	Скорости рабочих подач, м/мин, при прочности камня, МПа							
	0,4—1	1,1—2,5	2,6—3,5	3,6—5	5,1—7,5	7,6—10	10,1—20	20,1—40
СМ-89А	6,4	4—3,5	3,5—3	3—2	2—1,5	1,5—0,8	—	—
СМ-89АУ, СМ-89М	6	6	5—4	4—3	3—2	2—1,5	1,5—0,8	0,8—0,6
СМ-824	1,05—0,96	0,96—0,9	0,9—0,8	0,8—0,65	—	—	—	—
СМ-826	6—4	3—2,5	2,5—2	1,5—0,8	—	—	—	—
КМ-4М	4—3,2	3,2—1,7	2,7—2,3	2,3—1,5	—	—	—	—
СМ-177А, СМР-028	—	—	—	—	—	—	0,25	0,16—0,15
СМ-580А, СМ-580М	—	—	—	1,75—1,4	1,4—1,3	1,3—1,2	1—0,6	0,6—0,5

Минимальная длина фронта работ на уступе L на одну камнерезную машину приведена в табл. 6.10.

Таблица 6.10

Марка машины	Прочность камня на сжатие, МПа	Минимальная длина фронта работ на уступе, м	Число подготовительных машин на одну камнерезную машину
СМ-89А	0,4—1	230—170	0,3
	7,5—10	150—100	0,3
СМ-89АУ	0,4—1	230—170	0,3
	10—15	150—100	0,3
СМ-89М	3,5—10	150—100	0,3
	10—15	130—80	0,3
СМ-824	0,4—1	840	1,0
	1—3,5	700	1,0
СМ-826	0,4—1	145—95	0,2
	3,5—5	85	0,2
КМ-4М	0,4—1	150	0,2
	3,5—10	85	0,2
СМР-028, СМ-177А	10—20	140	0,5
	25—40	95	0,5
СМ-580А	3,5—5	310	0,5
	20—25	210	0,5

Часовая эксплуатационная производительность камнерезных машин определяется по выражению (м³/ч):

$$Q_3 = Q_ч \cdot K_в, \quad (6.7)$$

где $Q_ч$ — часовая техническая производительность камнерезных машин, м³/ч (расчетные формулы табл. 6.8); $K_в$ — коэффициент использования машины во времени.

По данным практики время на выполнение подготовительно-заключительных операций составляет 13 %, перестройку машин — 5 %, перегон машины — 2 %, нарезку пропилов — 80 %, т.е. коэффициент использования машины во времени составляет $K_в = 0,8$.

Годовая эксплуатационная производительность камнерезных машин определяется (в м³/год) по выражению:

$$Q_{год} = Q_3 \cdot T_{см} \cdot n_{р.д} \cdot n_{см} \cdot K_г, \quad (6.8)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $n_{р.д}$ — число рабочих дней в году; $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $K_г$ — годового коэффициент использования машины во времени, который определяется по выражению:

$$K_г = 1 - \frac{T_р + T_а + T_п}{T_{см} \cdot n_{р.д} \cdot n_{см}}, \quad (6.9)$$

где $T_р$ — время нахождения машины в плановом ремонте, ч; $T_а$ — время простоя машины по атмосферным условиям, ч; $T_п$ — время перестановки машины с уступа на уступ, ч.

По данным карьеров природного стенового камня $K_г = 0,7$.

Нормативная годовая производительность некоторых камнерезных машин при двухсменной работе приведена в табл. 6.11 (по Б.М. Родину).

При подготовке стенового камня к выемке рассмотренные типы камнерезных машин позволяют полностью механизировать операцию вырезки штучного камня и стеновых блоков.

Другие операции процесса подготовки камня к выемке (штабелирование камня, уборка бута и штыба из забоя) в основном осуществляются вручную. (табл. 6.12).

Таблица 6.11

Марка машины	Годовой фонд рабочего времени, ч	Годовая производительность, тыс. м ³ , при прочности камня на сжатие, МПа							
		0,4—1	1,1—2,5	2,6—3,5	3,6—5	5,1—7,5	7,6—10	10,1—20	20,1—40
СМ-89А	3375	42	36,2	32	26,3	20,2	14,2	—	—
СМ-89Ау	3375	45,5	45,5	42,8	36,8	31,3	30	23,6	—
СМ-89М	3375	57,4	57,4	53,6	46	39,1	37,4	29	—
СМ-824	3236	109	93,8	68	—	—	—	—	—
КМ-4М	3347	15	12,7	7	4	—	—	—	—
КМГ-2	3347	11	9,7	7,4	4,7	4,4	4	—	—
КМАЗ-188	3642	9,1	5,8	5,1	4,4	3,6	2,9	—	—
СМ-580А	3495	—	—	—	34,6	26,9	20,4	19,5	15
СМР-028,	3495	—	—	—	—	13,6	10,1	8,4	6
СМ-177А	—	—	—	—	—	—	—	—	—
СМ-580М	3495	—	—	—	38,4	29,7	24,8	21,6	16,4

Таблица 6.12

Операции	Доля производственного процесса, приходящаяся на операции, %	Доля операции, выполняемая машиной, %	
		СМ-89А	СМ-824
Вырезка камня из массива	25	100	100
Уборка камня из забоя	15	—	50
Штабелирование	20	—	—
Уборка бута	15	—	50
Уборка штыба	25	—	50

Из табл. 6.12 видно, что решение комплексной механизации всех операций при отделении штучного камня и стеновых блоков от массива является важной задачей камнедобывающей промышленности. Эту задачу можно решить как созданием машин, способных выполнять основные и вспомогательные операции, так и конструированием и внедрением специальных машин для выполнения только вспомогательных операций. Примером может служить камнеуборочная машина (рис. 6.9), применяемая на Камышбурунском карьере и работающая в

комплексе с камнерезной машиной СМ-89А. Вырезанный из массива камень по наклонному питателю поступает на цепной конвейер, затем посредством отжимного щитка следует на ленточный и далее цепной конвейеры, где происходит разделение бута и щебня и штучных камней. Последние цепным конвейером транспортируются в штабель за пределы рельсового пути камнерезной машины.

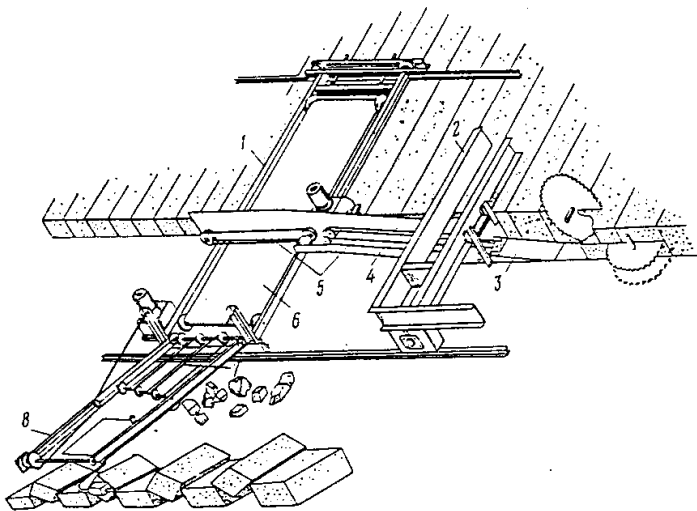


Рис. 6.9. Камнеуборочная машина для штучного стенового камня:
1 — рама машины; 2 — камнерезная машина; 3 — питатель; 4 — отжимной щиток; 5, 7, 8 — цепные конвейеры; 6 — ленточный конвейер

6.4 СИСТЕМЫ ДОБЫЧНЫХ РАБОТ

Независимо от количества и высоты уступов технология вырезки камня разделяется на три основные операции (рис. 6.10).

I операция. Горизонтальный прямоугольный уступ оконтурен по краям фланговыми траншеями (2 — заходная, 1 — выходная). Режущие органы машины (3) поперечно фронту работ разрезают уступ на блоки, равные по ширине одному из разме-

ров камня (обычно длине). Длина поперечного захвата должна быть кратная одному из размеров камня (ширине или толщине). В связи с необходимостью перемещения машины эта операция является периодической и всегда самостоятельной.

II операция. Режущими органами машины (4) осуществляются горизонтальные пропиловы на всю длину фронта работ уступа.

III операция. Вертикальный режущий орган машины (5) отделяет блоки (штучные камни) от массива.

В ряде камнерезных машин операции II и III объединены и выполняются одновременно.

Широко применяемые в настоящее время классификации систем открытых разработок по проф. Е.Ф. Шешко (направление перемещения вскрышных пород из забоев в отвалы), акад. Н.В. Мельникову (способ производства вскрышных работ) и наиболее отвечающая условиям разработки пиленого камня классификация систем акад. В.В. Ржевского (направление выемки в пределах всей рабочей зоны карьера) не смогли охватить всех особенностей отработки месторождений природного стенового камня. Для учета этих особенностей необходимо ввести в действующие классификации дополнительные признаки.

Для карьеров природного стенового камня получила распространение классификация систем добычных работ проф. Б.М. Родина, построенная по следующим четырем признакам: число одновременно разрабатываемых уступов, высота уступов, организация вырезки камня из уступа, вид получаемой продукции.

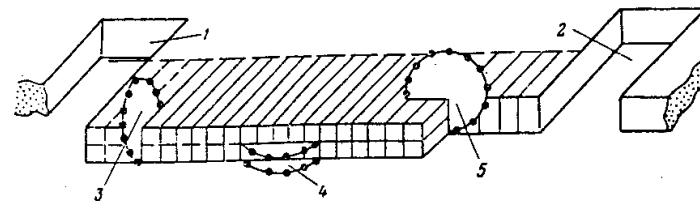


Рис. 6.10. Схема очередности пропилов при вырезке камня:
1 — выходная траншея; 2 — заходная траншея; 3, 4, 5 — соответственно диски поперечного, горизонтального и продольного пропилов

По первому признаку возможны случаи, когда пласт или часть пласта полезного ископаемого по высоте делится на несколько уступов (слоев), обрабатываемых одновременно. Однако вполне возможна такая организация работ, при которой обрабатывается сначала один уступ по всей площади карьерного поля (или участка), а затем уступами разрабатываются нижележащие горизонты. Поэтому по числу одновременно разрабатываемых уступов системы делятся на многоуступные и одноуступные.

По второму признаку системы подразделяются на низкоуступные ($h = 2Z$) и высокоуступные ($h > 2Z$), где Z — высота стенового камня с учетом толщины пропила, а h — высота уступа.

По признаку нарезки поперечных пропилов системы добычных работ делятся на две группы: захватная — длина поперечного захвата ограничивается конструкцией машины и столбовая — длина поперечного захвата не ограничена размерами машины, передвигающейся по кровле пласта, и зависит только от ширины карьерного поля или участка.

Выделение в классификации двухстадийных систем объясняется тем, что в этом случае из массива добывается не готовая продукция, а блоки-заготовки, которые нарезаются на стандартные камни или иную продукцию.

Классификация систем разработки природного стенового камня по проф. Б.М. Родину приведена в табл. 6.13, а системы добычных работ представлены на рис. 6.11.

Низкоуступная захватная система НЗ характеризуется тем, что уступ поперечными пилами длиной, соответствующей конструктивным параметрам машины, разделяется на блоки, ширина которых равна длине камня. Затем горизонтальными и затыловочными пилами камень отделяется от массива (см. рис. 6.11, а).

Низкоуступная столбовая система НСт отличается тем, что машина, передвигающаяся по кровле уступа, поперечными пилами нарезает уступ на длинные столбы, ширина которых равна длине камня. Затем эта машина перебрасывается на следующий участок, а на подготовленном уступе горизонтальными и затыловочными пилами камень отделяется от массива по всей ширине участка (рис. 6.11, б).

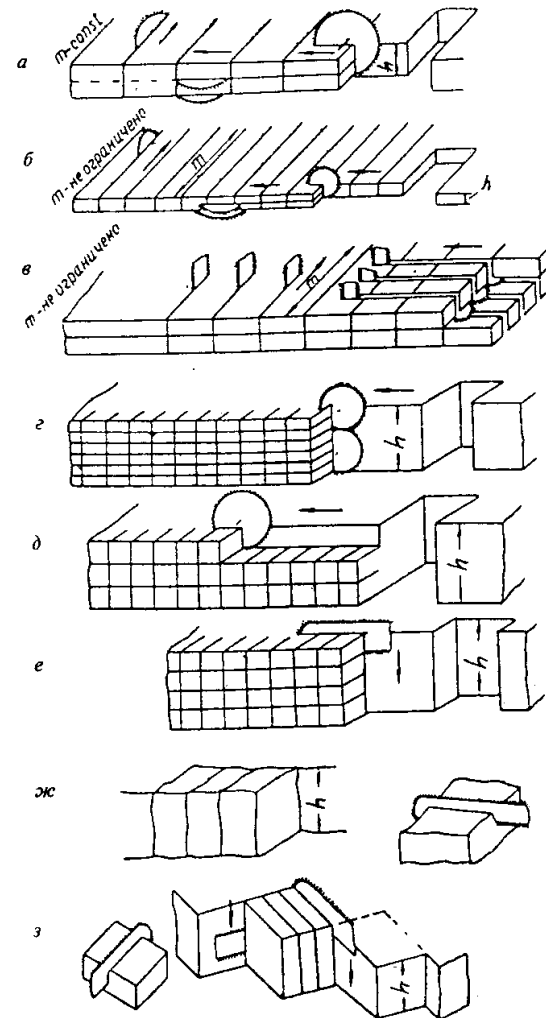


Рис. 6.11. Системы добычных работ

Класс	Группа	Система	Обозначение системы	Высота уступа	Описание системы	Условия применения
Многоуступная	Низкоуступная	Захватная	НЗ	0,41	Длина поперечных пропилов определяется габаритами машины. Горизонтальные и затывочные пропилы осуществляются параллельно фронту работ	1. Небольшая мощность вскрыши 2. Мощность полезного ископаемого 1—1,5 м 3. Селективная добыча по высоте 4. Прочность камня до 15 МПа
Одноуступная	То же	Столбовая	НСт	0,41	Поперечные пропилы выполняются на любую заданную длину	1. Мощность вскрыши до 1—1,5 м 2. Горизонтальный или слабонаклонный пласт 3. Форма карьерного поля приближается к квадрату 4. Коэффициент выхода готовой продукции 0,6—0,7
То же	Высокоуступная	То же	ВСт	До 1,2	То же, но при добыче крупных блоков	5. Прочность камня до 15 МПа
Многоуступная и одноуступная	То же	Захватная сплошная	ВЗС	До 3	Горизонтальные и затывочные пропилы осуществляются сразу по всей высоте уступа	1. Мощность полезного ископаемого более 2 м 2. Прочность камня до 15 МПа 3. Производительность карьера не менее 80—100 тыс. м ³ в год 4. Длина фронта работ 600—700 м 5. Средняя трещиноватость пласта

То же	— " —	То же	ВЗС	0,78—3	То же, но при добыче крупных блоков	1. Мощность полезного ископаемого более 2 м 2. Прочность камня 3,5—40 МПа 3. Производительность карьера не менее 35—50 тыс. м ³ в год 4. Длина фронта работ 200—600 м 5. Малая трещиноватость пласта
— " —	— " —	Захватная с горизонтальными заходками	ВЗГ	До 3	Горизонтальные и затывочные пропилы выполняются по следовальными заходками по высоте уступа, равной высоте камня	1. Карьеры производительностью 10—50 тыс. м ³ в год 2. Прочность камня до 3,5—5 МПа 3. На доработках уступов, разрабатываемых ранее другими машинами
— " —	— " —	Захватная с вертикальными заходками	ВЗВ	До 3	Продольные пропилы осуществляются последовательно по высоте, затывочные пропилы проводятся 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
Многоуступная и одноуступная	Высокоуступная	Двухстадийная диагональная	ВДД	До 3	То же, как ВЗС, но режущий орган располагается под углом 45° к фронту; исключаются фланговые траншеи	

При высокоуступной столбовой системе ВСт надуступная баровая машина выполняет поперечные, а затем продольные вертикальные пропилы шириной 60—65 мм, создавая систему поперечных и продольных столбов (см. рис. 6.11, в). Затем в вертикальные пропилы вводятся шпиндели отрезной машины с горизонтально расположенными дисками, которые отделяют блоки от массива. Вертикальные пропилы захватывают по высоте два камня, горизонтальные — один. Это делается для того, чтобы штыб, получающийся при работе дисковых пил, мог разместиться в вертикальной зарубной щели.

При высокоуступной захватной сплошной системе ВЗС одна машина или агрегат, состоящий из нескольких машин, за один проход вдоль подготовленного уступа (один цикл) отделяет от массива сплошную полосу камня, высота которого равна высоте уступа, длина — длине фронта работ на уступе, ширина — одному из размеров камня (см. рис. 6.11, г). Эта система эффективна при добыче мелких и крупных блоков на карьерах большой производительной мощности при условии эксплуатации пологого или горизонтального малотрещиноватого пласта большой протяженности по простиранию и мощностью не менее 2 м. Характерными добычными машинами являются: для добычи мелких блоков — СМ-824, для добычи крупных блоков — СМР-028, СМ-177А, СМ-580А и др.

При высокоуступной захватной системе с горизонтальными заходками ВЗГ одна машина или агрегат, состоящий из нескольких машин, за один проход вдоль уступа (один цикл) отделяет от массива полосу камня, высота которого равна толщине одного или нескольких камней (но всегда меньше высоты уступа), длина равна длине фронта работ на уступе, ширина — одному из размеров камня (см. рис. 6.11, д). Следовательно, для отработки всего уступа по высоте необходимо пройти понижающимися забоями число циклов, равное отношению высоты забоя к высоте заходки (машины КМ-4М, СМ-826 и др.).

При высокоуступной захватной системе с вертикальными заходками ВЗВ (см. рис. 6.11, е) на уступе системой поперечных и горизонтальных пропилов подготавливаются камни заданных размеров. Затем затыловочными последовательными пропилами, идущими сверху вниз, эти камни отделяются от массива

(машина КМАЗ-188 и др.). Эта система применяется в основном при проведении фланговых траншей и на доработке уступов, ранее разрабатываемых другими типами машин.

При высокоуступной двухстадийной фронтальной системе ВДФ (см. рис. 6.11, ж) вырезаются блоки-заготовки параллельно фронту работ (машины СМР-028, СМ-177А), которые затем разделяются на готовую продукцию.

При высокоуступной двухстадийной диагональной системе ВДД (см. рис. 6.11, з) блоки из массива вырезают вертикальными пропилами, расположенными под углом 45° к уступу и 90° по отношению один к другому. При этой системе появляется возможность вырезки блоков из массива без проведения фланговых траншей.

6.5. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ИХ ПАРАМЕТРЫ

К основным элементам системы разработки относятся: высота уступа, длина фронта работ на уступе, ширина рабочей площадки уступа, число одновременно разрабатываемых уступов.

Высота уступа. Увеличение высоты уступа требует создания более мощных, энергоемких машин, что приводит к повышению затрат на их изготовление. В то же время увеличение высоты уступа уменьшает объем работ по разному бортов карьера, сокращает затраты на транспортирование отходов камнепиления в выработанное пространство и на разработку первоначальной капитальной вскрыши.

Установлено, что наиболее эффективны уступы высотой 2—3 м по сравнению с низкими уступами (0,41 м).

Увеличение высоты уступа способствует также улучшению качества производимой продукции. При применении низких уступов, вмещающих только два камня, размеры верхнего камня по высоте определяются тщательностью планировки уступа, осуществить которую с большой точностью весьма трудно. Поэтому половина вырезанных камней имеет отклонения от заданных размеров.

При высоких уступах размер камня определяется расстоянием между горизонтальными пилами, которые сравнительно точно устанавливаются на валу машины, поэтому дальнейшее развитие добычи природного стенового камня должно идти в направлении преимущественного внедрения высокоуступных систем. К сожалению, существующие высокоуступные камнерезные машины (СМ-824, СМ-826, КМ-4М и др.) рассчитаны на эффективное резание камня прочностью до 3,5 МПа, что сдерживает внедрение высоких уступов при разработке месторождений с большей прочностью камня (7,5÷40 МПа).

Длина фронта работ уступа. Из данных практики следует, что длина фронта работ на уступе на месторождениях природного стенового камня не превышает 900—1000 м и эксплуатируется на всем протяжении. В зависимости от прочности камня и типа применяемых камнерезных машин рекомендуются следующие минимальные длины фронта работ на одну машину (см. табл. 6.10). При расположении на уступе двух-трех камнерезных машин длину фронта работ на каждую машину можно уменьшать на 10—15 % против данных табл. 6.10.

Ширина рабочей площадки уступа. Рабочие площадки уступов делятся на два типа:

- площадки транспортного горизонта, где размещаются камнерезные машины, транспорт, крановое оборудование и склады готовой продукции со сроком выдержки камня до 15 дней для удаления влаги;
- промежуточные площадки, предназначенные только для размещения добычного оборудования.

По расположению камнерезных машин относительно уступа их разделяют на следующие группы:

- предуступные — машина расположена перед добычным уступом (СМ-824, СМ-826, КМГ-2 и др.);
- уступные — машина расположена так, что одна ее опора находится на почве, а вторая — на кровле разрабатываемого уступа (СМ-89А, СМ-580А, СМР-028 и др.);
- надуступные — машина расположена на кровле разрабатываемого уступа и работает по «столбовой» системе.

Ширина рабочей площадки транспортного горизонта определяется по схемам, приведенным на рис. 6.12.

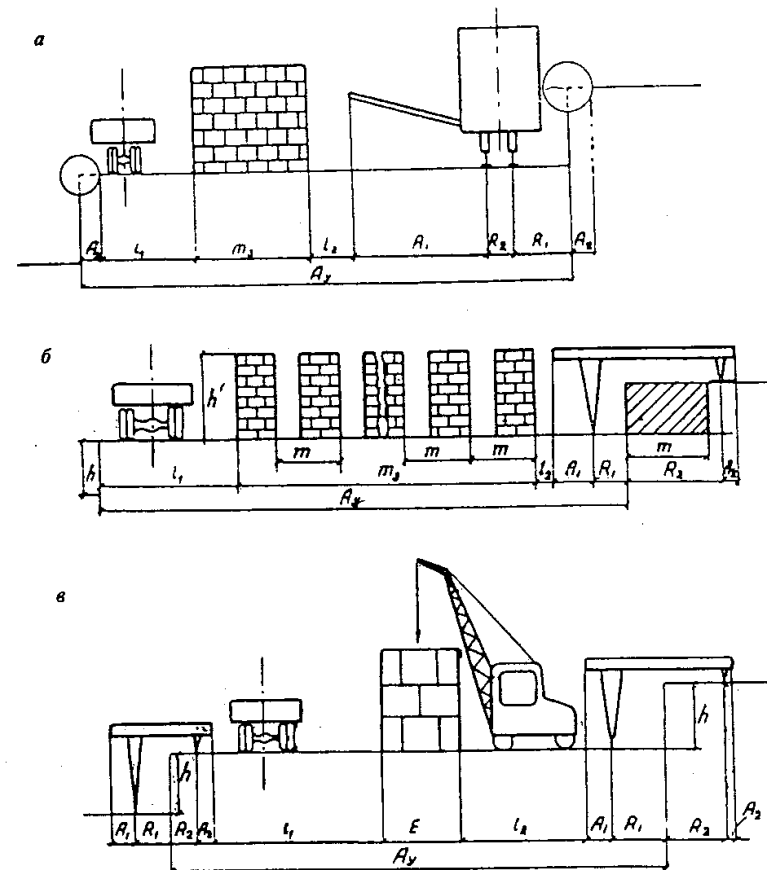


Рис. 6.12. Схемы для определения ширины рабочей площадки уступа: а — для предуступных машин; б — для уступных машин; в — для уступных машин при добыче крупных блоков

Для предуступных (см. рис. 6.12, а) и уступных (см. рис. 6.12, б) камнерезных машин при вырезке природного стенового камня ширина рабочей площадки равна, м:

$$A_y = A_2 + h + m_3 + l_2 + A_1 + R_2 + R_1, \quad (6.10)$$

где $l_1 = 5 \div 7$ м — ширина транспортной полосы для автомашин; l_2 — ширина площадки для установки кранового оборудования, м; A_1, A_2, R_1, R_2 — постоянные параметры камнерезных машин (табл. 6.14); m_3 — нормативное подвигание фронта работ уступа, м.

Таблица 6.14

Тип машины	Параметры, мм			
	A_1	R_1	R_2	A_2
СМ-89А СМ-89Ау СМ-89М	250	1050	3190	250
СМ-824	4450	950	2200	900
СМ-826	3300	1420	2200	260
КМ-4М	750	900	2200	260
КМГ-2	210	1370	1790	510
КМАЗ-188	370	4400	1120	500
СМ-177А СМР-028	220	2200	1950	240
СМ-580А	440	2200	2000	400

Величина нормативного подвигания фронта работ уступа определяется (в м) по выражению:

$$m_3 = \frac{T \cdot n_{см} \cdot T_{см} \cdot a}{h \left[L \left(1 + \frac{a}{v_p} \right) + c \right]}, \quad (6.11)$$

где T — нормативное время выдержки камня на площадке для удаления влаги, суток (в среднем в летнее время камень выдерживается 8 сут, в зимнее — 15 сут); $n_{см}$ — число рабочих смен в сутки; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; h — высота уступа, м; L — длина фронта работ на уступе, м; v_p — скорость рабочей подачи, м/мин. (см. табл. 6.9); a, b, c — коэффициенты, зависящие от конструкции машины (табл. 6.15).

Для уступных камнерезных машин (рис. 6.12, в) при добыче крупных стеновых блоков ширина рабочей площадки равна, м:

$$A_y = l_1 + E + l_2 + A_1 + A_2 + R_1 + R_2, \quad (6.12)$$

Таблица 6.15

Марка машины	Постоянные коэффициенты		
	a	b	c
СМ-89А	44	11	38
СМ-518	72	9,5	54
КМ-4М	12,3	5,2	8
СМ-826	46	11	41
СМ-824	660	18	270
СМР-028, СМ-177А	54,5	3,7	150
СМ-580А	45,5	2,7	250

где E — ширина площадки для складирования готовой продукции, определяемая (в м) по выражению:

$$E = \frac{m_3 \cdot h' \cdot K_{скл} \cdot K_{и}}{h}, \quad (6.13)$$

где h' — допустимая высота штабеля, равная: для стенового камня $1,8 \div 1,9$, для крупных блоков — $1,64 \div 2$ м; $K_{скл}$ — коэффициент, учитывающий зазоры между штабелями, который равен для стенового камня 1,25, для крупных блоков — $1,45—1,55$; $K_{и} = 0,25—0,65$ — коэффициент выхода готовой продукции из вырезанного массива камня.

Число одновременно разрабатываемых уступов определяется из выражения:

$$n = \frac{n_k \cdot L \cdot K_3}{L_k}, \quad (6.14)$$

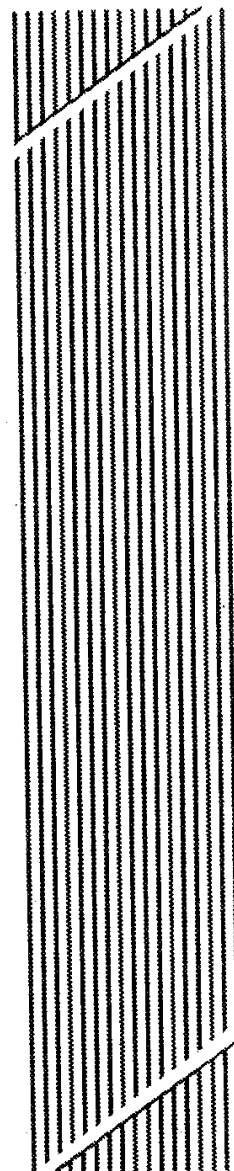
где n_k — число одновременно работающих камнерезных машин, обеспечивающих заданную производительность карьера; L — длина фронта работ карьера (длина карьерного поля), м; L_k — длина фронта работ уступа на одну камнерезную машину, м (см. табл. 6.10); $K_3 = 0,1$ — коэффициент запасных уступов.

Число одновременно работающих камнерезных машин равно:

$$n_k = \frac{W_{г}}{Q_{г} \cdot K_{и}}, \quad (6.15)$$

где W_T — заданная годовая производственная мощность карьера по готовой продукции, тыс. м³/год; Q_T — годовая эксплуатационная производительность камнерезной машины, тыс. м³/год (см. табл. 6.11); K_n — коэффициент выхода готовой продукции из камня, вырезанного из массива (0,25—0,65).

Годовую мощность карьера для получения рациональных результатов следует принимать не менее 75—100 тыс. м³ готовой продукции.



Глава 7

ДОБЫЧА ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

7.1. ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ БЛОКОВ ИЗ ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Технические требования на блоки из природного облицовочного камня для производства облицовочных плит, архитектурно-строительных изделий и других материалов определяются ГОСТ 9479—84. Согласно требованиям настоящего стандарта блоки из камня, добываемые на карьерах, должны характеризоваться: длиной, шириной, высотой, формой и объемом; качеством поверхности граней; физико-механическими свойствами породы; составом и происхождением горной породы; декоративными свойствами.

Блоки из природного облицовочного камня должны иметь форму прямоугольного параллелепипеда или близкую к нему; ширину и высоту от 0,2 до 2 м и длину до 3,5 м. По объему блоки подразделяются на следующие пять групп (табл. 7.1):

Таблица 7.1

Наименование показателя	Группа				
	I	II	III	IV	V
Объем блока, м ³	Свыше 5	Свыше 2 до 5	Свыше 1 до 2	Свыше 0,4 до 1	Свыше 0,01 до 0,4

В зависимости от типа оборудования, используемого на добыче блоков, последние подразделяются на пиленные (блоки, имеющие не менее четырех граней, полученных выпиливанием) и колотые (блоки, добытые выкалыванием из массива горной породы).

Отклонения от размеров и качество поверхности блоков должны удовлетворять требованиям, приведенным в табл. 7.2.

На стандартных блоках не допускается более одной трещины тектонического происхождения с нарушением сплошности шириной не более 0,05 мм и длиной 1/3 наименьшего размера граней, распространяющейся на две смежные грани.

Таблица 7.2

Наименование показателя	Значение показателя, мм			
	Пилёные блоки групп	Колотые блоки групп		
		I—IV	I—III	IV
Отклонение от перпендикулярности двух смежных граней на 1 м грани, не более	60	110	150	100
Высота выступов и глубина впадин по наибольшему просвету под линейкой, не более:				
для нижней грани	40	100	100	100
для остальных граней	100	200	100	100

На блоках допускаются прожилки и полосы, образованные трещинами тектонического происхождения, зацементированные вторичными минералами, которые не выкрашиваются при обработке.

Для блоков, которые используются при производстве облицовочных материалов для лестниц и полов, истираемость должна быть не более ($г/см^2$): 2,2 — при слабом механическом воздействии; 1,5 — при умеренном механическом воздействии и 0,5 — при значительном и весьма значительном воздействии.

Декоративные свойства горных пород (определяются при геологической разведке), пригодных для производства блоков, характеризуются цветом, текстурой-рисунком, структурой, просвечиваемостью и отражательной способностью после полировки.

Физико-механические свойства горной породы блока должны удовлетворять значениям, приведенным в табл. 7.3.

К блокам из изверженных горных пород, которые имеют водопоглощение 0,5 % и ниже, и к блокам, используемым для производства облицовочных материалов для внутренней облицовки, требования по морозостойкости не предъявляются.

Пригодность блоков из изверженных горных пород для производства облицовочных материалов, применяемых в конструкциях, соприкасающихся с грунтом (цоколи, парапеты и др.), дополнительно оценивает потребитель испытанием образцов в раст-

воре сернокислого натрия (потеря массы образцов не должна превышать 5 % после 10 циклов испытаний).

Петрографическая характеристика о составе и происхождении исходной горной породы, используемой для производства блоков, должна включать: наименование породы; происхождение (генетическую группу); содержание главных породообразующих минералов, отрицательно влияющих на долговечность и декоративность облицовочных материалов: сульфидов (пирита FeS_2 , пирротина $Fe_{1-n}S$, $n = 0,1—0,2$, халькопирита $CuFeS$,

Таблица 7.3

Наименование горной породы	Норма		
	Предел прочности на сжатие в сухом состоянии, МПа ($кгс/см^2$), не менее	Коэффициент снижения прочности при насыщении водой, не менее	Марка по морозостойкости, циклы, не менее
Прочные породы			
Гранит, сиенит, габбро, кварцит, диорит, плотный базальт	80 (800)	0,8	F50
Породы средней прочности			
Лабрадорит, диабаз, порфирит, андезит, липарит, гнейс, трахит	60 (600)	0,7	F50
Мрамор, конгломерат, брекчия, мраморизованный известняк	40 (400)	0,7	F25
Низкопрочные породы			
Пористый базальт, песчаник	30 (300)	0,7	F25
Плотные известняк и доломит, травертин	20 (200)	0,65	F25
Вулканический фельзитовый туф	20 (200)	0,7	F15
Пористые известняк и доломит	10 (100)	0,65	F25
Известняк-ракушечник	10 (100)	0,65	F15
Гипсовый камень	15 (150)	0,65	Не нормируется
Вулканические туфы (кроме фельзитового)	5 (50)	0,7	F25

сфалерита ZnS, галенита PbS), сульфатов (барита BaSO₄, целестина Sr[SO₄], гипса CaSO₄·2H₂O, ангидрита Ca[SO₄]), гидроксидов железа и других вторичных минералов, не устойчивых к выветриванию (использование горных пород с указанными включениями для производства блоков, предназначенных для изготовления плит наружной облицовки и полов зданий и сооружений, допускается только на основе специальных исследований); описание текстурных и структурных особенностей; оценку микротрещиноватости; данные о наличии или отсутствии следов выветривания, вторичных изменений; данные о включении пород и минералов, затрудняющих обработку низкопрочных пород вследствие более высокой твердости (например, включения желваков кремня в известняках), а также рыхлых пород и минералов, выкрашивающихся при обработке пород; радиационно-гигиеническую оценку.

Петрографическая характеристика горных пород определяется при геологической разведке месторождений.

Блоки из природного камня следует использовать только для производства облицовочных материалов и архитектурно-строительных изделий. При соответствующем технико-экономическом обосновании допускается изготовление из блоков групп IV и V бортового камня по ГОСТ 6666—81, из блоков группы V — брусчатого камня по ГОСТ 23668—79, а также шашек и различных товаров народного потребления.

Добыча блоков из горных пород может производиться механическим, буроклиновым, буровзрывным, термическим методами либо сочетанием перечисленных методов, а также при помощи невзрывчатых разрушающих средств (НРС).

При буровзрывном методе должны применяться только метательные взрывчатые вещества и детонирующий шнур (не более двух ниток в шпуре).

Использование других видов взрывчатых веществ допускается только при технико-экономическом обосновании и согласовании на установленный срок с базовой организацией по стандартизации (по перечню Госстроя) при обязательном представлении карьером в базовую организацию не реже 2 раз в год отчета о выходе блоков.

При комплексном использовании сырья отходы от добычи блоков применяют для производства декоративных плит на ос-

нове природного камня по ГОСТ 24099—80, декоративных щебня и песка по ГОСТ 22856—77, известняковой муки по ГОСТ 14050—78 и для других целей.

7.2 ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

Разработка месторождений по добыче блоков природного облицовочного камня в отличие от разработки угольных, рудных и других полезных ископаемых характеризуется рядом специфических особенностей, которые позволяют выделить карьеры по добыче блоков в особую группу предприятий горнодобывающей промышленности. Как правило, эти месторождения имеют благоприятные горно-геологические условия (незначительную мощность вскрышных пород), поэтому разрабатываются открытым способом. Кроме того, разработка месторождений природного облицовочного камня должна обеспечивать сохранение прочностных свойств и декоративных качеств породы, что определяет ее специфические особенности, к которым относятся:

- небольшие размеры карьеров в плане и по глубине;
- незначительный объем мягких вскрышных пород и зоны сильнотрещиноватой выветрелой скальной вскрыши;
- наличие определенной закономерности в строении массива, проявляющейся в существовании систем вертикальных и пологих трещин отдельностей и анизотропии прочностных свойств горных пород, что обуславливает расположение фронта горных работ и отметок уступов применительно к направлениям облегченного раскола камня;
- необходимость содержания значительного подготовленного резервного фронта горных работ, обеспечивающего добычу блоков с требуемыми декоративными свойствами и необходимыми размерами;
- сохранение природной монолитности камня в процессе отделения блоков от массива;
- незначительная высота разрабатываемых уступов;

- применение специальных способов отделения блоков камня от массива;
- получение блоков камня определенных размеров и формы;
- выемка блоков камня больших размеров и массы, что требует применения уникального специфического выемочно-погрузочного оборудования;
- строгое соблюдение направленной выемки в пространстве из-за малых величин допустимых отклонений от стандартных размеров блоков камня;
- объем добычи попутных горных пород в большинстве случаев превышает количество основной добываемой блочной продукции, что ставит вопрос о комплексном использовании сырья.

При разработке месторождений природного облицовочного камня различные физико-механические свойства горных пород, условия залегания месторождений, требования, предъявляемые к сырью, определяют: варианты вскрытия горизонтов карьера и систему разработки; комплекты оборудования для производства вскрышных и добычных работ; способы подготовки пород к выемке; средства выемки, погрузки, транспортирования и переработки горной массы. Характерной особенностью освоения месторождения из природного облицовочного камня является создание опытного карьера, используемого для добычи первоначального объема полезного ископаемого, необходимого для оценки блочности, декоративности и физико-механических свойств камня.

Карьеры, разрабатывающие месторождения природного облицовочного камня, условно можно разделить на три типа:

- карьеры по добыче блоков из прочных пород с пределом прочности на сжатие 80—250 МПа, где применяют в основном буровзрывные и буроклиновые работы;
- карьеры по добыче блоков из пород средней прочности с пределом прочности на сжатие 40—150 МПа, на которых используют камнерезные машины и комбинированные способы добычи блоков;
- карьеры по добыче пиленого стенового камня из низкопрочных пород с пределом прочности на сжатие 0,4—40 МПа, где применяют специальные камнерезные машины (см. гл. 6).

Производительность действующих карьеров по добыче блоков из изверженных пород (гранитов и сходных с ними пород) составляет от 2 до 5 тыс. м³ в год, крупных карьеров — до 10—12 тыс. м³ в год. Средний выход блоков на гранитных карьерах колеблется от 20 до 30 %, достигая на отдельных предприятиях 50 % и более.

Производительность карьеров по добыче мраморных блоков составляет от 2 до 4 тыс. м³ в год, крупных карьеров — от 10 до 40 тыс. м³ в год и более. Для большинства карьеров выход мраморных блоков находится в пределах 15—20 %, достигая на отдельных предприятиях 30—35 %.

Технология ведения горных работ на карьерах включает следующие основные операции:

а) при добыче блоков из изверженных пород (гранитов и сходных с ними пород):

- вскрышные работы по удалению рыхлых и разрушенных скальных пород;
- отделение монолитов от массива с помощью буровзрывных, буроклиновых работ или невзрывчатых разрушающих средств;
- оттаскивание монолитов от забоя для последующей разделки;
- раскалывание монолитов на товарные блоки;
- пассировка блоков (грубая обработка);
- погрузка блоков и окола в средства транспорта;
- вспомогательные работы по поддержанию рабочих площадок;

б) при добыче блоков из пород средней прочности (мраморов и сходных с ними осадочных пород):

- вскрышные работы по удалению рыхлых и разрушенных скальных пород;
- выпиливание товарных блоков непосредственно из массива камнерезными машинами с кольцевыми фрезами или бабрами или отделение от массива крупных монолитов канатными пилами с последующей разделкой их на товарные блоки с помощью буроклиновых работ;
- отгрузка блоков и отходов (окол, бут, шлам) в средства транспорта.

Добыча блоков из природного облицовочного камня может производиться по одно- и двухстадийной технологическим схемам. При одностадийной схеме подготовленные от массива блоки стандартных размеров грузятся и транспортируются для дальнейшей переработки. При двухстадийной технологической схеме предварительно отделенный от массива монолит объемом 10—600 м³ и более подвергается последующей разделке на товарные блоки в пределах рабочей зоны карьера.

7.3 ДОБЫЧА БЛОКОВ ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ ИЗ ПРОЧНЫХ ПОРОД

7.3.1. Производство вскрышных работ

Вскрышные породы на большинстве месторождений природного облицовочного камня представлены рыхлыми четвертичными отложениями и слоем эрозированного камня. Их мощность измеряется от нескольких десятков сантиметров до десятков метров. Мощность рыхлых пород (почвенно-растительный слой, глины, суглинки, супеси с включением щебня и др.) обычно не превышает 3—5 м. Рыхлые вскрышные породы разрабатываются одноковшовыми экскаваторами с малой вместимостью ковша с погрузкой в автосамосвалы и транспортированием в отвалы. При мощности вскрыши менее 1,5 м предусматривается предварительное ее штабелирование бульдозером в навалы для последующей отгрузки экскаваторами или погрузчиками. Бульдозеры также выполняют работы по зачистке кровли полезной толщи от вскрышных пород.

Верхняя часть массива полезной толщи на многих месторождениях природного камня затронута выветриванием и интенсивной трещиноватостью и является непригодной для получения блоков. Суммарная мощность таких пород изменяется от 1 до 5 м, иногда до 10 м. Несмотря на незначительную мощность скальных вскрышных пород, разработка их на карьерах природного облицовочного камня оказывается весьма сложной и трудоемкой, так как удалять скальную вскрышу необходимо таки-

ми способами, которые гарантируют сохранность нижележащего массива камня.

При мощности скальной вскрыши до 3—4 м разработка ее производится одним уступом с применением буровзрывных работ — методом шпуровых зарядов. В качестве взрывчатых веществ используется черный порох или детонирующий шнур. При мощности скальной вскрыши более 4 м отбойку ее производят скважинными зарядами диаметром менее 110 мм. С целью сохранения монолитности массива камня шпуры и скважины не добуривают на 0,5—1 м до кровли верхнего добычного уступа.

Применение для отбойки скальных вскрышных пород бризантных взрывчатых веществ запрещается без проведения специальных исследований.

При незначительной мощности эрозированного камня (до 1,5 м) скальные вскрышные породы разрабатываются обычно совместно с рыхлой вскрышей одним уступом.

7.3.2 Технология добычи блоков камня

Технология добычи блоков камня есть комплекс основных производственных процессов, включающий подготовку горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, транспортирование и складирование карьерных грузов.

Основным технологическим процессом является подготовка камня к выемке, для осуществления которой применяются различные способы направленного разрушения горных пород и их комбинации, обеспечивающие концентрацию критических напряжений строго в требуемых плоскостях раскола камня.

Способы подготовки блоков камня к выемке весьма разнообразны и их выбор в значительной мере зависит от физико-механических свойств и трещиноватости массива. Они должны обеспечивать сохранность физико-механических свойств и декоративных качеств добываемых блоков, а также достижение определенных размеров и формы блока камня.

Подготовка камня к выемке заключается в отделении от массива горных пород блоков или монолитов камня, затраты на что иногда составляют до 75 % от себестоимости добычи блоков, а используемые технические средства оказывают наибольшее влияние на выход товарной продукции.

7.3.3 Способы отделения блоков (монопитов) камня от массива

А) *Буровой*. Этот способ заключается в пробуривании по линиям намечаемого раскола ряда шпуров, расположенных почти вплотную друг к другу. Для данного способа отделения гранитных блоков от массива особенно важно, чтобы все шпуры каждого ряда располагались точно по заданной линии раскола и находились в одной плоскости. Для этой цели рекомендуется использовать станки строчечного бурения (рис. 7.1), оснащенные 1—4 перфораторами, которые позволяют в несколько раз повысить производительность труда по сравнению с ручным бурением, полностью исключить влияние вибрации и шума на организм оператора, усовершенствовать технологию добычи блоков.

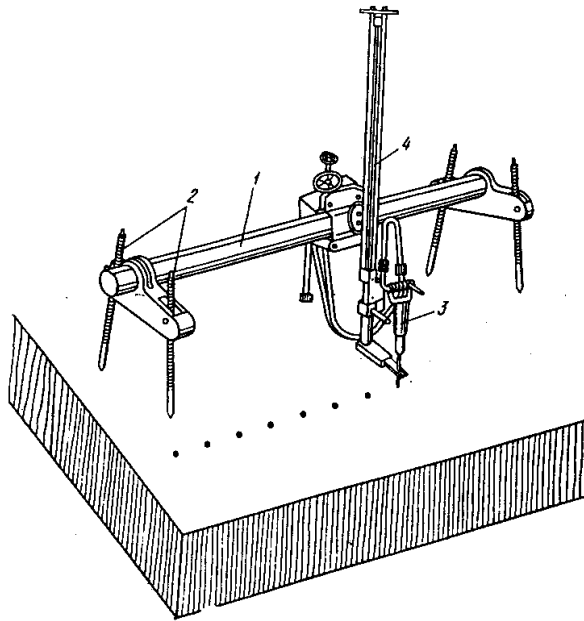


Рис. 7.1. Конструктивная схема станка строчечного бурения:
1 — несущая балка; 2 — винтовые домкраты; 3 — перфоратор; 4 — колонка

Техническая характеристика станка строчечного бурения шпуров в заданном направлении марки ССБ-2 (разработка ВНИПИИстромсырье) приведена в табл. 7.4.

Таблица 7.4

Наименование параметров	Показатели
Диаметр шпуров, мм	25—42
Глубина бурения (без замены бура), м	2—2,5
Усилие подачи канатно-поршневых податчиков, Н	0—1000
Число перфораторов, шт	2
Тип перфоратора	По желанию заказчика
Угол наклона при бурении шпуров, град.	0—90
Максимальная длина строчки буров, пробуриваемых с одной установки станка, м	4,5
Производительность по породам средней крепости (при использовании буровой коронки долотчатой формы диаметром 32 мм) за 8 ч. работы, м	170
Расход воздуха, м ³ /мин.	До 4,5
Рабочее давление в системе, МПа	0,5
Габариты станка (длина × высота), мм	5140 × 3630
Масса, кг	600

Шпуры обычно бурят перфораторами на всю высоту отделяемого блока (до горизонтальной или пологой—постельной трещины), однако при глубине шпуров более 2,5—3 м они отклоняются от заданного направления, что затрудняет правильный раскол камня. Остающиеся между соседними шпурами породные перемычки разбуриваются также перфораторами.

Техническая характеристика перфораторов и область их применения приведены соответственно в табл. 7.5 и 7.6.

Низкая производительность бурового способа отделения блоков камня от массива обуславливается большим объемом потребного бурения, удельный расход которого на добываемый кубический метр блока будет изменяться в зависимости от размеров и формы выкалываемых блоков. Так, при размере блока $10 \times 5 \times 1$ м при обурировании его с четырех сторон потребуется: $2 \cdot (10+5) \cdot 1 = 30$ м шпуров (шпуры бурятся на расстоянии 1 м друг

от друга) или на кубический метр блока: $30:50 = 0,6 \text{ м/м}^3$, тогда как для блока размером $20 \times 10 \times 1 \text{ м}$ потребуется: $2 \cdot (20+10) \cdot 1 = 60 \text{ м}$ шпуров, что составит на кубический метр добываемого блока $60:200 = 0,3 \text{ м/м}^3$, т.е. в два раза меньше, чем в первом случае.

Таблица 7.5

Показатели	Марка перфоратора					
	ПП36В	ПП54В	ПП54ВБ	ПП63В	ПП63Б	ПП63С
Диаметр буровой коронки, мм	32—40	32—45	32—46	36—46	36—46	До 46
Число ударов в минуту	2300	2300	2300	1800	1800	1800
Энергия удара, Дж	37	55	55	65	65	65
Крутящий момент, Н·м	20	29,4	29,4	27	27	27,5
Длина перфоратора, мм	705	775	850	830	900	750
Внутренний диаметр шланга, мм:						
воздушного	25	25	25	25	25	25
водяного	12,5	12,5	12,5	12,5	12,5	—
Масса, кг	24	31,5	31,3	33	33	33

Примечания: 1. Расшифровка буквенных обозначений в марках перфораторов: ПП — перфоратор переносной; В — пылеподавление водой; Б — боковая промывка; С — продувка; 2. Удельный расход воздуха, м³/мин, составляет 1,3; 3. Рабочее давление воздуха 0,5МПа; 4. Размер хвостовика (диаметр x длина), мм, 25 x 108.

Таблица 7.6

Марка перфоратора	Показатели		
	Диаметр шпура, мм	Глубина бурения, м, не более	Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова
ПП36В	32—40	2	12
ПП54В, ПП54ВБ	40—46	4	14
ПП63В, ПП63ВБ, ПП63С	40—46	5	20

Если обозначить высоту (до постельной трещины), ширину и длину блока соответственно через h , a , b (м) и принять 20 шпуров диаметром 50 мм, приходящихся на 1 м обуриваемого периметра блока, то удельный расход бурения (в м/м³) составит:

$$l = \frac{20 \cdot h \cdot 2(a+b)}{h \cdot a \cdot b} = \frac{40(a+b)}{a \cdot b}, \quad (7.1)$$

или при N шпурах на 1 м периметра блока, м/м³

$$l = \frac{2N(a+b)}{a \cdot b}. \quad (7.2)$$

Выражение (7.2) показывает, что удельный расход бурения при отделении блока от массива не зависит от высоты блока, но будет уменьшаться с увеличением его длины и ширины.

Если длина и ширина отделяемого блока увеличиваются в n раз, то удельный расход бурения уменьшается во столько же раз. На самом деле, если $l = \frac{40(a+b)}{a \cdot b}$, то после увеличения ширины и длины блока в n раз получим, м/м³:

$$l_1 = \frac{40(a \cdot n + b \cdot n)}{a \cdot n \cdot b \cdot n} = \frac{40(a+b)}{a \cdot b \cdot n}, \quad (7.3)$$

или
$$l_1 = \frac{l}{n}, \quad (7.4)$$

поэтому минимальное значение удельный расход бурения будет иметь при максимально возможной величине длины и ширины отделяемого блока. Однако практически размеры блоков камня ограничиваются расстояниями между трещинами, грузоподъемностью подъемно-транспортных средств и требованиями потребителей.

Из-за большой трудоемкости и малой производительности буровой способ отделения блоков камня от массива не получил на практике широкого распространения. Обычно им пользуются в исключительных случаях и только для добычи наиболее ценных и крупных блоков камня, так как данный способ наиболее полно сохраняет природные свойства камня.

Б) *Ударно-врубовой способ* отделения блоков камня от массива осуществляется посредством проходки врубовых щелей по линиям намечаемого раскола с помощью ударно-врубковых машин — ченнелеров, у которых рабочим органом является комплект долот V- и Z-образной формы. Долота, которым сообщается возвратно-поступательное движение большой частоты, наносят удары по камню, разрушают его и образуют щель шириной до 60 мм и глубиной до 6 м. Ченнелеры перемещаются по рельсам, проложенным вдоль направления вырубаемой щели и

ли и могут выполнять вертикальные, наклонные и горизонтальные врубы. Производительность ченнелеров колеблется от 5 до 8 м² в смену. Они хорошо себя зарекомендовали при обработке монолитных массивов с прочностью камня до 140 МПа и позволяют получать блоки требуемых размеров. Однако из-за большой энергии единичного удара имеют место нарушения монолитности породы. Ширина вруба обуславливает более высокие количественные и качественные потери. Хотя данный способ и сохраняет качество добываемого гранита и сходных с ним пород наиболее полно, он не имеет в отечественной практике большого распространения вследствие низкой производительности.

В) *Клиновой способ* для отделения блоков камня от массива основан на следующих положениях механики:

- клин при приложении к нему нагрузки дает выигрыш в силе во столько раз, во сколько длина его щек больше ширины обуха, т.е. чем меньше угол заострения клина, тем больше выигрыш в силе;

- работа, производимая ударом кувалды (молота) по клину, может создавать достаточно большие усилия, ограничиваемые прочностью самого клина и среды (камня), в которой он действует.

Исходя из принципа равенства работ, совершаемых при ударе кувалды и углублении клина в породу, можно записать (Рис. 7.2):

$$q \cdot H = Q \cdot \Delta h, \quad (7.5)$$

где q — масса кувалды (молота), кг; H — высота падения кувалды, см; Q — усилие, возникающее в клине, кг; Δh — углубление клина в породу от действия удара кувалды, см, поэтому $Q = \frac{qH}{\Delta h}$.

Практически часть работы, совершаемой при нанесении ударов кувалдой по клиньям, расходуется на деформацию этих

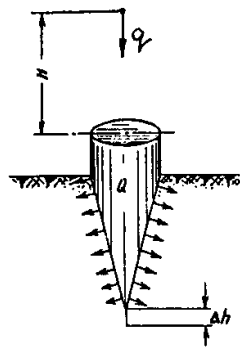


Рис. 7.2. Схема к определению усилия, создаваемого клином в гранитном массиве

клиньев и участков породы, непосредственно к ним примыкающих, а также часть работы теряется на нагревание, преодоление сил трения и др. Величина создаваемого в массиве усилия от действия клина ограничивается его прочностью и пределом сопротивления породы на растяжение. В противном случае имело бы место смятие клина или породы, непосредственно соприкасающейся с ним.

Усилие, возникающее в клине, может достичь значительной величины, а при ударе по клину кувалдой массой 7 кг с высоты 1 м (100 см) и углублении клина в породу под действием этого удара на глубину 0,5 см составит, кг:

$$Q = \frac{qH}{\Delta h} = \frac{7 \cdot 100}{0,5} = 1400$$

В зависимости от физико-механических свойств породы и ее трещиноватости применяют следующие виды клиновых работ: с использованием естественной трещиноватости породы; с размещением клиньев в гнездах, образуемых посредством отбойных молотков.

Пневматические отбойные молотки применяют для образования сплошных борозд и гнезд при клиновых работах по отделению монолитов от массива и раскалыванию их на блоки, а также при пассивировке блоков. Техническая характеристика молотков приведена в табл. 7.7.

Таблица 7.7

Показатели	Марка молотка		
	МО-5ПМ	МО-6ПМ	МО-7ПМ
Масса молотка, кг	7,8	8,5	9
Длина молотка, мм	540	580	630
Частота ударов в минуту	1500	1300	1100
Работа удара, Дж	3	3,6	4,2
Избыточное давление воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Расход воздуха, м ³ /мин	1,1	1,1	1,1
Внутренний диаметр шланга, мм	16	16	16

Клиновые расходы с использованием естественной трещиноватости могут быть применены в том случае, если имеются явно выраженные трещины в массиве. Клинья вставляют в трещины или в гнезда, образуемые в трещине перфораторами.

Клиновые работы с размещением клиньев в гнездах применяют при высоте отделяемого блока камня до 1,5 м. Для выкалывания блока камня по линии намечаемого раскола разрабатывают сплошную направляющую борозду глубиной 1—1,5 см, используя отбойные молотки, оснащенные скарпелем (от итальянского *scarrello* — стальной круглый или граненый стержень, расширенный к одному концу в виде остро отточенной лопатки). В борозде через 10—15 см отбойным молотком с применением набора специального инструмента (скарпель, спица и др.) выработывают конические гнезда овального сечения глубиной 6—8 см, вытянутые по линии намечаемого раскола породы.

Клиновой способ отделения блоков камня от массива применяют при разработке пород, обладающих повышенной способностью раскалываться по сравнительно равным плоскостям, используя клинья длиной не более 10 см с углом заострения около 30°.

Г) *Буроклиновой способ* предусматривает два варианта отделения монолитов от массива пород — механизированный и ручной.

Механизированный буроклиновый способ основан на размещении в шпурах закладных клиньев с гидравлическим приводом.

Конструктивная схема гидроклина приведена на рис. 7.3.

На карьерах страны в настоящее время применяются зарубежные и отечественные гидроклиновые установки (рис. 7.4). Из зарубежных наибольшее распространение получили гидроклиновые установки «Дарда», изготавливаемые фирмой «Портсфельд» (Германия). Техническая характеристика гидроагрегата «Дарда» приведена в табл. 7.8.

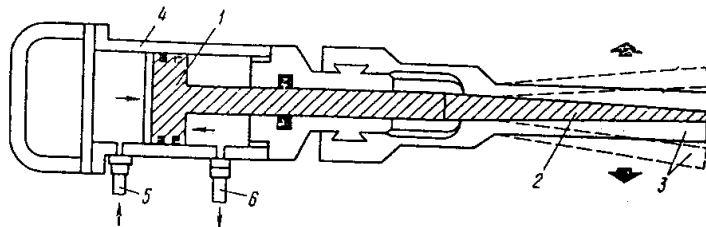


Рис. 7.3. Схема гидроклина для раскалывания камня:
1 — поршень со штоком; 2 — клин; 3 — пружинящие щечки; 4 — корпус; 5 — напорный шланг; 6 — сливной шланг

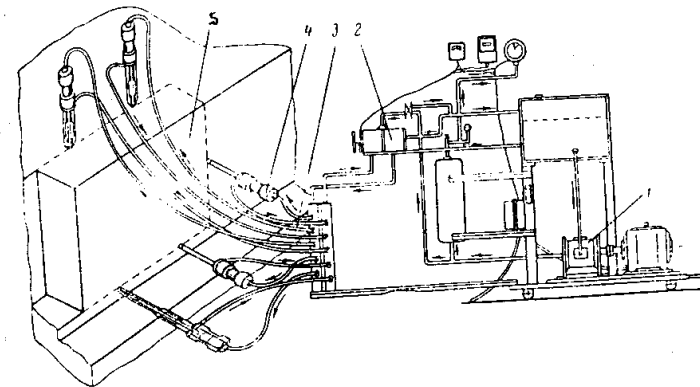


Рис. 7.4. Схема гидроклиновой установки для направленного откола блоков:
1 — масляный насос; 2 — золотниковый распределитель; 3 — шланг; 4 — гидроклинь; 5 — блок

Таблица 7.8

Параметры	Показатели
Производительность гидронасоса, л/мин	5,3
Объем резервуара для масла, л	5,5
Давление масла, развиваемое насосом, МПа	до 50
Число гидроклиньев в комплекте, шт.	5
Габарит установки, мм	1180 × 650 × 730
Масса, кг	113

Отечественной промышленностью выпускаются аналогичные гидроклиновые установки модели КМ-26 (г. Самара), техническая характеристика которых приведена в табл. 7.9.

Гидроклиновая установка состоит из гидроагрегата, пяти гидроклиньев и системы высоконапорных шлангов.

Согласно генетической классификации Р. Болка трещины в массиве горных пород подразделяются на продольные *S*, поперечные *Q*, диагональные *D* и первично-пластовые *L* (пологие, постельные).

Наиболее целесообразное механическое буроклиновое откалывание блоков обеспечивается при таком расположении забоя, когда основание откалываемого блока размещается на по-

верхности пологой трещины L , а одна из боковых или торцевых граней блока обнажена. Вторую длинную грань откалывания блока целесообразно располагать параллельно продольным трещинам S , а торцевую — поперечным Q .

Таблица 7.9

Параметры	Показатели
Давление масла в гидросистеме, МПа	25
Ход клина, мм	180
Угол клина, град.	4
Перемещение щечек, мм	12,5
Распорное усилие, кН	2300
Длина гидроклина, мм	1020
Масса гидроклина, кг	27
Число гидроклиньев в комплекте, шт.	5
Габарит установки, мм	1300 × 710 × 840
Масса установки, кг	280
Мощность электродвигателя, кВт	4

Для использования гидроклиньев при отделении монолитов камня от массива горных пород большое значение имеют: выбор направления линии предполагаемого раскола параллельно одной из систем трещин при наличии трех обнаженных плоскостей; расположение шпуров строго в плоскости намечаемого раскола; достаточная глубина шпуров и наиболее целесообразное расстояние между ними, соответствующее наименьшему удельному расходу бурения; определение высоты монолита, соответствующее расстоянию между постельными трещинами; отношение высоты отделяемого монолита к его ширине до 4:1.

При проведении работ следует строго выдерживать размеры шпуров, диаметр которых должен превышать диаметр гидроклиньев не более чем на 2—3 мм, а глубина шпуров быть не менее длины гидроклина плюс длина хода поршня, в противном случае снижается раскалывающее усилие и вероятно поломка острия клина.

В комплект гидроклиновых установок входит пять гидроклиньев, что позволяет производить откол монолита длиной до 3 м. При больших размерах монолита необходимо использо-

вать дополнительные гидроклиновые установки, которые могут откалывать камень как в вертикальном, так и в горизонтальном направлениях.

Среднерасчетные параметры шпуров для размещения гидроклиньев при механизированном буроклиновом способе отделения монолитов от массива приведены в табл. 7.10.

Таблица 7.10

Наименование параметров	Выколка для прямослойных пород	
	Высота монолита	
	до 1000 мм	более 1000 мм
Глубина шпура, мм	80—100	Равна высоте монолита
Расстояние между шпурами, мм	200—250	250—350
Примечание. При заготовке плит толщиной до 150 мм и при раскалывании косослойного камня проводится сквозное бурение шпуров независимо от высоты монолита.		

Следует иметь в виду, что при раскалывании монолитов гидроклиньями должно соблюдаться соотношение длины закладного клина к высоте раскалываемого монолита 1:3—1:4.

Ручной буроклиновой способ отделения монолитов от массива применяется при разработке пород, обладающих достаточной способностью раскалываться по сравнительно ровным плоскостям, при котором в шпуры, пробуренные по линии предполагаемого раскола, вставляются металлические клинья. По клиньям равномерно наносят удары кувалдой до появления трещины раскола.

Раскалывание камня наиболее часто осуществляется простыми клиньями и сложными (составными) клиньями со щечками (рис. 7.5), размещаемыми в шпурах круглого или овального сечения, пробуренных специальным инструментом.

Недостаточная площадь соприкосновения простого клина с породой сопровождается разрушением последней в устье шпура, что приводит к непроизводительной работе кольца. Для устранения этого недостатка применяют составные клинья с двумя щечками. Последние вставляют в шпур таким образом, чтобы линия их контакта совпала с намечаемым направлением плоскости откола, исключая искривление линии откола.

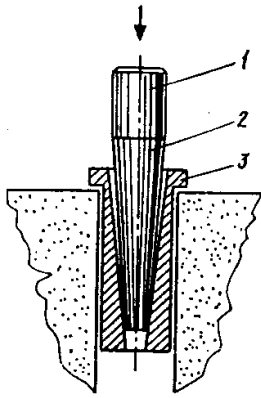


Рис. 7.5. Составной клин для раскалывания камня:
1 — цилиндрическая часть клина; 2 — коническая часть клина; 3 — щечки

Следует отметить, что при раскалывании гранита вдоль направления развития продольных трещин S число ударов для раскалывания в 2 раза меньше, чем в перпендикулярном направлении к нему, и примерно в 5 раз меньше, чем в направлении под косым углом.

Некоторые крупнокристаллические разновидности гранитов и трудно поддающиеся раскалыванию породы требуют бурения шпуров на всю высоту монолита при расстоянии между шпурами 7—10 см. При отделении монолита от массива легко раскалываемых пород глубина шпуров может быть от 7 до 12 см, а расстояние между шпурами 15—20 см.

Диаметр шпуров зависит от формы и размеров клиньев, а также от глубины шпуров и толщины выкалываемого монолита. При применении простых клиньев (прямоугольного или круглого сечения, длина клина от 70 до 200 мм, угол заострения около 30°) и отделении монолитов легко раскалываемых пород при малой глубине шпуров их диаметр меняется от 20 до 30 мм. В трудно раскалываемых породах при использовании сложных (с двумя щечками) клиньев диаметр шпуров принимается от 32 до 45 мм.

Размеры сложных клиньев для раскалывания гранита приведены в табл. 7.11.

Таблица 7.11

Площадь сечения раскола, м ²	Наименьшие размеры клина			Размеры щечек, мм	
	угол заострения, град	длина, мм	диаметр, мм	наружный диаметр	высота
До 1	12	100	18	20	70
1—2	12	120	25	30	100
Более 2	12	150—250	35	40	До 200

Расчетные параметры шпуров при выкалывании монолитов из прямослойных пород ручным буроклиновым способом приведены в табл. 7.12.

Таблица 7.12

Наименование показателей	Высота монолита	
	до 1000 мм	более 1000 мм
Диаметр шпура, мм	70—90	Равна высоте монолита
Диаметр шпура при применении клиньев, мм:		
	простых	25—30
сложных	До 32	32—45
Расстояние между шпурами, мм	150—200	150—200

Данные табл. 7.12 должны уточняться для конкретных условий при разработке конкретного месторождения.

Предельно допустимые значения высоты раскалывания породы механизированным и ручным буроклиновым способами, при которых обеспечивается, в основном, полное отсутствие диагональных сколов камня, составляют: для крупнозернистых пород (лабрадоритов, порфиридных гранитов и других сходных с ними пород) — 1,4—1,8 м; для среднезернистых изверженных пород — 1,6—2 м; для мелкозернистых изверженных пород — 1,8—2,4 м.

Д) *Буровзрывной способ* отделения монолитов от массива чаще всего применяется на карьерах при разработке прочных пород (гранита, базальта и др.). По типам применяемых ВВ все известные способы добычи монолитных блоков можно разделить на две группы: I — способы, базирующиеся на использовании метательных ВВ — черного (дымного) пороха; II — способы, основанные на применении бризантных ВВ — в основном, детонирующего шнура (ДШ).

Отделение монолитов шпуровыми зарядами дымного пороха основано на использовании метательных свойств пороха. Нарастание давления газов при сгорании пороха происходит относительно медленно (разложение пороха при взрыве протекает со скоростью около 400 м/с), и механическая работа в шпуре возрастает постепенно, что проявляется в раскалывании камня

подобно клиновому действию и в отбрасывании монолита, т.е. в метательном действии ВВ. Применение черного пороха при правильно выбранных направлении раскалывания и величине заряда не вызывает, в основном, образования новых трещин в массиве.

Важнейшим параметром, влияющим на выход блоков при разработке месторождения с использованием буровзрывного способа добычи, является рациональное расстояние между шпурами, которое определяет объем буровых работ и качество плоскости раскола. При выборе рациональных параметров буровзрывных работ необходимо соблюдать следующие условия: правильно сочетать трещиноватость и анизотропность разрабатываемого массива, которые определяют возможную блочность камня и его выход; проводить работы при наличии трех обнаженных плоскостей. Глубина шпуров должна соответствовать высоте монолита, равной расстоянию между постельными трещинами за вычетом недобура 0,2—0,3 м до трещины в его основании.

Расстояние между шпурами в монолитных и слаботрещиноватых породах обычно подбирается опытным путем, начиная с 0,3—0,4 м. На добыче гранитных блоков расстояние между шпурами колеблется от 0,5 до 1 м, а диаметр шпура изменяется в пределах от 30 до 55 мм.

Масса заряда пороха для отделения монолита от массива определяется (в кг) по выражению:

$$Q = qV, \quad (7.6)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; V — объем откалываемого монолита, м³.

Особенности строения месторождений природного облицовочного камня весьма разнообразны, поэтому удельный расход черного пороха должен определяться экспериментальным путем, начиная с 0,3—0,4 кг/м³, и окончательно уточняться в процессе работ. Следует отметить, что завышенный удельный расход пороха приводит к образованию дополнительных трещин и значительному смещению взрывом монолита от массива при нормальном смещении до 0,2—0,5 м. Более точным контролем влияния удельного расхода пороха на качество отделяемого монолита является непосредственная распиловка блоков на плиты в производственных условиях с учетом выхода плит (в м²) на 1 м³ блока.

Обычно величину заряда пороха в отдельных шпурах определяют делением массы общего заряда ВВ на число шпуров и уточняют ее опытными взрывами. Длину забойки рекомендуется принимать не менее 22—25 диаметров шпура, а при высоте монолитов до 1,8 м — не менее 1/3 глубины шпура. Взрывание пороховых зарядов осуществляется с помощью огнепроводного, детонирующего шнура или электровоспламенителя.

Длина, ширина и высота (объем V) первоначального монолита определяется существующей природной системой трещин и направлениями облегченного раскола камня. Длина отделяемого от массива монолита принимается в зависимости от расстояния между вертикальными трещинами и достигает 15—20 м, ширина обычно составляет 2,5—6 м, а высота — 2—6 м (зависит от расстояний между постельными трещинами).

Скважинные пороховые заряды (диаметр скважин 100—105 мм) для отделения монолитов от массива применяются в исключительных случаях, поскольку приводят к образованию микротрещин в породе, излишнему ее дроблению и уменьшению выхода блоков (в %). Метод скважинных зарядов используется при ограниченных размерах карьерного поля в плане (недостаточная длина фронта работ для шпурового метода), незначительном выходе блоков (до 10—15 %) и производстве изделий для дорожного строительства (бортовые и брусчатые камни).

Для бурения взрывных скважин и для щелеобразования при отделении монолитов используются буровые станки с погружными пневмоударниками БМК-4М, СБМК-5 и СБУ-100Г-35. Станки БМК-4М и СБМК-5 сняты с производства, но продолжают еще эксплуатироваться на карьерах. Техническая характеристика буровых станков приведена в табл. 7.13.

Способ отделения монолитов от массива с помощью детонирующего шнура (ДШ) был предложен Г.А. Бершивили и Р.В. Михельсоном. Он основан на взрывании одной или нескольких нитей ДШ, помещаемых в шпур. Преимущество — возможность применения способа в любых погодных условиях, высокая степень безопасности работ. Недостаток — не гарантированное качество блоков из-за отсутствия обоснованных рекомендаций по выбору рациональных параметров взрывного отделения монолитов в различных горно-геологических условиях.

Таблица 7.13

Показатели	Марка бурового станка		
	БМК-4М	СБМК-5	СБУ-100Г-35
Диаметр буровой коронки, мм	105	105	105; 125
Глубина бурения, м	До 35	До 35	Не менее 35
Работа удара поршня, Дж	70—75	70—75	70—75
Частота вращения шпинделя, мин ⁻¹	41	41	46
Удаление шлама	Воздушное	Воздушно-водяное	Воздушное
Избыточное давление сжатого воздуха, МПа	0,5—0,7	0,5—0,7	0,5—0,7
Расход воздуха, м ³ /мин	4,2	4,5	5
Мощность электродвигателя, кВт	3	10	24
Ход станка	На салазках, лебедкой или трактором		Гусеничный
Габариты станка, мм	2470×1000×2070	3100×1850×2300	4000×2300×2340
Масса, т	0,45	3,34	5

Расчетные параметры скважинных зарядов, применяемых на карьерах, приведены в табл. 7.14.

Таблица 7.14

Наименование параметров	Показатели
Высота уступа, м	До 10
Диаметр скважины, мм	100—105
Расстояние между скважинами, м	1,5—3
Линия сопротивления по подошве (ширина монолита), м	3—5
Удельный расход пороха, кг/м ³	0,3—0,4
Расход бурения, м/м ³	0,1—0,3

Суть способа заключается в следующем: по плоскости намечаемого раскола (вертикальной, горизонтальной) бурится ряд шпуров, в которые вводятся отрезки ДШ, соединенные в сеть, взрываемую с помощью детонатора. Порядок отделения моно-

лита от массива, расположение и диаметр шпуров в основном такие же, как при шпуровом методе взрывания пороховых зарядов.

При отделении монолита от массива с применением ДШ необходимо соблюдать дополнительные условия: обязательно наличие в основании отделяемого монолита постельных трещин или искусственного вруба; шпуры не добуривают до постельной трещины или искусственного вруба на величину 2—3 диаметров шпура; бурение шпуров выполняют станками строчечного бурения; заряд в шпурах допускается в пределах двух нитей ДШ; забойку шпуров не проводят; все заряды присоединяют к единой взрывной магистральной линии ДШ; взрывание мгновенное.

Расчетные параметры буровзрывных работ с использованием ДШ, применяемые на карьерах, приведены в табл. 7.15.

Таблица 7.15

Наименование параметров	Показатели
Диаметр шпура, мм	32—42
Расстояние между вертикальными и горизонтальными шпурами, мм	200—350
Линия сопротивления по подошве — ширина монолита, м	1,3—2,5
Глубина шпуров — высота монолита, м	1—3
Число ниток ДШ, шт.	1—2
Удельный расход ДШ, м/м ³ : при вертикальном отделении монолита от массива	3—4,2
при вертикальном и горизонтальном отделении монолита от массива	5—7

Заслуживает внимания и рекомендуется к применению на карьерах разработанная институтом ВНИПИИстромсырье технология отделения монолитов от массива зарядами направленного раскола посредством взрывания в шпурах зарядов специальной конструкции, выполненных на основе ДШ. По данной технологии отделяемый монолит в намечаемых плоскостях раскола оконтуривают шпурами с помощью станков строчечного бурения, в которых размещают заряды специальной конструкции, взрываемые в определенной последовательности (рис. 7.6).

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, возникающей при взрыве зарядов, расположенных в горизонтальных шпурах. Экспериментальные взрывы, выполненные для гранитов карельских месторождений (Шальское и «Кашина гора»), позволили установить расстояние между шпурами 25 ± 5 см для заряда в две нити ДШ, размещаемого в шпурах диаметром 32—42 мм. Примерные параметры отделяемых монолитов составляют: высота 1—3 м, ширина 1,5—2,5 м, длина до 20—30 м.

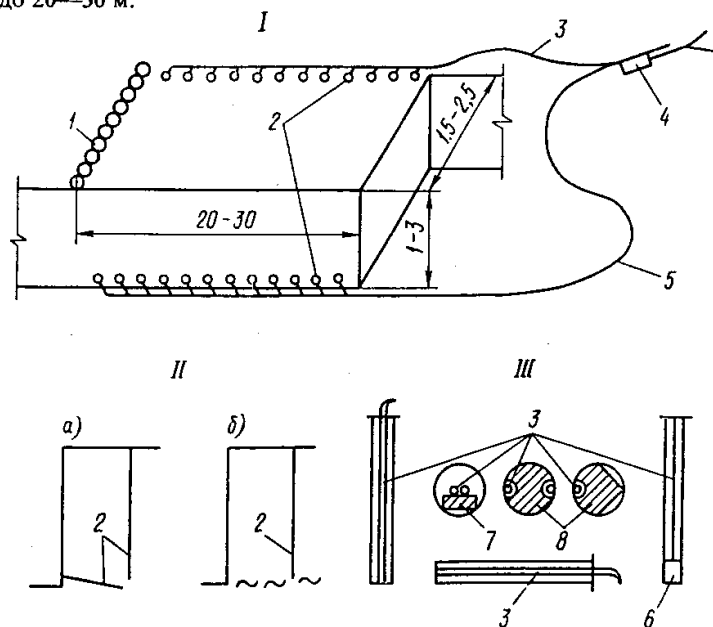


Рис. 7.6. Технология отделения монолитов от массива с применением направленного раскола:

I — схема расположения шпуров, скважин и взрывной сети; II — схема расположения зарядов в массиве; а — при отсутствии постельных трещин; б — при наличии постельных трещин; III — конструкция зарядов; 1 — скважины диаметром 105 мм; 2 — шпуры; 3 — детонирующий шнур; 4 — электродетонатор; 5 — замедлитель-петля ДШ (3,5 м); 6 — порох; 7 — прокладка из дерева; 8 — металлический стержень

Применение направленного раскола с помощью ДШ позволяет до 50 % снизить объем бурения, до 1,5 раз увеличить выход блоков из массива, исключить недостатки, присущие пороховым зарядам (опасность в обращении с порохом при зарядании шпуров и значительная трудоемкость этих работ, водонеустойчивость пороха).

В некоторых случаях перед взрыванием ДШ шпуры полностью заливают водой, что позволяет несколько снизить расход бурения и увеличить расстояние между шпурами. Однако необходимо учитывать, что отделение монолитов таким способом сопровождается увеличением зоны нарушения породы взрывом вокруг шпура, так как вода является несжимаемой жидкостью, и взрыв действует во все стороны с одинаковой силой. Поэтому при гидровзрывании с помощью ДШ верхнюю часть шпура на глубину 10—15 см рекомендуется водой не заполнять в целях устранения закольных явлений в верхней части отделяемого монолита по плоскости раскола.

Удельный расход ДШ при отделении монолитов от массива составляет 0,005—0,01 кг/м³.

Е) С помощью невзрывчатых разрушающих средств (НРС)*

Невзрывчатое разрушающее средство получают специальным обжигом карбонатных пород с последующим измельчением продукта обжига со специальными добавками. Оно представляет собой порошкообразный материал светло-серого цвета с различными оттенками, пылящий, негорючий и не взрывоопасный, обладающий щелочными свойствами.

Разработаны три композиционных состава НРС.

В состав смеси НРС-1, разработанной Московским институтом ВНИИстром им. П.П. Будникова, основным компонентом (до 98 %) является обожженная грубодисперсная известь. Обжиг негашеной извести (СаО) производится в печах специальной конструкции при температуре свыше 1400 °С. В качестве добавок используются борная кислота (H₃BO₃), кальцинированная сода (Na₂CO₃), химическое вещество — сульфатно-дрожжевая бражка. Порошок НРС-1, смешанный с водой в соотношении 3:1, образует пастообразную массу, которая при затвер-

*Невзрывчатое разрушающее средство (НРС) — порошок «СИГБ» (смесь известковая для горных и буровых работ)

дении увеличивает свой объем, создавая в разрушаемом объекте давление до 50 МПа. Состав НРС-1 характеризуется стабильностью свойств и большим сроком годности.

НРС, разработанное Киевским политехническим институтом, по составу аналогично НРС-1. При изготовлении требуется специальный обжиг карбонатных пород с гипсосодержащим камнем ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), затем измельчение полученного клинкера с некоторыми добавками. Более сложная технология оправдывается лучшим качеством смеси, стабильностью ее работы, меньшей слеживаемостью и более длительным сроком хранения. Развивает давление до 50 МПа.

В составе смеси, разработанной Львовским политехническим институтом, основным компонентом является грубоизмельченная негашеная известь. От составов ВНИИстром и КПИ отличается тем, что при изготовлении смеси не требуется обжига извести, что значительно снижает ее стоимость. Приготовление смеси осуществляется механическим перемешиванием компонентов. Максимально развиваемое давление 40 МПа. Недостатки: нестабильность свойств из-за гашения негашеной извести при взаимодействии с воздухом; малый срок годности.

Невзрывчатое разрушающее средство может использоваться как для отделения монолитов от массива, так и для раскалывания монолитов на стандартные блоки.

Для отделения монолита от массива с помощью НРС бурят шпур, диаметр и глубина которых, а также расстояние между ними определяются в зависимости от физико-механических свойств пород. С увеличением диаметра шпуров возрастает разрушающее усилие и вероятность холостого выстрела шпура вверх без достижения требуемого эффекта.

Для высокопрочных пород при отделении монолитов от массива с помощью НРС рациональный диаметр шпуров, по данным практики, находится в интервале 36—60 мм, расстояние между шпурами 20—50 см. Глубина шпуров должна составлять не менее 70 % высоты отделяемого монолита. Шпуры заполняются рабочей смесью НРС на всю глубину.

Приготовление рабочей смеси осуществляется в открытом сосуде, в который заливают отмеренное количество воды, в которую постепенно высыпают отвешенное количество НРС, тщательно перемешивая массу до получения хорошей ее текучести.

Продолжительность приготовления массы не должна превышать 8—10 мин. Вода, используемая для приготовления раствора НРС, должна иметь температуру не более 25 °С. Уменьшение или увеличение расхода воды от рекомендуемых пределов при приготовлении рабочей смеси НРС приводит к уменьшению его расширяющего усилия.

Невзрывчатое разрушающее средство работает только при смешивании с водой. В результате химической реакции происходит расширение массы в шпуре, что и создает раскалывающее (расширяющее) усилие, которое увеличивается с течением времени. От этого усилия в породе возникают напряжения, которые приводят к образованию трещин, а расширяющее усилие поддерживается также после появления трещин.

Опытно-промышленные испытания НРС на гранитных карьерах (Емельяновском, Головинском, Корнинком) по отделению монолитов от массива показали, что усилия, развиваемые НРС, вполне достаточны для отделения монолитов объемом более 90 м³ в породах с пределом прочности на сжатие до 200 МПа. По сравнению с традиционными способ отделения монолитов от массива с помощью НРС позволяет увеличить выход блоков из массива на 5—10 %, исключить разрушающее воздействие на массив, повысить качество блоков.

Расход НРС на 1 м³ отделяемой породы зависит от прочностных свойств породы, наличия в ней трещин, объема отделяемого монолита и его размеров, глубины шпуров, межшпуровых расстояний и других показателей. Этот расход для различных пород и разных условий составляет 2—5 кг на 1 м³ отделяемой породы (на основании промышленных экспериментов удельный расход НРС при отколе блоков гранита составил 5 кг/м³, мрамора — 3,5 кг/м³).

Расчетный удельный расход НРС для отделения двух граней камня можно определить (в кг/м³) по формуле:

$$q_n = \frac{(l_{ш} + A)p}{a_{ш} \cdot A \cdot H}, \quad (7.7)$$

где $l_{ш}$ — глубина шпура, м; A — ширина отделяемого камня, м; p — вместимость шпура, кг/м; $a_{ш}$ — расстояние между шпурами, м; H — высота отделяемого камня, м.

При расколе по одной грани камня для расчета q_n из числителя формулы (7.7) исключают A .

К преимуществам применения НРС относятся: беззвучность раскалывания камня; отсутствие сейсмического эффекта, разлета осколков породы, выброса твердых и газообразных продуктов. Недостатки: невозможность использования НРС при минусовой температуре; большая продолжительность раскалывания породы (20—70 ч).

Ж) Установками HRS [23]

HRS — Hydro Rock Splitter (дословный перевод с английского — гидравлический раскалыватель породы) — силовой элемент скважинного типа, размещаемый в металлическом цилиндре и служащий для создания направленной нагрузки на стенки скважины (шпура) и разрушения прочных пород. Силовой элемент HRS может быть размещен в скважине на любой глубине.

Установка HRS укомплектовывается источником давления (маслостанцией с электрическим или ручным приводом), шлангами низкого и высокого давления с быстросъемными соединениями на 6 или 12 силовых элементов, которые могут работать одновременно от одной маслостанции с распределителем и механическим отодвигающим устройством.

После монтажа установки HRS, который занимает несколько минут, силовые элементы устанавливаются в шпуры. Затем с помощью маслостанции начинается нагнетание жидкости в силовые элементы. Последние расширяются в одном направлении (рабочий ход силового элемента для разных конструкций HRS составляет 7—18 мм) и осуществляют направленный откол породы.

Различные модификации установок HRS выпускаются с силовыми элементами диаметром 33, 40, 60, 97 и 100 мм, имеющими рабочее давление от 90 до 125 МПа, разрывное усилие от 1000 до 8500 кН и массу от 1,5 до 25 кг.

При применении HRS диаметр скважин (шпуров) должен превышать диаметр силового элемента на 2—5 мм. Установка обслуживается одним оператором.

З) Комбинированные способы

Применение различных технических средств для отделения монолитов от массива позволяет полнее использовать их пре-

имущества, увеличить коэффициент выхода и объемы блоков, снизить трудоемкость, улучшить организацию и безопасность работ. Комбинированные способы подготовки горных пород к выемке позволяют более полно сочетать и учитывать конкретные горно-геологические условия залегания пород и их физико-технические свойства.

На карьерах в основном применяются следующие комбинированные способы отделения монолитов от массива:

- буровзрывной (буроклиновой) в сочетании с термическим способом щелеобразования;
- буровзрывной (буроклиновой) в сочетании с буровым способом щелеобразования.

Сущность комбинированного способа заключается в следующем: в торце отделяемого монолита термическим или буровым способом проходят отрезную щель шириной 10—12 см для создания дополнительной плоскости обнажения. Дальнейшее отделение монолита от массива может производиться обычным буровзрывным или буроклиновым способами в зависимости от физико-механических свойств и трещиноватости разрабатываемых пород (рис. 7.7).

Комбинированный способ отделения монолитов от массива с термическим (с помощью ручных терморезаков) щелеобразованием применяется в основном на гранитных карьерах. Терморезак — породоразрушающий термогазоструйный инструмент, предназначенный главным образом для прорезания щелей в массиве горных пород — создания дополнительной плоскости обнажения при добыче блоков природного камня.

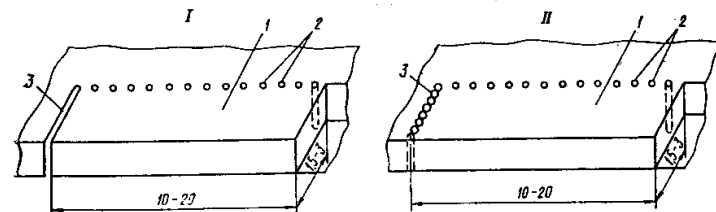


Рис. 7.7. Схемы отделения монолита от массива комбинированным способом: I — с проходкой отрезной щели терморезаком; II — то же, с бурением скважин; 1 — отделяемый монолит; 2 — шпуры; 3 — отрезная щель

Терморезак состоит из исполнительного органа — реактивной горелки, рукоятки и штанги-удлинителя при глубинном разрушении горных пород. При работе терморезака компоненты горючей смеси (бензин, керосин, дизельное топливо, сжатый воздух) поступают через индивидуальные вводы в полость горелки. Высокотемпературная газовая струя (температура до 2000—3000 °С) со сверхзвуковой скоростью (свыше 330 м/с) воздействует на поверхность горных пород. Под влиянием высокой температуры в горных породах происходит резкое увеличение объема отдельных минеральных зерен, что приводит к образованию внутренних напряжений в поверхностном слое породы с последующим ее разрушением, протекающем обычно в режиме шелушения. Быстрота разрушения породы под действием высокотемпературной газовой струи зависит от теплофизических свойств породы, ее минералогического состава, структуры, текстуры, степени выветрелости, трещиноватости, рационального использования энергии газовой струи и др.

Наибольшая производительность терморезаков достигается обычно на монолитных крупнозернистых гранитах с высоким содержанием кварца (30—40 %) и минимальным содержанием биотита (до 10 %) — до 2,5 м²/ч при ширине щели до 110 мм, глубиной до 5 м. Важнейшим фактором, влияющим на производительность терморезаков, является рациональное использование энергии газовой струи, определяемое расстоянием от забоя щели до среза сопла горелки (оптимальное — 70 мм) и углом атаки газовой струи (оптимальный — 60°).

Основные достоинства терморезаков: конструктивная простота, незначительная масса. Недостатки: повышенные потери камня из-за значительной ширины щели, избирательность по отношению к различным горным породам, некомфортные условия при эксплуатации ручных терморезаков (высокий уровень шума, интенсивное выделение продуктов горения и частиц породы в рабочей зоне).

Внедрение в технологию добычи блоков термогазоструйного способа подготовки камня к выемке позволяет: повысить качество блоков и уменьшить потери камня при переработке его на продукцию; увеличить выход блоков из добытого полезного ископаемого; уменьшить тяжелые и трудоемкие ручные работы по очистке забоев при проходке разрезных и фланговых

траншей буровзрывным способом; упорядочить системы разработки месторождений и повысить культуру производства на карьерах блочного камня.

На ряде гранитных карьеров Украины (Емельяновском, Корнинском, Янцевском и др.) нашли применение ручные терморезаки ТРВ-1 конструкции Харьковского авиационного института (ХАИ), техническая характеристика которых приведена в табл. 7.16.

Таблица 7.16

Наименование параметров	Показатели
Глубина щели, м	2—3,5
Ширина щели, см	10—20
Длина резака с горелкой, м	2,6—4,6
Диаметр горелки, мм	54
Диаметр штанги, мм	53
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	5—8
Давление воздуха, МПа	0,5—0,6
Расход бензина (керосина), л/ч	15—20
Масса терморезака, кг	7,5 и 19,8

На карьерах по добыче гранитных блоков в Казахстане и на других карьерах были внедрены бензовоздушные ручные терморезаки типа БВР-60 конструкции Казахского политехнического института (КазПТИ), техническая характеристика которых показана в табл. 7.17.

Таблица 7.17

Наименование параметров	Показатели
Давление подачи воздуха	0,5—0,7
Давление подачи горючего	0,5—0,7
Расход воздуха, м ³ /мин	5—7
Расход горючего, л/ч	12—18
Производительность реза щели, м ² /ч	0,4—0,5

Недостатки применения ручных терморезаков: трудность поддержания оптимального расстояния от среза сопла горелки

до забоя образуемой щели (70 мм); непосредственное нахождение рабочего в зоне интенсивного выделения продуктов горения и твердых частиц, образуемых при разрушении гранита.

Созданные институтами ХАИ и КазПИИ на базе ручных терморезаков газоструйные установки улучшают условия труда и повышают производительность терморезания.

Техническая характеристика газоструйной установки УГР-2 конструкции ХАИ приведена в табл. 7.18.

Таблица 7.18

Наименование параметров	Показатели
Число терморезаков, шт.	3
Длина прорезаемой щели за один проход, м	До 7
Глубина щели, м	До 5
Топливо для запуска	Бензин
Топливо для работы	Дизельное
Давление подачи топлива и воздуха, МПа	0,4—0,9
Расход топлива на один резак, л/ч	15—30
Расход воздуха на один резак, м ³ /мин	5—10
Установленная мощность, кВт	13
Обслуживающий персонал, чел.	2
Сменная производительность, м ³ /см	8—20
Масса, кг	3500

Следует отметить, что производительность прорезания щелей в монолитных массивах по площади в несколько раз больше, чем в трещиноватых. Это объясняется тем, что в трещиноватых массивах трещины заполнены различными цементирующими породами, слабо поддающимися термическому разрушению и снижающими производительность резания. По трещинам происходит и утечка газовой струи.

Щелеобразование буровым способом (см. рис. 7.7, II) выполняется обычно буровыми станками с погружными пневмударниками БМК-4М, СБМК-5, СБУ-100Г-35, станками строчечного бурения или перфораторами. Сущность этого способа заключается в том, что по линии намечаемого щелевого вруба

проводится сплошное обуривание (скважины или шпуров бурятся в непосредственной близости друг от друга).

7.3.4. Раскалывание монолитов на блоки и их пассировка

На карьерах разделка монолитов на блоки обычно выполняется буровзрывным или механизированным буроклиновым способами, реже ручным буроклиновым. Наибольшее распространение на карьерах получил буровзрывной способ раскалывания монолитов на блоки с размещением и взрыванием ДШ в шпурах.

По сравнению с отделением монолитов от массива раскалывание их на блоки взрыванием ДШ в шпурах отличается тем, что отсутствует дополнительное сопротивление по линии контакта монолита с массивом. Поэтому расстояние между шпурами при разделке монолитов на блоки может быть увеличено по сравнению с отделением монолита от массива, что может привести к увеличению шероховатости граней блока и объемов работ при их пассировке.

При раскалывании монолитов на блоки расстояние между шпурами желательно определять так же, как при отделении монолитов от массива буровзрывным способом с использованием ДШ. Однако первоначально рекомендуется принимать это расстояние равным 20—30 см и уточнять его в процессе работ. В шпурах рекомендуется размещать по одной нитке ДШ. Влияние последствий взрывания ДШ на качество блоков должно периодически проверяться учетом выхода плит при распиливании блоков на камнеобрабатывающих заводах.

При раскалывании монолитов на блоки механизированным буроклиновым способом с применением гидроклиновых установок (см. табл. 7.8, 7.9) требуются значительно меньшие усилия, чем при отделении этим же способом монолитов от массива. Поэтому шаг установки гидроклиньев может быть значительно увеличен. Однако при этом возрастает отклонение от заданного направления раскола камня, что приводит к увеличению объемов пассировки. Во избежание этого плоскость раскола рекомендуется ослаблять бурением дополнительных шпуров, размещаемых в интервале шага установки гидроклиньев.

Окончательные параметры (расстояние между шпурами, их диаметр и глубина) следует уточнять в процессе проведения работ.

Как показала практика, разделка монолитов на блоки механизированным способом обеспечивается гидроклиньями небольшого диаметра, размещаемыми в шпурах диаметром 25—32 мм. При этом значительно повышается производительность бурения и точность направления раскола, уменьшается шероховатость поверхностей граней блока.

Ручные буроклиновые работы выполняются на карьерах при отсутствии возможности применения других способов. Технология ручного способа ведения буроклиновых работ аналогична таковой при отделении монолитов от массива.

При раскалывании монолитов природного камня буроклиновым и бурогидроклиновым способами имеют место значительные его потери из-за диагонального скола, поэтому для каждого типа изверженных пород важно обосновать предельно допустимую высоту раскалывания монолитов камня. По данным АО Житомирнерудпром предельно допустимая высота раскалываемых монолитов природного камня буроклиновым и бурогидроклиновым способами, при которой полностью отсутствуют диагональные сколы, составляет: для крупнозернистых пород (лабрадорита, порфиоровидных гранитов и сходных с ними пород) — 1,4÷1,8 м; для среднезернистых изверженных пород (гранитов) — 1,6÷2 м; для мелкозернистых пород (габбро, гранитов) — 1,8÷2,4 м.

Клиновой способ разделки монолита на блоки с размещением клиньев в гнездах применяется для пород, обладающих способностью легко раскалываться по сравнительно ровным плоскостям, при высоте монолита до 1 м.

Пассировка — грубая обработка блоков из горных пород для придания им заданной формы и размеров, соответствующих требованиям ГОСТа. Пассировка включает откалывание крупных кусков блока на его гранях, образующих острые углы, скалывание выступов и постепенное доведение блоков до стандартных размеров. Объем пассировки определяется качеством выполняемых работ при отделении монолитов от массива и последующим раскалыванием их на блоки.

Обкалывание блоков выполняется механическим способом — с помощью пневматических отбойных молотков (см. табл. 7.7)

или термическим способом — с помощью термоотбойников, который применяется при обработке пород, поддающихся термическому разрушению.

Бензовоздушный термоотбойник представляет собой инструмент, имеющий пистолетообразную форму, основной частью которого является прямоточный воздушно-реактивный микродвигатель, работающий на сжатом воздухе и бензине. Сбой камня при его обработке осуществляется высокотемпературной газовой струей 2000 °К или 1726,85 °С (температура в градусах Цельсия равна температуре в градусах Кельвина минус температуру равновесия между тремя фазами воды: твердой — лед, жидкой и газообразной — пары воды, равной 273,15 °К), вытекающей из сопла реактивного микродвигателя со сверхзвуковой скоростью 2500 м/с.

В настоящее время существует большое число конструкций бензовоздушных термогазоструйных отбойников. Это такие, как Т-3 и Т-5 конструкции Харьковского авиационного института, ЛТ-1 — разработка Ленинградского горного института, АЯ-3 конструкции центральных ремонтных мастерских АО Житомирнерудпром, технические характеристики которых приведены в табл. 7.19.

Таблица 7.19

Показатели	Марка термоотбойника			
	Т-3	Т-5	ЛТ-1	АЯ-3
Горючее	Бензин	Бензин или керосин	Бензин	Бензин
Давление подачи, МПа:				
воздуха	0,4—0,6		0,3—0,6	0,4—0,6
горючего	0,4—0,6		0,3—0,6	0,4—0,6
Расход воздуха, м ³ /мин	0,25—0,3	2,5—3	0,15	0,23—0,3
Расход горючего, л/ч	0,8—0,9	1—1,2	0,6—0,7	0,1—0,11
Масса инструмента, кг	2,3	3,5	1,6	2

Производительность термогазоструйных отбойников зависит от физико-технических и текстурных особенностей строения горной породы, скорости истечения газовой струи, удаления сопла камеры от поверхности обрабатываемого камня,

мастерства оператора. Она составляет при обработке легкообрабатываемых кристаллических пород (гранит Коростышевского месторождения) 80—100 см³/мин.

Применение в камнеобработке термоотбойников обеспечивает улучшение условий труда камнетесов, устранение профзаболеваний (виброблезнь, силикоз), повышение производительности труда (по сравнению с бурчардированием в 7—10 раз), уменьшение расхода твердосплавного инструмента, снижение себестоимости изготавливаемой продукции из камня.

При механическом способе обкалывания граней блоков сменная производительность рабочего в зависимости от трудности обработки пород составляет 7—10 м².

7.4

ДОБЫЧА БЛОКОВ (МОНОЛИТОВ) ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ ИЗ ПОРОД СРЕДНЕЙ ПРОЧНОСТИ

7.4.1

Производство вскрышных работ

На большинстве месторождений пород средней прочности (типа мрамора, мраморизованных известняков и сходных с ними пород) верхняя часть полезного ископаемого представлена выветрелыми и сильнотрещиноватыми породами, не пригодными для получения блочной продукции. Мощность рыхлых вскрышных пород и способ их разработки аналогичны таковым при разработке прочных пород. Мощность скальной вскрыши изменяется от 1 до 10 м.

Предварительное рыхление скальной вскрыши с помощью буровзрывных работ приводит к образованию в массиве дополнительной трещиноватости и снижает выход блоков (в %). Поэтому разработка скальной вскрыши должна проводиться способами, гарантирующими сохранность массива облицовочного камня. С целью устранения распространения трещиноватости от действия взрывов при рыхлении пород необходимо осуществлять подрезку скальной вскрыши на границе с массивом блочного камня: в породах с прочностью до 120 МПа камнерезными машинами с кольцевой фрезой или баровыми маши-

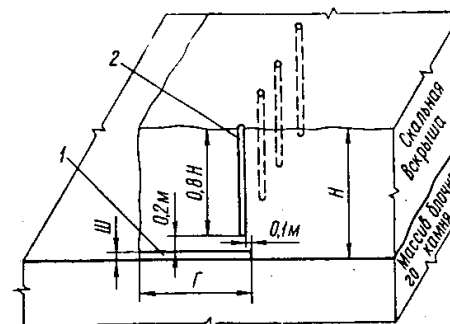


Рис. 7.8. Схема отбойки скальной вскрыши на границе с массивом блочного камня для пород средней прочности:

1 — пропил камнерезной машины; 2 — шпур; H — высота уступа; Ш — ширина пропила; Г — глубина пропила

нами; в породах прочностью более 120 МПа или менее прочных, но

с включением твердых и абразивных пород (кварца, диорита и др.) — защитным взрыванием ДШ.

Рыхление предварительно подрезанной скальной породы целесообразно производить шпуровыми зарядами при высоте уступа до 2—3 м (рис. 7.8). При мощности вскрышных пород более 3 м разработка их ведется двумя уступами: нижнего уступа с высотой до 2 м — с подрезкой; верхнего уступа при высоте его до 3 м — шпуровыми зарядами, при высоте более 3 м — скважинными зарядами малого диаметра (до 105 мм).

Параметры шпуровых зарядов при рыхлении скальных пород с предварительной их подрезкой камнерезными машинами приведены в табл. 7.20.

Таблица 7.20

Показатели	Высота уступа, м		
	1	2	3
Линия сопротивления по подошве, м	1—1,3		
Расстояние между шпурами, м	1—1		
Глубина шпура, м	0,7—0,7	1,7—1,7	2,7—2,7
Масса пороха в шпуре, кг (или две нитки ДШ по всей глубине каждого шпура)	0,5—0,5	1—1	1,5—1,5
Выход породы с одного шпура, м ³	1—1,3	2—2,6	3—3,9
Расход пороха на 1 м ³ , кг	0,5—0,4	0,5—0,4	0,5—0,4
Расход бурения на 1 м ³ , м	0,7—0,54	0,85—0,65	0,9—0,7

Примечание: первые цифровые значения параметров соответствуют ширине подрезки пород 1 м, вторые — 1,3 м.

Шпуры бурятся вдоль подсеченной полости с недобуром до плоскости подрезки на 0,2—0,3 м для обеспечения сохранности массива. В качестве взрывчатого вещества используется черный порох или ДШ.

Погрузка мягких вскрышных пород и разрыхленной скальной вскрыши выполняется экскаваторами или погрузчиками в автосамосвалы с транспортировкой соответственно на отвалы или на дробильно-сортировочные установки по производству щебня.

7.4.2 Производство добычных работ

Добыча блоков из пород средней прочности может осуществляться с применением как скальвания, так и резания с помощью камнерезных машин. Вырезка блоков с применением камнерезных машин обеспечивает максимальный выход стандартных блоков из массива при наименьших затратах. Данный способ рекомендуется применять на породах с пределом прочности на сжатие примерно до 160 МПа и при наличии включений твердых пород (кварца и др.) не более 5%. При более прочных породах, а также при содержании в породах твердых включений более 5% рекомендуется применять технологию добычи блоков, основанную на скальвании (буроклиновой, буровзрывной с взрыванием ДШ в шпурах или комбинированный способы).

Добыча блоков из пород средней прочности осуществляется на карьерах с использованием: камнерезных машин с кольцевыми фрезами; баровых машин; канатных пил; буроклинового, буровзрывного или комбинированных способов.

7.4.3 Добыча блоков камнерезными машинами с кольцевыми фрезами

Для добычи мраморных блоков на карьерах используются камнерезные машины с кольцевыми фрезами конструкции А.М. Столярова (см. параграф 6.3), техническая характеристика которых приведена в табл. 7.21.

Камнерезные машины марок СМ-177А и СМ-428 сняты с производства, но продолжают работать на карьерах.

Таблица 7.21

Показатели	Марки машин			
	СМ-177А	СМР-028	СМ-428	СМР-029
Наибольший предел прочности разрабатываемых пород, МПа	160	180		
Размер добываемых блоков, мм	1000 × 1000 (длина произвольная)			
Скорость подачи, м/ч:				
продольной	0,8—8,37	0,53—7,56	0,66—7,23	0,1—6,8
поперечной	0,86—9,42	0,69—9,78	—	—
Число фрез, шт	2		1	
Наибольшая одновременно потребляемая мощность, кВт	19,2	22,5	11,7	27,5
Габаритные размеры, мм:				
длина	3500	4220	3000	3275
ширина	4530	6340	2230	2600
высота	3620	4060	1230	1980
Ширина колеи, мм	4080	4150	1200	
Масса, кг:				
машин	9400	14240	4600	6200
фрезы	204			

Вместо них выпускаются новые машины СМР-028 и СМР-029. Машина СМР-028 отличается от СМ-177А в основном модернизацией отдельных узлов и наличием кабины для машиниста.

Машина СМР-028 (рис. 7.9) представляет собой Г-образную самоходную раму, перемещающуюся по рельсам, уложенным вдоль забоя: один рельс — на подошве уступа, второй — на верхней его площадке. Рабочим органом машины являются кольцевые фрезы (см. рис. 6.7) диаметром 1380 мм, позволяющие производить пропилы в породе глубиной до 1,04 м. Машина снабжена двумя фрезами, которыми выполняются: I операция — вертикальный поперечный пропил перпендикулярно к линии фронта уступа (позиция 3 на рис. 6.10); II операция — продольный горизонтальный пропил по подошве уступа (позиция 4, рис. 6.10); III операция — продольный вертикальный —

затыловочный пропи́л (позиция 5, рис. 6.10). Операции II и III могут выполняться машиной как отдельно, так и одновременно, причем горизонтальный пропи́л примерно на 1 м опережает затыловочный.

Полное отделение блоков от массива осуществляется за два прохода машины вдоль всей длины фронта работ уступа. За первый проход выполняются вертикальные поперечные пропи́лы (расстояние между ними равно требуемой длине блока), за второй — горизонтальный и затыловочный пропи́лы (расстояние между затыловочными пропи́лами равно ширине вырезаемого блока) при максимальной высоте уступа 1,04 м.

При применении на добыче блоков камнерезных машин СМ-177А и СМР-028 подготовка к работе каждого нового уступа начинается с проходки разрезной траншеи (для создания первоначального фронта работ на уступе), по концам которой предварительно проходятся заходная и выходная траншеи (фланговые траншеи) в виде колодцев размером $2,4 \times 2,4$ м. Колодцы необходимы для первоначального завода и вывода кольцевых фрез. Проходку колодцев обычно осуществляют с применением защитного взрывания — шпуровым способом с помощью ДШ с последующей ручной разборкой взорванной породы.

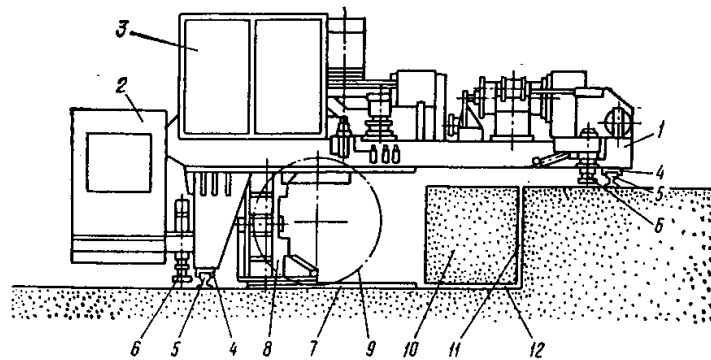


Рис. 7.9. Конструктивная схема камнерезной машины СМР-028:

1 — рама; 2 — кабина; 3 — электрошкаф; 4 — колеса; 5 — рельсы; 6 — домкраты; 7 — горизонтальная фреза; 8 — консоль крепления фрезы; 9 — вертикальная фреза; 10 — отпиливаемый блок; 11 — вертикальный продольный пропи́л; 12 — горизонтальный продольный пропи́л

Над пройденным колодцем устанавливают камнерезную машину СМ-177А и монтируют одну вертикальную фрезу для выполнения продольных пропи́лов.

Камнерезная машина, двигаясь в направлении от заходной к выходной траншее, выполняет три продольных вертикальных пропи́ла на полосе шириной 2,4 м с расстоянием между пропи́лами $1,1+1,2$ м (рис. 7.10). Ширина полосы 2,4 м соответствует ширине разрезной траншеи для машины СМ-177А. После выполнения трех продольных вертикальных пропи́лов (два по бортам разрезной траншеи и один в центре) машину устанавливают над колодцем, заменяют вертикальную фрезу на горизонтальную и производят первый и второй торцевые врубы по подошве разрезной траншеи на глубине 1,04 м. Затем машину отгоняют назад к колодцу и приступают к отбойке подпиленных снизу двух блоков буроклиновым способом или с помощью ДШ, для чего в метре от забоя разрезной траншеи бурят ряд шпуров с расстоянием между ними 0,3 м и недобуром 0,1—0,2 м до горизонтального вруба.

После проходки разрезной траншеи шириной 2,4 м на всю ее длину (длина разрезной траншеи определяется протяженностью подготавливаемого фронта работ) приступают к поочередной проходке фланговых траншей (заходной и выходной). Для этого машину возвращают к колодцу, снимают горизонтальную фрезу, разворачивают машину на 90° , укладывают рельсовый путь вдоль оси заходной траншеи на всю ширину рабочей площадки уступа, монтируют вертикальную

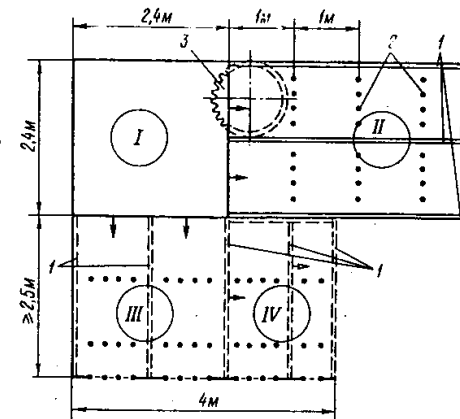


Рис. 7.10. Схема проходки траншеи камнерезной машиной СМ-177А:

I — первоначальный колодец для ввода и вывода кольцевой фрезы; II — разрезная траншея; III — первоначальная часть заходной траншеи; IV — расширяемая часть заходной траншеи; 1 — продольные вертикальные пропи́лы; 2 — шпурь; 3 — положение фрезы при выполнении пропи́ла по подошве

фрезу и приступают к выполнению продольных вертикальных пропилов. Первоначально проходят заходную траншею шириной 2,4 м (равной размеру колодца), при этом организация работ такая же, как и при проходке разрезной траншеи. Образованную заходную траншею расширяют до 4 м посредством последовательной выемки двух заходок общей шириной 1,6 м. Для выемки первой заходки на машине устанавливают горизонтальную фрезу и делают продольный пропил на глубине 1,04 м по всей длине заходной траншеи, затем заменяют фрезу на вертикальную, производят продольный вертикальный пропил на расстоянии 1 м от «временного» (промежуточного положения), борта заходной траншеи и таким образом отделяют полосу породы от массива, которую потом раскалывают буровзрывным способом на блоки и убирают из траншеи. Аналогичным образом разрабатывают вторую заходку, и заходная траншея увеличивается в размере до требуемой ширины 4 м. Проходка второй фланговой траншеи — выходной осуществляется таким же способом. Схема проходки траншей приведена на рис. 7.10.

Размеры траншей, в метрах, проходимых камнерезными машинами СМ-177А и СМР-028, приведены в табл. 7.22.

Таблица 7.22

Марка машины	Траншеи			
	Разрезные		Фланговые (заходная и выходная)	
	ширина	длина	ширина	длина
СМ-177А	2,4	Определяется длиной фронта работ на уступе	4	2,1
СМР-028	4,2		4	2,1

Расчетная производительность камнерезных машин СМ-177А и СМР-028 при проходке траншей составляет 4 м³ в смену по горной массе.

Машины СМ-428 и СМР-029 уступают по производительности СМ-177А и СМР-028, так как оборудованы одной кольцевой фрезой, которая может устанавливаться в горизонтальном или вертикальном положении. Они могут выполнять сле-

дующие операции: при горизонтальном положении фрезы — планировку, подрезку выветрелых пород и блоков на уровне подошвы уступа с последующей отбойкой подрезанной части буровзрывным или буроклиновым способами; при вертикальном положении фрезы — продольные вертикальные пропилы при вырезке блоков на уступе. Выполнение вертикальных поперечных пропилов машинами СМ-428 и СМР-029 на карьерах практически не производится, что связано с проведением значительного объема подготовительных работ, так как указанные машины по своей конструкции не могут выполнять торцевой горизонтальный вруб в условиях траншеи.

При выполнении горизонтальной подрезки камнерезные машины СМ-428 и СМР-029 имеют определенные преимущества по сравнению с СМ-177А и СМР-028, так как высота подрезаемого этими машинами уступа может значительно превышать 1,04 м, что существенно увеличивает размеры добываемых блоков и повышает эффективность комбинированного способа работ.

Размеры разрезной и фланговых траншей при их проходке машинами СМ-428 и СМР-029 аналогичны размерам для СМ-177А (табл. 7.22).

Сменная производительность (в м² пропила) камнерезных машин в зависимости от прочности пород приведена в табл. 7.23.

Таблица 7.23

Предел прочности пород на сжатие, МПа	Марка машины			
	СМ-177А	СМР-028	СМ-428	СМР-029
40—60	24	26	14	15
61—80	20	22	12	13
81—100	19	21	11	12
101—120	15	17	9	10

Примечание. Производительность машин СМ-177А и СМР-028 приведена при одновременной работе двумя фрезами.

Добычные работы с применением камнерезных машин с кольцевыми фрезами на карьерах проводятся круглый год в одну, две или три смены (в зависимости от требуемого объема добычи блоков).

7.4.4 Добыча блоков баровыми машинами

Камнерезные баровые машины предназначены для добычи блоков и монолитов из мрамора, туфа и других пород с пределом прочности на сжатие до 150 МПа.

Баровая машина (рис. 7.11) состоит из ходовой рамы, приводов подачи и бара, рельсового пути, бара, смазочного устройства, консольного крана, гидро-, электрооборудования и др. Основным рабочим органом машины является бар, представляющий собой плоскую удлиненную конструкцию по периметру которой скользит цепь с твердосплавными режущими зубцами. Бар служит для выполнения горизонтальных и вертикальных пропилов. На машине обеспечена возможность установки баров различной длины (1,5; 2; 2,5 м) в зависимости от размеров выпиливаемых блоков. Использование длины рабочего органа — бара составляет 85—90 %.

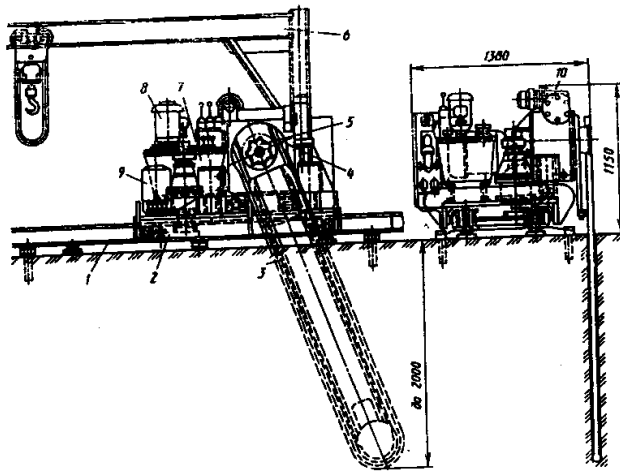


Рис. 7.11. Схема баровой камнерезной машины:
1 — нижняя направляющая; 2 — ходовая платформа; 3 — баровая пила; 4 — электродвигатель привода баровой пилы; 5 — приводная звездочка; 6 — консольный кран; 7 — масляный бак; 8 — электродвигатель подачи; 9 — гидродвигатель; 10 — механизм поворота баровой пилы

В 1987 г. по заданию Министерства строительного, дорожного и коммунального машиностроения Ленинаканский завод «Строммашина» должен был начать производство баровых камнерезных машин марки СМР-076 для промышленности строительных материалов. Из-за землетрясения в Армении выпуск данных машин не состоялся, тем не менее техническая характеристика баровой машины СМР-076 приводится в табл. 7.24.

Таблица 7.24

Параметры	Показатели
Производительность (расчетная), м ² /ч:	
при прочности 70 МПа	4,6
при прочности 160 МПа	1,5
Размеры добываемых блоков, мм:	
длина	произвольная
ширина	1500
высота	2000
Глубина пропила, мм:	
при вертикальном резе	2040
при горизонтальном резе	1500
Ширина пропила, мм:	
при вертикальном резе	42
при горизонтальном резе	45
Скорость резания, м/с	0,33—1,33
Скорость маневрового хода машины, м/мин	4±0,2
Диапазон скоростей подачи, м/ч	1—17
Угол поворота бара, град.:	
при вертикальном резе	360
при горизонтальном резе	180
Время поворота бара на 90° при врезании, мин	10—90
Наклон бара, град.:	
при вертикальном резе	75
при горизонтальном резе	70
Расход воды, л/мин	10
Длина звена рельсового пути, мм	3000
Число звеньев рельсового пути	3
Установленная мощность, кВт	25,5
Габаритные размеры без рельсового пути и бара, мм:	
длина	1900
ширина	2100
высота	1800
Масса, кг:	
без рельсового пути	3140
с рельсовым путем	5000

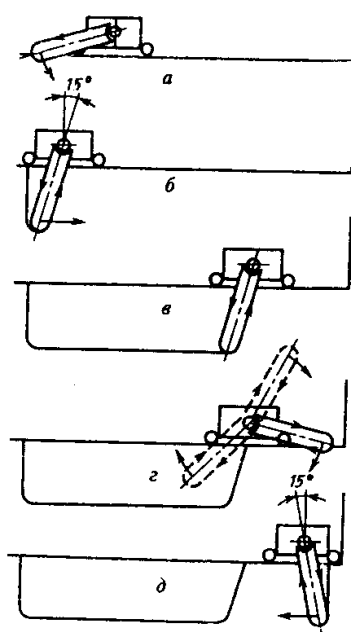


Рис. 7.12. Последовательность операций при выполнении вертикального пропила баровой камнерезной машиной без предварительной проходки траншей:

a — зарубка бара; *б* — рабочая подача машины с выполнением вертикального пропила; *в* — окончание хода машины; *г* — разворот бара по часовой стрелке с зарубкой (направление движения режущей цепи меняется); *д* — рабочая подача машины в обратном направлении с завершением выполнения вертикального пропила

В технологическом отношении баровые машины предпочтительнее, чем камнерезные машины с кольцевыми фрезами, так как они могут выполнять вертикальные (поперечные и продольные) пропилы без проходки заходной и выходной траншеи для ввода и вывода баровой пилы. На рис. 7.12 представлена последовательность выполнения вертикального пропила баровой машиной.

Выпиливание блоков из массива баровой камнерезной машиной проводится в следующем порядке:

а) Сначала выполняются поперечные вертикальные пропилы по всей длине фронта работ уступа, расстояния между которыми соответствуют заданной длине блоков, с учетом наличия трещин в массиве и пород с содержанием кварца более 5% (трещиноватость пород резко снижает производительность машины из-за заклинивания бара, что объясняется отсутствием подаваемой воды для охлаждения бара и неудалением отходов пиления из пропила; наличие высокопрочных пород повышает износ резцов, поэтому выемку этих пород необходимо осуществлять с применением буроклинового механизированного способа или буровзрывным способом с взрыванием ДШ в шнурах до работы баровых машин);

б) После поперечных вертикальных пропилов выполняют горизонтальный пропил по длине фронта работ уступа с установкой расклиниваемых прокладок в образуемую прорезь. Глубина заложения горизонтального пропила должна быть равна высоте вырезаемого блока или высоте уступа, которая определяется возможной глубиной вертикального реза, равной 1,35—2,25 м при коэффициенте использования длины бара 90%. Если естественные горизонтальные и слабонаклонные трещины в массиве благоприятствуют формированию постоянных уступов, по высоте равных промежуточным значениям глубины вертикального резания, то эту возможность следует использовать, так как отпадает необходимость в проведении горизонтального пропила;

в) Отделение блоков от массива осуществляется проведением продольного вертикального (затыловочного) пропила. Расстояние между затыловочными пропилами равно возможной глубине горизонтального реза (1,28—2,12 м при коэффициенте использования длины бара 85%), что соответствует ширине блока.

Как видно, технология добычи блоков баровой машиной и порядок выполнения пропилов остаются такими же, как при работе камнерезных машин с кольцевыми фрезами. Но последовательность выполнения пропилов баровой машиной может быть и иной (как показано на рис. 7.13), когда в первую очередь выполняются поперечные вертикальные пропилы, во вторую — продольные вертикальные и в третью (отделение блоков от массива) — горизонтальные пропилы с обязательной закладкой расклиниваемых прокладок в образуемую прорезь.

Обычно баровая машина доставляется краном на нижнюю или верхнюю площадку уступа в

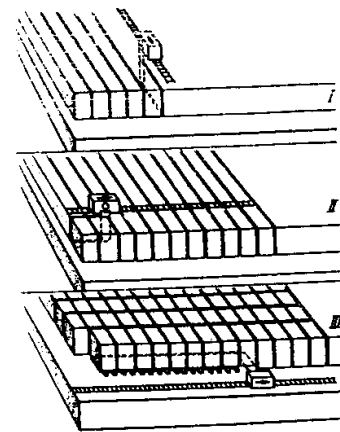


Рис. 7.13. Последовательность операций по отделению блоков от массива:

I — выполнение поперечных вертикальных пропилов; *II* — выполнение продольных вертикальных пропилов; *III* — выполнение горизонтальных (продольных) пропилов

собранном виде на одном звене рельсового пути длиной 3 м. Для этого заблаговременно подготавливается рабочая площадка для машины шириной не менее 5 м и длиной 30—50 м. Нивелировку рельсового пути проводят с помощью регулировочных винтов. На одной прямой с первым звеном рельсов, несущим баровую машину, укладываются по ходу ее движения два последующих звена рельсового пути. Крепление звеньев пути к его основанию осуществляется забивкой штырей диаметром 35—40 мм в предварительно пробуренные шпурсы глубиной 200—300 мм. В процессе работы машины рельсовые звенья перемещают с помощью крана для последующей их укладки на пути следования машины. При переходе баровой машины на второе рельсовое звено отсоединяют первое и укладывают его впереди третьего и т.д. Эту операцию продолжают до окончания поперечного вертикального пропила на ширину рабочей площадки уступа или продольного вертикального пропила на длину фронта работ уступа, после чего машину переставляют на новое место для дальнейшей работы.

В настоящее время на карьерах используются в основном баровые машины болгарского производства (КМХ-2) и фирмы «Корфман» Германия (ST-30VH), техническая характеристика которых и других машин приведена в табл. 7.25.

Эксплуатация баровых камнерезных машин на Коелгинском мраморном карьере показала, что: коэффициент использования рабочего времени машины КМХ-2 в течение смены составляет не более 0,6; удельный расход резцов при разработке мрамора — 0,4 резца на 1 м³ блока; эксплуатационная производительность машин КМХ-2 при вертикальных пропилах — 3,5—4 м²/ч, при горизонтальных — 3—3,5 м²/ч; наиболее эффективна спаренная работа двух машин, когда одна машина установлена на подошве уступа и выполняет горизонтальные пропилы, а вторая — на кровле уступа и производит поперечные и продольные вертикальные пропилы; производительность машин резко снижается в условиях трещиноватости из-за заклинивания бара и включений высокопрочных пород.

Преимущества применения баровых машин при разработке пород средней прочности по сравнению с камнерезными машинами с кольцевыми фрезами: возможность выпиливания крупных блоков объемом 6—8 м³ (I группа); большая высота разрабатываемых уступов и меньшая длина фронта работ на уступе;

Таблица 7.25

Показатели	Марка баровой камнерезной машины			
	КМХ-2, фирма «Минралмаш» (Болгария)	ST-30VH	ST-320	HR-70VR, фирма «Ф.Перье» (Франция)
Максимальная глубина вруба, мм	2000	2000	3200	3800
Толщина пропила, мм	40	40	40	40
Скорость резания, м/с	0,6—1,25	0,3—1,4	0,6—1,25	0,1—2
Скорость подачи, м/мин	0,006—0,25	0,02—0,15	0,006—0,25	0,01—0,16
Установленная мощность, кВт	42,2	25,2	39,2	54
Размеры, мм:				
длина (без направляющих)	2090	1600	2000	2450
ширина	1950	1380	1460	2150
высота	1775	1150	1525	2000
Масса машины (без направляющих и крана), т	4,9	2,6	4,5	4,95
Производительность на мраморе, м ² /ч	4—5	5—5,5	5—6	5—6

возможность разработки массивов пород с углом падения залежи полезного ископаемого до 20°; потери мрамора в пропилах составляют 6—7 % (у СМ-177А — 10—12 %); возможность использования баровых машин на пассивровке блоков; увеличение выхода блоков из массива; значительное сокращение объема горно-подготовительных работ, поскольку отпадает необходимость в проходке заходной и выходной траншей.

7.4.5 Добыча блоков канатными пилами

Камнерезные машины, рабочим органом которых является канат, называются канатными пилами.

В комплект канатной пилы входят следующие элементы (рис. 7.14): приводная станция 1, рабочие стойки 2 с узлом подачи, питатель 3 абразивной пульпы, комплект направляющих стоек 4 со шкивами, бесконечный рабочий контур — канат 5,

проходящий через шкивы направляющих и рабочих стоек, натяжная станция б.

Привод, обеспечивающий движение каната с необходимой скоростью, представляет собой электродвигатель, связанный клиноременной передачей с приводным валом, на котором свободно посажен приводной шкив.

Рабочие стойки, служащие для ориентации каната в заданном направлении распила и обеспечения необходимой его работы в процессе пиления, выполнены в виде сваренных облегченных колонн с моноблоками, которые в щелевом проеме стоек перемещаются посредством системы тросов, червячного редуктора и двух приводных барабанов. На вершине рабочей стойки смонтирован направляющий шкив для передачи каната на моноблок. Направляющие стойки, устанавливаемые одна от другой на расстоянии до 50—60 м, поддерживают канат по всему контуру в процессе работы. Они представляют собой пустотелые штанги, закрепляемые на земле растяжками, с одним или двумя направляющими шкивами. Шарнирное сочленение с фиксацией шкивов со штангами позволяет пространственно ориентировать шкивы в любом направлении и обеспечивает требуемое положение каната.

Натяжное устройство служит для натяжения каната и состоит из тележки с набором груза, перемещающейся по рельсам с углом наклона 30°. По мере опускания каната в пропила тележка поднимается по рельсам вверх, по мере же подъема каната из пропила вверх его ослабление компенсируется опусканием тележки.

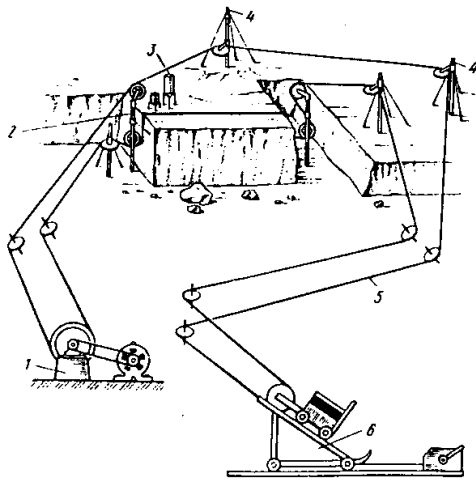


Рис. 7.14. Схема канатной пилы

Питатель абразивной пульпы состоит из водяного бака, смесителя, комплекта трубопроводов и кранов для регулирования расхода воды и пульпы.

Техническая характеристика некоторых канатных пил и алмазно-канатных установок приведена в табл. 7.26.

Пильный канат представляет собой стальной трос диаметром 3,5—6 мм, состоящий из трех жил диаметром 1,2—1,8 мм, свитый в бесконечную петлю и приводимый в движение приводной станцией со скоростью 6—12 м/с. На одной камерезной машине длина пильного каната составляет 0,8—1 км, достигая иногда 2—3 км.

Принцип работы канатной пилы заключается в следующем. При движении каната под него в пропила подается абразивный материал — кварцевый песок с водой. Зерна кварцевого песка, попадая в пазы свивки пильного каната, производят микроцарапание — пиление породы, так как песчаное зерно неэластично и не меняет свою форму. Под воздействием нагрузки от каната на зерно последнее передает на распиливаемую породу точечное напряжение до 400 МПа, что значительно превышает прочность камня и приводит к его разрушению. Продукты разрушения вместе с зернами песка и водой выносятся из пропила тем же канатом.

Кварцевый песок, используемый для работы канатных пил, должен содержать не менее 95 % кварца и не более 1,5—2 % глинистых частиц, которые являются смазкой и снижают абразивные свойства песка.

Наибольшая производительность канатных пил достигается при резании зернами песка крупностью 0,2—0,3 мм (их содержание должно быть не менее 60 % в зерновом составе песка), так как зерна данного размера лучше размещаются в пазах свивки каната и захватываются им при движении. При этом скорость резания мрамора прочностью 70—100 МПа составляет 0,5 м²/ч. При снижении содержания фракции 0,2—0,3 мм до 20 % скорость резания уменьшается до 0,2 м²/ч. Для повышения режущей способности канатных пил в кварцевый песок рекомендуется добавлять карбидокремниевый (карборунд SiC) или электрокорундовый (синтетический корунд, состоящий из 91—99 % Al₂O₃) абразив. При соотношении в смеси кварцевого песка и карборунда (или электрокорунда) 1 : 1 скорость резания

Показатели	Техническая характеристика добычных алмазно-канатных установок							ТЛ-920, фирма «Бенетти-машини», Италия	КР-528, Курбашевский опытно-механический завод
	«Марфил»	«Гран-фил»	TDD-100 «Супер»	TDD-80	«Теледам TD-55»	«Альф-840»	«Катрок-860»		
	фирма «Пеллерини», Италия								
	дизельный							электрический	
Диаметр приводного шкива, мм	800/600	1000	1100	1100	1100	700	800	500	700
Длина рабочего контура, м	20—60	20—60	20—80	20—80	20—80	20—80	20—70	—	800—1000
Скорость резания, м/с	30/42	10/40	0—45	0—45	45	40	40	35	4, 6, 8, 10
Максимальный ход, мм	3000	3000	3500	3500	690	3500	3500	3000	—
Установленная мощность, кВт	34	37,5	72	55,5	37,5	30	30; 36	20	10
Сила натяжения каната, кН	—	—	0—2,5	0—2,5	0—2,5	0—2,5	0—2,5	—	2—2,5
Размеры, мм:									
длина	2500	2000	4400	4400	2200	4200	4000	1250	—
ширина	1000	1000	1380	1380	1380	2600	2200	800	—
высота	1500	1500	1200	1200	1200	1600	1600	1250	—
Масса, т	1,25	1,25	2	2	2	1,6	1,4	0,46	0,7
Производительность на белом мраморе, м ³ /ч	8—12	8—12	8—12	8—10	8—10	8—12	8—12	4—6	0,7—0,9

камня увеличивается примерно в 2 раза, а при использовании в качестве абразива только карборунда (или электрокорунда) — в 2,5—3 раза.

Большое влияние на производительность канатных пил оказывает консистенция абразивной пульпы, т.е. соотношение кварцевого песка и воды, подаваемой в пропил. Рациональной считается величина Т:Ж = 1:3 при расходе пульпы 100—140 кг/ч.

В процессе пиления камня под воздействием абразива и разрушаемых пород происходит уменьшение диаметра каната и снижение его прочности. Поэтому во избежание обрыва его заменяют, как только диаметр каната станет меньше первоначального на 10—15%. Производительность канатных пил снижается по мере износа каната (при износе каната диаметром 4,5 мм на 0,6—0,7 мм производительность пиления падает до 25%).

На производительность канатных пил отрицательно влияют: трещиноватость массива и наличие включений прочных пород (при пилении трещиноватых пород происходит более интенсивный износ каната из-за утечки воды в трещины; при проходе включений твердых пород увеличивается вероятность заклинивания каната и последующего его обрыва); длина резания по массиву более 25 м (при длине резания до 25 м зерна кварцевого песка сохраняют свои режущие свойства); скорость движения каната более 6—8 м/с, при которой в зону резания попадает меньшее количество зерен песка; чрезмерное повышение давления каната на забой пропила, что может привести к преждевременному разрыву каната (при длине каната до 1000 м масса груза на натяжной станции должна составлять 200—250 кг); минусовые температуры воздуха.

Технология добычи камня с использованием канатных пил включает следующие основные операции: подготовительные работы; отпиливание монолита от массива; опрокидывание монолита.

При традиционной обработке уступов заходками вдоль фронта работ уступа подготовительные работы при применении канатных пил для отделения монолитов от массива включают первоначально проходку фланговой и опережающей траншей для установки рабочих стоек. В дальнейшем при разработке пород уступа выпиливаемый монолит может быть ограничен с

поперечным опережающим пропилом (вместо опережающей траншеи, см. рис. 7.14).

При разработке уступа панелями (полосами породного массива перпендикулярно к линии фронта работ уступа) подготовительные работы сводятся к выполнению по торцам намечаемого к отделению монолита опережающих вертикальных пропилов (рис. 7.15, 11), которые производятся специальной рабочей стойкой с проникающим шкивом, размещаемым в скважине диаметром 220—250 мм.

Проникающий шкив — это нижний шкив пильной стойки, толщина которого незначительно превышает толщину каната. Шкив укрепляется на конце стержня, постепенно погружаемого

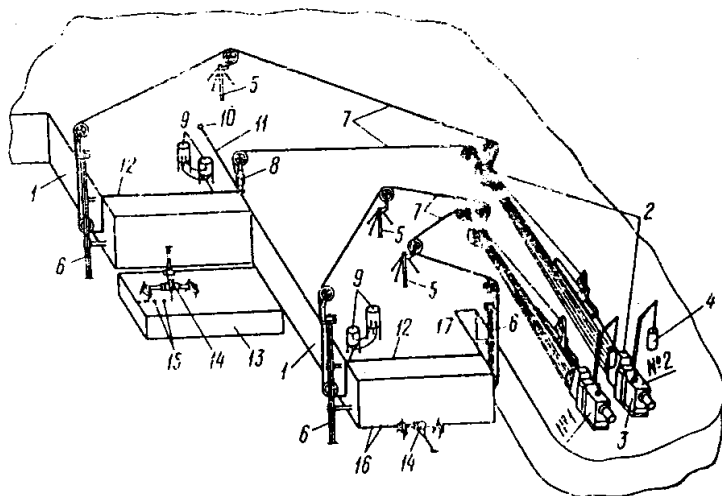


Рис. 7.15. Схема добычных работ с применением канатных пил при отработке уступа панелями (по И. Е. Лебеву):

1 — уступ; 2 — две канатные пилы (№ 1 и № 2); 3 — привод пилы; 4 — натяжной груз; 5 — поддерживающие стойки; 6 — рабочие стойки; 7 — канат; 8 — стойка с проникающим шкивом; 9 — система питателей абразива; 10 — скважина для размещения проникающего шкива; 11 — опережающий пропил; 12 — пропил для отделения монолита; 13 — опрокинутый монолит; 14 — станок строчечного бурения; 15 — шпур для раскалывания монолита; 16 — шпур в подошве монолита; 17 — траншея для размещения рабочей стойки

в пробуренную скважину. Прорезая камень, он увлекает за собой канат в глубину пропила. Для бурения скважин используются станки пневмоударного бурения. Глубина скважин должна превышать высоту уступа на величину, равную стреле прогиба каната.

При применении канатных пил рекомендуются следующие размеры отделяемых от массива монолитов: длина — 14÷16 (до 20) м; высота — 4÷6 (до 10) м; ширина — 1,4÷1,6 (до 3) м. Размеры монолитов подлежат уточнению в процессе работы. Отделение монолита от массива проводится выполнением вертикального пропила. Для этого по торцам монолита устанавливается по одной рабочей стойке, оснащенной механизмом принудительной подачи проникающего шкива. Благодаря проникающим шкивам пильный канат передает давление на забой пропила. Для питания каната абразивом в начале пропила устанавливается питатель (см. рис. 7.15).

Производительность канатной пилы можно определить (в м²/ч) по выражению:

$$Q = L_n \cdot v_n, \quad (7.8)$$

где L_n — длина пропила, м; v_n — скорость подачи каната на забой, м/ч (для пород прочностью порядка 170 МПа $v_n = 0,025$ м/ч; при прочности породы 70 МПа — $v_n = 0,07$ м/ч).

Производительность канатных пил по мрамору составляет 1—1,4 м²/ч, расход кварцевого песка — 25—35 кг/ч, воды — 75—105 л/ч, расход каната — 6—8 м на 1 м² пропила.

После выполнения канатной пилой вертикального пропила для отделения монолита от подошвы уступа по всей длине его основания станком строчечного бурения бурятся шпур диаметром 42 мм на расстоянии 0,12—0,15 м друг от друга. В каждый шпур помещается по две нитки ДШ, и проводится одновременное взрывание, в результате чего образуется щель в основании монолита. После отделения монолита от подошвы уступа его опрокидывают на предварительно подготовленную подушку из мраморной мелочи (щебня), высота которой у основания монолита должна быть 0—5 см, а затем равномерно увеличиваться в сторону от основания до 70—100 см в его верхней части. Назначение подушки — смягчить силу удара при падении монолита и сохранить его целостность.

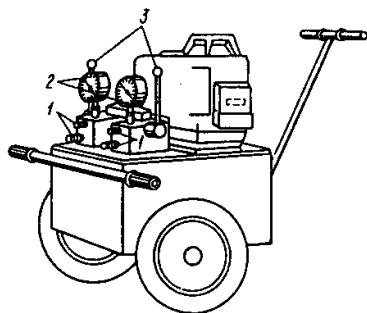


Рис. 7.16. Тележка гидродомкрата «Титан»:

1 — патрубки для подключения шлангов домкрата; 2 — манометры; 3 — рукоятки включения и отключения домкратов

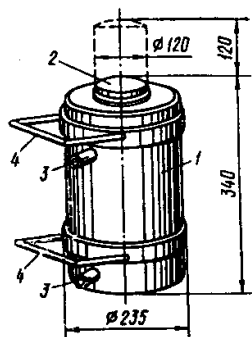


Рис. 7.17. Гидродомкрат «Титан»:

1 — корпус; 2 — выдвижной стержень; 3 — патрубок для подсоединения шланга; 4 — ручки

Опрокидывание монолитов можно осуществлять бульдозером, лебедкой с помощью тросов или гидродомкратами типа «Титан» фирмы «Пеллегрини». Можно использовать специальные «плоские подушки», размещаемые в естественных трещинах или в пропилах канатных пил и увеличивающиеся в объеме при подаче в них сжатого воздуха.

В комплект гидродомкрата входят тележка (рис. 7.16) и два гидравлических домкрата (рис. 7.17), соединенных с ней

гибкими шлангами длиной по 10 м каждый. На тележке смонтирован двухступенчатый насос, развивающий давление до 70 МПа. Насос приводится в действие трехфазным электродвигателем мощностью 3 кВт или двигателем внутреннего сгорания мощностью 5 кВт. Домкраты выполнены из стали с хромированным стержнем, ход которого составляет 120 мм.

Опрокидывание монолитов гидродомкратами осуществляется в следующем порядке. В кровле разрабатываемого уступа на контакте с вертикальным пропилом буровзрывным или иным способом вырабатывают две лунки, в которые устанавливают домкраты (рис. 7.18). При включении домкратов и после отклонения монолита на шаг домкрата в образовавшееся пространство между массивом и монолитом забрасываются камни для фиксации монолита в достигнутом положении после откло-

нения (рис. 7.19). Затем между массивом и домкратом закладывают жесткие прокладки. Упирая домкрат на них и на монолит, продолжают отклонение монолита. При этом ранее заброшенные камни самопроизвольно опускаются ниже и фиксируют новое достигнутое положение монолита. Аналогичные операции продолжают до момента опрокидывания монолита.

В дальнейшем опрокинутый монолит разделяется на блоки необходимых размеров. Деление монолитов на блоки может осуществляться канатными пилами, буровзрывным (взры-

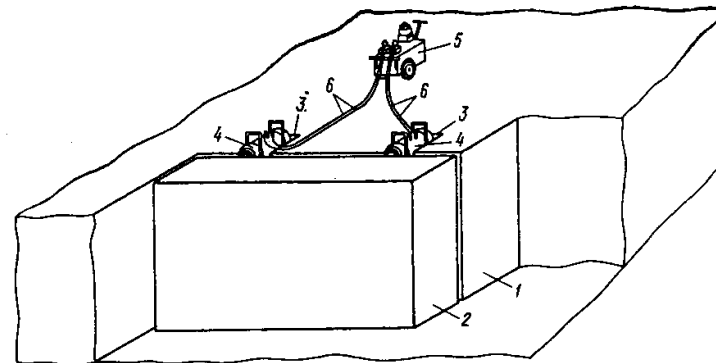


Рис. 7.18. Схема расположения домкратов при опрокидывании монолита:

1 — уступ; 2 — опрокидываемый монолит; 3 — лунка для размещения домкрата; 4 — домкрат; 5 — тележка; 6 — шланги

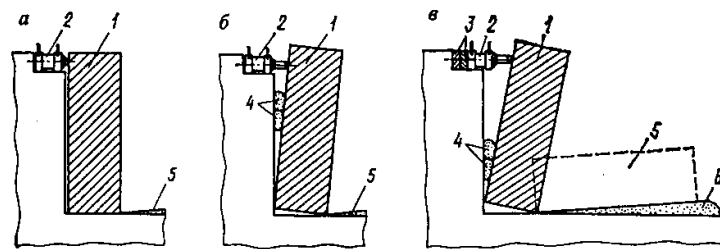


Рис. 7.19. Схема опрокидывания монолита:

а — положение вставки домкрата; б — положение выхода стержня домкрата; в — положение вставки прокладок; 1 — монолит; 2 — домкрат; 3 — прокладки; 4 — камни для фиксации монолита; 5 — опрокинутый монолит; 6 — подушка из щебня

ванием одной нитки ДШ в шпурах) или механизированным буроклиновым способами.

К достоинствам канатных пил следует отнести простоту конструкции, незначительную энерго- и металлоемкость, невысокие потери сырья на пропилов, возможность получения монолитов (блоков) больших размеров. Основными недостатками канатных пил являются: сложность эксплуатации при отрицательных температурах; резкое снижение показателей работы при наличии твердых включений и повышенной трещиноватости массива; большой объем горно-подготовительных работ.

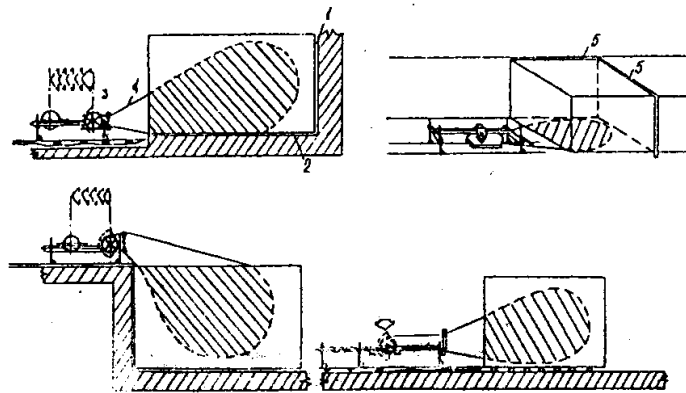


Рис. 7.20. Отделение блока камня от массива канатной пилой с алмазными резцами:

1, 2 — скважины; 3 — приводной шкив; 4 — канат; 5 — врубовая щель

Наряду с канатными пилами, производящими резание камня с помощью абразивного материала, существуют канатные пилы с алмазными резцами, оснащенные канатом с режущими элементами — втулками, на внешней стороне которых закреплены связующим веществом кристаллы алмаза. Подаваемая в пропилов вода служит для охлаждения резцов и выноса продуктов разрушения породы.

Одна из модификаций канатных пил с алмазными резцами оснащена только приводной станцией. Привод снабжен гидродвигателем и смонтирован на тележке, которая передвигается с

помощью лебедки по двум направляющим. Ее техническая характеристика: диаметр приводного шкива — 1200 мм, мощность двигателя — 18 кВт, ход подачи — 1000 мм, длина каната — 20—60 м, диаметр каната — 10 мм, расход воды — 15 л/мин, скорость резания — 20 м/с, производительность при распиловке белого мрамора — 3—5 м²/ч. Бесконечный канат одной стороны кольца (рис. 7.20) охватывает приводной шкив, а другой — разрезаемый камень. Плавное перемещение шкива, необходимое для создания требуемого давления каната, обеспечивает подающий гидроцилиндр. Такая канатная пила может выполнять резание камня в любой плоскости.

7.4.6

Добыча блоков буроклиновым, буровзрывным и комбинированным способами

Добыча блоков из пород средней прочности буроклиновым, буровзрывным и комбинированным способами должна осуществляться в тех условиях, когда использование камнерезных машин невозможно или практически становится экономически нецелесообразным. К таким условиям относятся: прочность разрабатываемых пород более 120 МПа; наличие в массиве повышенной трещиноватости; содержание в массиве включений твердых и абразивных пород (кварца, диорита и др.), превышающее 5%; угол падения залежи полезного ископаемого более 20° (для баровых машин).

Буроклиновой способ отделения монолитов (блоков) от массива с использованием гидроклиновых установок может применяться в любых породах при ярко выраженной постельной (горизонтальной, пологой) трещиноватости. Этот способ следует применять при разработке пород повышенной хрупкости, когда применение буровзрывных работ приводит к резкому снижению выхода блоков из массива.

Буровзрывной способ отделения монолитов от массива может быть рекомендован при наличии постельных трещин в породах, не обладающих повышенной хрупкостью. Как показывает практика ведения горных работ по добыче блочного камня, взрыв в той или иной мере оказывает разрушающее дей-

вие и на отделяемый монолит, и на массив пород и не гарантирует качество блоков из-за отсутствия обоснованных рекомендаций по выбору рациональных параметров буровзрывных работ при отделении монолитов от массива в различных горно-геологических условиях. Поэтому при добыче блоков в трудно-разрабатываемых породах необходимо проводить исследования по выявлению более эффективных и высокопроизводительных способов разработки. Заслуживает внимания способ отделения монолитов от массива зарядами направленного раскола посредством взрывания в шпурах зарядов специальной конструкции, выполненных на основе ДШ. При этом отделяемый монолит оконтуривают в плоскостях намечаемого раскола (вертикальными скважинами, расположенными почти вплотную друг к другу, диаметром 105 мм в торцевой части; вертикальными шпурами по длине монолита и горизонтальными шпурами в его основании). 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, возникающей при взрыве зарядов, расположенных в горизонтальных шпурах. При таком способе отделения монолитов от массива (зарядами направленного раскола) примерные их размеры составляют: высота 1—3 м, ширина 1,5—2,5 м, длина 20—30 м. Расстояния между шпурами принимаются 20—30 см для зарядов в две нити ДШ, размещаемых в шпурах диаметром 32—42 мм.

Буроклиновой и буровзрывной способы добычи блоков применяются на карьерах и предпочтительны при разработке наклонных пластов мрамора с углом падения до 40°, где работа камнерезных машин не допускается. Основные параметры и порядок ведения горных работ при буроклиновом и буровзрывном способах принципиально не отличаются от таковых при добыче блоков из прочных пород.

При отсутствии в массиве пород постельных трещин рекомендуется применять комбинированные способы добычи блоков — буроклиновой или буровзрывной с проходкой горизонтального пропила по подошве уступа камнерезной машиной, для выполнения которого на карьерах применяются камнерезные машины с кольцевыми фрезами СМ-428, СМР-029, а также

баровые машины. Порядок ведения горных работ по отделению монолитов от массива при комбинированных способах добычи блоков принципиально не отличается от технологии производства скальных вскрышных пород с предварительным выполнением горизонтальных пропилов по подошве уступа.

Опыт работы Кибик-Кордонского карьера показал, что при добыче блоков окварцованного мрамора (содержание кварца до 16 %) комбинированный способ (проходка горизонтального пропила по подошве уступа высотой 2 м камнерезной машиной СМ-428 на глубину 1 м и отделение монолита посредством взрывания ДШ в шпурах) оказался экономичнее технологии добычи блоков с применением канатных пил. Это подтверждает тот факт, что способ добычи блоков должен выбираться с учетом конкретных горнотехнических особенностей разрабатываемых месторождений.

При различных способах отделения монолитов от массива раскалывание их на блоки рекомендуется проводить буроклиновым способом, при котором обеспечивается сохранность прочностных свойств и природная монолитность камня.

7.5 ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ИХ ПАРАМЕТРЫ

К основным элементам системы разработки относятся: высота уступа, длина фронта работ на уступе, ширина рабочей площадки.

Высота уступа. Основным требованием для установления высоты уступа является безопасное ведение горных работ при использовании горного оборудования определенного типоразмера. Для прочных пород при разработке месторождений природного облицовочного камня высота уступа определяется расстоянием по вертикали между постельными трещинами и зависит от способа подготовки монолитов (блоков) камня к выемке. Для пород средней прочности (месторождения мраморов и сходных с ними пород) высота уступов определяется параметрами применяемых камнерезных машин. Рекомендуемые высоты уступов при разработке месторождений на блочный камень от указанных факторов приведены в табл. 7.27.

Таблица 7.27

Способ отделения монолитов (блоков) камня от массива	Высота уступа, м
Буровой: строчечное бурение бурение перфораторами	До 2,5 От 2 до 5
Ударно-врубной (ченнелерами)	До 6
Буроклиновой: гидроклиньями простыми и сложными клиньями	До 4 1,8—2,4
Буровзрывной: заряды пороха в шпурах заряды пороха в скважинах с применением ДШ в шпурах	2—6 До 10 До 3
Термический (с помощью терморезаков и газоструйных установок) С помощью НРС	До 5 Высота уступа равна расстоянию между постельными трещинами
Камнерезными машинами с кольцевыми фрезами	1,04
Баровыми машинами	До 2,25
Канатными пилами (с абразивом)	4—6 (до 10)

Длина фронта работ уступа. Длина фронта работ на карьерах по добыче блоков из прочных пород меняется в зависимости от производительности от 50 до 300 м. Ориентировочно минимальная длина фронта работ на добычном уступе устанавливается с учетом организации труда в карьере с выделением для бригад участков производства отдельных видов работ (оттаскивание отделенных монолитов от массива, раскалывание монолитов и пассировка блоков, погрузка блоков, уборка окола, бурение шпуров и др.) и может быть определена (в м) по выражению:

$$L_{\text{ф}} = L_{\text{п.м}} + L_{\text{в.п}} + L_{\text{ш}} + L_{\text{р}}, \quad (7.9)$$

где $L_{\text{п.м}} = 10N = L_{\text{б.ф}} + L_{\text{б.т}} + L_{\text{б.р}}$ — длина участка подготовки монолитов к выемке, м; N — численность рабочих в бригаде; 10 — протяженность фронта работ на одного рабочего, м; $L_{\text{б.ф}}$ — длина участка подготовки фронтальных плоскостей обнажения, м; $L_{\text{б.т}}$ — длина участка подготовки торцевой поверхности обнажения, м; $L_{\text{б.р}}$ — длина участка раскалывания монолита, м; $L_{\text{в.п}}$ —

длина участка выемки и погрузки, м; $L_{\text{ш}}$ — длина участка штабелирования и уборки окола, м; $L_{\text{р}}$ — длина резервного участка (принимается 10—20 % от длины рабочего фронта), м.

Минимальную длину фронта на одну камнерезную машину с кольцевой фрезой рекомендуется принимать в зависимости от прочности пород (табл. 7.28).

Таблица 7.28

Предел прочности пород на сжатие, МПа	Длина фронта работ, м
30—50	150—200
50—80	100—150
Более 80	60—100

Подготовка к эксплуатации каждого нового уступа и создание на нем необходимой длины фронта работ осуществляется посредством проходки разрезных траншей, служащих для создания первоначального фронта работ на уступе, и фланговых (заходных и выходных) траншей, предназначенных для ввода в забой и вывода из него кольцевых фрез.

Для каждой камнерезной машины на длине фронта работ уступа размещаются участки погрузки блоков, уборки окола и штыба, которые перемещаются вслед за машиной. Длина этих участков и периодичность их работы обосновывается расчетами и увязывается с производительностью и параметрами применяемых средств механизации.

На месторождениях ограниченных размеров в плане длина фронта работ уступа может быть и меньше. В этом случае производительность машин будет снижаться за счет более частых их перегонов и передвижек рельсовых путей, а объемы работ по проходке фланговых траншей увеличиваться на единицу длины фронта, что в конечном счете приведет к увеличению объемов вспомогательных работ и стоимости добываемых блоков.

Минимальная длина фронта работ уступа на одну канатную пилу составляет 20—30 м.

Ширина рабочей площадки уступа. Ширина рабочих площадок уступов зависит в основном от размеров выемочно-погрузочного оборудования, вида карьерного транспорта, схемы движения транспортных средств, высоты уступов, крепости пород и др.

При добыче блоков камня из прочных пород рабочие площадки по своему назначению делятся на два вида:

- площадки на уступах, служащие для размещения основного горно-транспортного оборудования;
- площадки на подступах, используемые для размещения рабочих, которые осуществляют операции по отделению монолитов (блоков) от массива и их перемещению на рабочие площадки уступов.

Ширина рабочих площадок на подступах принимается при механизированной уборке окола не менее 8 м, при ручной — не менее 3 м. На уступах она зависит от размеров применяемого оборудования (экскаваторов, кранов, транспорта и др.) и требуемых размеров площадок для раскалывания монолитов на блоки и их пассивации. Ориентировочно ширину рабочих площадок можно определить (в м) по выражению (рис. 7.21, а).

$$Ш = A + П_1 + П_р + П_п + П_в + П_2, \quad (7.10)$$

где A — ширина отделяемого монолита, 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 и обкалывания блоков; $П_п$ — ширина проезжей части (при двухполосном движении для

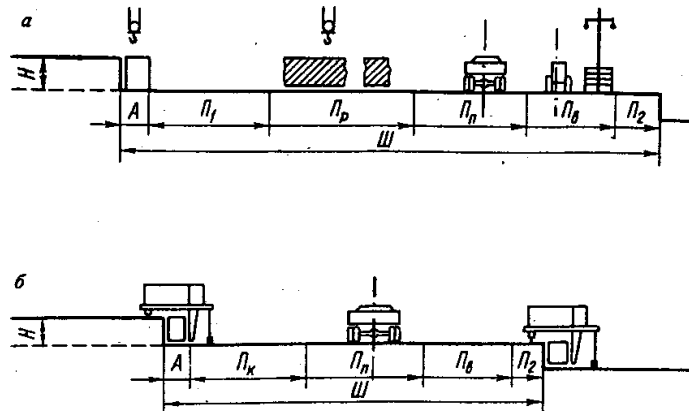


Рис. 7.21. Схемы к расчету ширины рабочей площадки уступа при добыче блоков:
а — из прочных пород; б — из пород средней прочности камнерезными машинами

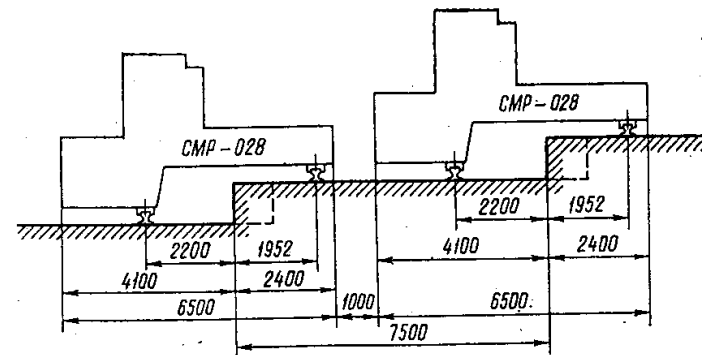


Рис. 7.22. Схема к расчету минимальной ширины рабочей площадки на подступе при работе камнерезных машин СМР-028

БелАЗа-540 — $П_п = 10$ м, для КрАЗа-256Б и МАЗа-503Б — $П_п = 8$ м); $П_в = 6+7$ м — ширина полосы для размещения вспомогательного оборудования (линии электропередач, компрессоры, воздухопроводы и др.); $П_2 = 3$ м — ширина полосы безопасности до верхней бровки нижнего уступа.

При добыче блоков камня из пород средней прочности (мрамор и сходные с ним породы) рабочие площадки по своему назначению делятся на два вида: площадки транспортного горизонта для размещения камнерезных машин, кранов, транспорта и др.; промежуточные площадки, служащие для размещения только камнерезных машин.

Ширина рабочих площадок транспортного горизонта зависит от параметров применяемого оборудования (см. рис. 7.21, б) и определяется (в м) по выражению:

$$Ш = A + П_к + П_п + П_в + П_2, \quad (7.11)$$

где A — ширина выпиливаемого блока, м; $П_к = 6+10$ м — ширина полосы для размещения кранов; $П_п$ — ширина транспортной полосы, м; $П_в$ — ширина полосы для вспомогательного оборудования, м; $П_2$ — ширина полосы безопасности.

Ширина рабочих площадок на подступах определяется (в м) из выражения:

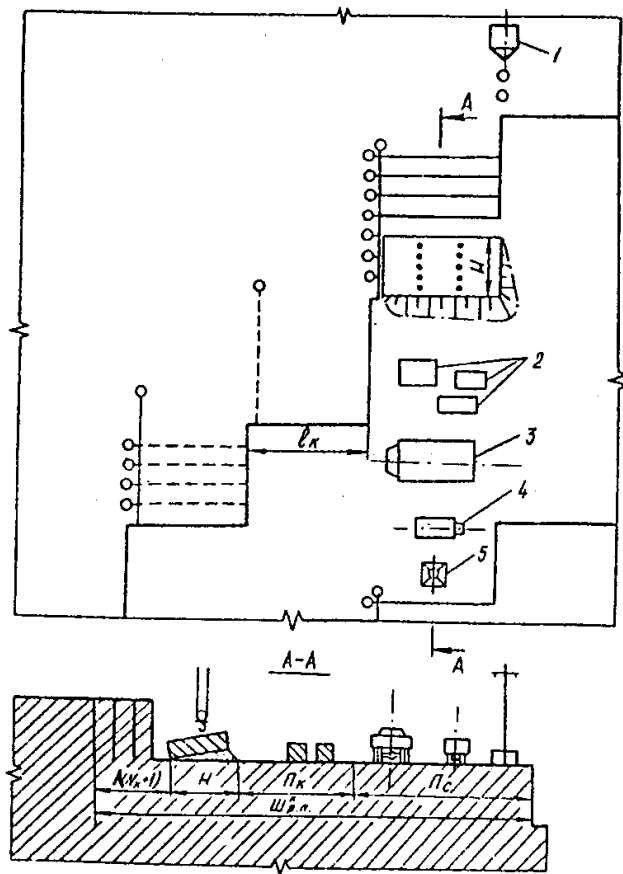


Рис. 7.23. Схема к расчету ширины рабочей площадки уступа при добыче блоков канатными пилами:
 1 — буровой станок; 2 — блоки; 3 — автосамосвал; 4 — компрессор; 5 — опора линии электропередачи

$$Ш = A + P_m + P_3, \quad (7.12)$$

где A — ширина блока, м; $P_m = 4,5(6,5)$ м — габарит камнерезной машины СМ-177А (СМР-028) по ширине; $P_3 = 1+2$ м — расстояние между камнерезными машинами на смежных подступах.

Минимальная ширина рабочих площадок на подступах составляет 7,5 м (рис. 7.22).

При отделении монолита от массива канатными пилами со свободным абразивом в сочетании со взрывной отбойкой по подошве уступа (рис. 7.23) ширина рабочей площадки определяется (в м) из выражения:

$$Ш_{р.п}^k = A(N_k + 1) + H + P_k + P_c, \quad (7.13)$$

где A — ширина монолита, м; N_k — число канатных пил, устанавливаемых в одной заходке; H — высота монолита, м; P_k — ширина полосы для размещения выемочно-погрузочного оборудования, м; $P_c = 17+25$ м — ширина полосы для движения транспорта, размещения вспомогательного оборудования и полосы безопасности от верхней бровки нижележащего уступа.

7.6 ПЕРЕМЕЩЕНИЕ МОНОЛИТОВ. ПОГРУЗОЧНЫЕ, ТРАНСПОРТНЫЕ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ

На карьерах природного облицовочного камня грузами, подлежащими перемещению и транспортированию, являются монолиты, стандартные и некондиционные блоки, бутовый камень, штыб, окол и породы вскрыши.

Перемещение монолитов от массива для последующего их раскалывания на блоки осуществляется в основном при разработке прочных пород. Правилами техники безопасности предусматривается раскалывание монолита на блоки в удалении от фронта добычного уступа не менее, чем на 10 м. Перемещение монолитов от забоя осуществляют тракторами-бульдозерами с использованием тяговых канатов или с помощью лебедок (стационарных типа Т-145Г, шахтных посадочных типа ЛПК-10, корабельных и др.) с тяговым усилием свыше 5 т.

Погрузочные и транспортные работы на карьерах природного облицовочного камня, в отличие от других горных предприятий, характеризуются наличием неделимых грузов большой массы в виде крупных блоков, подлежащих выдаче из карьера к месту их обработки или перегрузке на транспортные средства для отправки потребителям.

Погрузка блоков на карьерах осуществляется автомобильными, гусеничными, пневмоколесными, кабельными кранами и деррик-кранами.

Деррик-кран (мачтово-стреловой кран) состоит из стрелы, вертикальной мачты, которая крепится двумя жестко закрепленными наклонными стойками, натяжных тросов и полиспастов. Основание вертикальной мачты монтируется на опорной поворотной платформе, на которой крепится основанием стрела и установлены приводная лебедка и кабина машиниста. Радиус поворота стрелы составляет 270°.

Техническая характеристика стреловых кранов приведена в табл. 7.29.

Сменная эксплуатационная производительность стреловых кранов и деррик-кранов определяется (т/смену) по выражению:

$$Q_{см} = \frac{60 \cdot G \cdot T_{см} \cdot K_{исп} \cdot K_{г}}{t_{ц}}, \quad (7.14)$$

где G — грузоподъемность крана, т; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $K_{исп} = 0,6$ — коэффициент использования крана во времени в течение смены; $K_{г}$ — коэффициент использования грузоподъемности крана, $K_{г} = q_6 / G$, q_6 — масса блока, т; $t_{ц}$ — продолжительность цикла работы крана, мин; $t_{ц} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6$, мин; $t_1 = 2—2,5$ мин — продолжительность загрузки крана; t_2 — продолжительность подъема груза, мин; t_3 — продолжительность рабочего поворота крана, мин; t_4 — продолжительность опускания груза, мин; $t_5 = 1,2—1,5$ мин — продолжительность разгрузки крана, мин; t_6 — продолжительность холостого поворота крана, мин.

В практике разработки месторождений природного облицовочного камня для транспортирования по карьере и погрузки блоков в средства транспорта иногда используют кабельные краны, состоящие из двух опорных башен, между которыми натянут несущий канат, а подъем и опускание для погрузки блоков осуществляется грузовым канатом с грузовой тележкой. Техническая характеристика одного из типов кабельного крана следующая: пролет 500 м, грузоподъемность 25 т, высота подъема 350 м, скорость передвижения грузовой тележки 250—300 м/мин,

Таблица 7.29

Тип крана	Показатели					Продолжительность поворота крана, мин.	
	Длина стрелы, м	Вылет стрелы, м	Грузоподъемность, т	Скорость подъема, м/мин	на 30°	на 135°	
Гусеничные: Э-10011Д Э-1252БС Э-2503 Э-2505	15	4,5—14	12,8—2,8	17,1	0,17	0,26	
	20	5,6	10	24	0,1	0,1	
	15—30	4,3—8,7	60—20	12	0,1	0,1	
	40	11	12	30,6	0,06	0,09	
Автомобильные: КС-1562А КС-2561Е КС-3562А КС-4561С КС-4571	6	3,2—6	5—1,5	6,5	0,08	0,12	
	8	3,3—7	6,3—1,7	7,5	0,17	0,26	
	10—18	3,5—17,5	10—0,5	5	0,3	0,45	
	14	4,2	12	6,8	0,3	0,45	
	9,75	3,8—8,4	16—3,7	9	0,32	0,46	
Пневмоколесные: КС-4632 КС-5363 КС-6362	17,5	4,8—14	10—2	6,8	0,3	0,45	
	15—20	4,5—18	25—2,2	6	0,4	0,6	
	15—35	4,5—28	40—0,9	2,6	0,45	0,68	
Деррик-краны (мачтово-стреловые)	40	12—35	20	12	1	1,5	
	50	15—40	30	12	1	1,5	

скорость подъема и опускания грузовой тележки 60 м/мин (с грузом) скорость подъема и опускания порожней грузовой тележки 90 м/мин, высота башен 50 м, потребляемая мощность 4100 кВт, масса 350 т.

Сменная эксплуатационная производительность кабельного крана определяется (т/смену) по выражению:

$$Q_{см} = \frac{60 \cdot G \cdot T_{см} \cdot K_{исп} \cdot K_{г}}{t_{ц}}, \quad (7.15)$$

где G — грузоподъемность крана, т; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $K_{исп}$ — коэффициент использования крана во времени в течение смены; $K_{г}$ — коэффициент использования грузоподъемности крана; $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла крана, мин:

$$t_{ц} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 + t_6 + t_7 + t_8 + t_9, \quad (7.16)$$

где $t_1, t_2, t_3, t_4, t_5, t_6, t_7, t_8, t_9$ — продолжительность соответственно загрузки крана, подъема груза, рабочего передвижения грузовой тележки, опускания груза, разгрузки крана, холостого подъема грузовой тележки, холостого передвижения грузовой тележки, холостого опускания грузовой тележки, возможных переывов в работе, мин.

Связь между продолжительностью рабочего цикла кабельного крана и параметрами карьера можно определить (в мин) по выражению:

$$t_{ц} = 4 + \frac{8H_p + L_k}{240}, \quad (7.17)$$

где H_p — глубина разработки карьера, м; L_k — длина пролета кабельного крана, м.

При добыче блоков природного облицовочного камня бутовый камень, окол и штыб составляют от 30 до 90 % объема извлекаемого полезного ископаемого. Крупные куски окола грузятся кранами в средства транспорта. Мелкие куски окола, штыба и бутового камня штабелируются бульдозерами в навалы, а затем одноковшовыми экскаваторами или погрузчиками грузятся в автосамосвалы.

Техническая характеристика гусеничных стреловых кранов для расчета их производительности приведена в табл. 7.30.

Таблица 7.30

Тип крана	Показатели									
	Длина стрелы, м	Вылет стрелы, м	Грузоподъемность крана, т	Максимальная высота подъема крана, м	Скорость подъема груза, м/мин	Скорость изменения вылета стрелы, м/мин	Скорость передвижения крана, м/мин	Продолжительность поворота крана, мин		
								на 30°	на 135°	
Э-10011Д	12,5	4—12	16—3,9	9,2—5,8	17,1	10	33	0,17	0,25	
Э-10011Д	15	4,5—14	12,8—2,8	12,5—6,8	17,1	10	33	0,17	0,25	
ЭО-5111АС	17,5	5—16	10,5—2,2	15—8	17,1	10	33	0,17	0,25	
ЭО-5111АС	20	5,5—18	8,8—1,8	18,2—9,6	17,1	10	33	0,17	0,25	
Э-1252Б	12,5	4	20	11	16	10	25	0,06	0,09	
Э-1252БС	20	5,6	10	18,5	24	10	25	0,06	0,09	
Э-1252БС	25	6,5	7	22	24	10	25	0,06	0,09	
Э-2503	15	4,3	60	18,8	12,2	6	20	0,06	0,09	
Э-2505	30	8,7	20	28,8	20,4	6	20	0,06	0,09	
Э-2505	40	11	12	38,6	30,6	6	20	0,06	0,09	

Сменная эксплуатационная производительность бульдозера при штабелировании породы в навал определяется (м³/смену) из выражения:

$$Q_{см.б} = \frac{60 \cdot V_{от} \cdot T_{см} \cdot K_{п} \cdot K_{у} \cdot K_{в} \cdot K_{пз}}{t_{ц} \cdot K_{р}}, \quad (7.18)$$

где $V_{от}$ — объем породы, заполнившей отвал бульдозера, м³,
 $V_{от} = \frac{h_{от}^2 \cdot l_{от} \cdot K_{от}}{1g\varphi}$, м³ ($h_{от}$ и $l_{от}$ — соответственно высота и длина

отвала бульдозера, м; $K_{от} = 0,3 \div 0,5$ — коэффициент, учитывающий длину отвала, на которую бульдозер внедряется в породу при боковом наборе; $\varphi = 30 \div 40^\circ$ — угол естественного откоса скальных пород); $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; $K_{п}$ — коэффициент, учитывающий просыпание породы в процессе перемещения ($K_{п} = 0,88 \div 0,82$ при перемещении окола на расстояние 20—30 м); $K_{у}$ — коэффициент, учитывающий изменение производительности бульдозера от влияния уклона и дальности перемещения породы ($K_{у} = 0,52 \div 0,37$ при подъеме до 10 % и перемещении породы на расстояние 20—30 м); $K_{в} = 0,65 \div 0,75$ — коэффициент использования бульдозера во времени в течение смены; $K_{пз} = 0,091$ — коэффициент, учитывающий затраты времени на подготовительно-заключительные операции; $K_{р} = 1,5$ — коэффициент разрыхления породы; $t_{ц}$ — продолжительность рабочего цикла бульдозера при штабелировании, которая равна, мин:

$$t_{ц} = \frac{3 L_{наб}}{50 V_{наб}} + \frac{3 L_{пер}}{50 V_{гр}} + \frac{3 (L_{наб} + L_{пер})}{50 V_{об}} + t_{п.п}, \quad (7.19)$$

где $L_{наб} = 8 \div 10$ м — длина участка набора породы; $L_{пер}$ — расстояние перемещения породы, м; $V_{наб}$, $V_{гр}$, $V_{об}$ — соответственно скорости движения бульдозера при наборе породы, при перемещении с грузом и в обратном направлении, км/ч (табл. 7.31); $t_{п.п} = 0,07 \div 0,08$ мин — время переключения передач.

На карьерах природного облицовочного камня транспортирование блоков, крупного и мелкого окола, отходов камнедобычи из карьера осуществляется обычно автомобильным

Таблица 7.31

Параметры	Показатели	
	Мощность трактора, кВт	74,1—103
Скорость движения бульдозера (км/ч) при:		
наборе породы	0,55—0,95	0,72—1,25
перемещении породы	2,4	2,2—2,8
обратном (холостом) ходе	2,4—4,2	2,5—4

транспортом — автосамосвалами грузоподъемностью до 12 т и бортовыми машинами. Крупные блоки целесообразно транспортировать на прицепах типа ЧМЗАП-5523А грузоподъемностью 21 т в комплексе с тягачами КраЗ-255В Челябинского машиностроительного завода автотракторных прицепов.

Для обеспечения ведения горных работ сжатым воздухом на карьерах облицовочного камня используются передвижные компрессорные станции, техническая характеристика которых приведена в табл. 7.32.

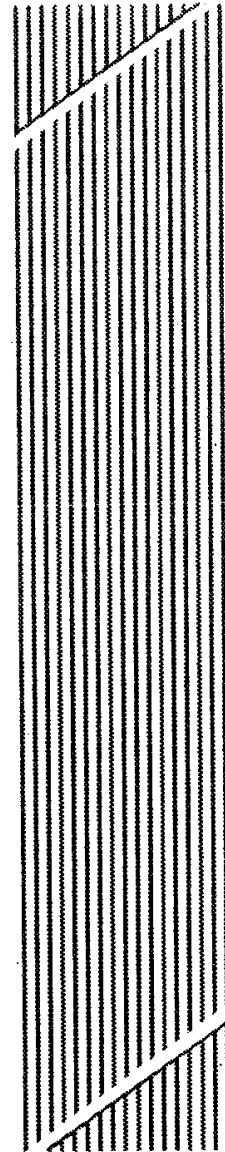
Таблица 7.32

Показатели	Тип компрессоров				
	бензиновые		дизельные		электрические
	ЗИФ-558	ДК-9М	ПВ-10	ЗИФ-518	ЭК-9М
Подача, м ³ /мин	5	10	10	4,7	9
Мощность двигателя, кВт	70	85	130	40	75
Рабочее давление, МПа	0,7	0,6	0,7	0,7	0,6
Масса, т	2,8	5,2	5,3	2,3	3,5

На погрузке и транспортировании вскрышных пород на карьерах обычно применяются одноковшовые экскаваторы с вместимостью ковша до 1,25 м³ и автосамосвалы КраЗ-256Б.

Глава 8

ОБРАБОТКА ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ



8.1. ИЗДЕЛИЯ ИЗ КАМНЯ И ТРЕБОВАНИЯ К ИХ КАЧЕСТВУ

На протяжении всей истории человечества природный камень использовался не только как строительный материал, но и как исходный материал для производства изделий декоративного, художественного, технического назначения, а также широко использовался в быту.

Номенклатура изделий из камня постоянно изменялась и расширялась. Если первобытный человек использовал твердые разновидности камня как инструментальный материал, высокодекоративные камни — в качестве украшений, а некоторые породы — для производства бытовых изделий (посуды, мебели и др.), то в дальнейшем камень становится одним из основных строительных и архитектурных материалов.

В настоящее время природный камень не потерял своего значения в строительстве и, кроме того, он широко используется в быту, технике, в производстве декоративно-прикладных изделий и др. В табл. 8.1. приведены основные области использования природного камня.

Таблица 8.1

Области применения природного камня (по М.Л. Оганесяну)		
Группа пород	Рекомендуемое применение в естественном виде	Рекомендуемое применение в искусственно-переработанном виде
Граниты	Камни фундаментальные, облицовочные, настилочные, бортовые, тротуарные; лестничные ступени, блоки для памятников и скульптур, камни для инженерных сооружений; валы, вальцы, жернова; щебень, песок и порошок для различного применения и др.	Заполнители тяжелых бетонов и растворов различного назначения; заполнители асфальтовых бетонов; наполнители пластмасс, резин и других полимеров; сырье для каменного литья, стекла, стекловолокна, стеклопластиков, стекловаты, силикатов и др.

Продолжение табл. 8.1

Области применения природного камня (по М.Л. Оганесяну)		
Группа пород	Рекомендуемое применение в естественном виде	Рекомендуемое применение в искусственно-переработанном виде
Базальты	Камни фундаментные, стеновые, облицовочные, настольные, бортовые, тротуарные; лестничные ступени, блоки для памятников, скульптур и инженерных сооружений; кислотоупорные изделия и мука; гарнитуры для размола бумажной массы; щебень, песок и порошок для различного применения и др.	Заполнители тяжелых бетонов и растворов различного назначения; заполнители асфальтовых бетонов; наполнители пластмасс, резин и других полимеров; сырье для каменного литья, стекла, стекловолокна, стеклопластиков, стекловаты, ситаллов, пресспорошковых материалов, каменной керамики, бумаги и др.
Вулканические туфы	Камни стеновые, облицовочные, бортовые; лестничные ступени, тротуарные плиты; жароупорные, кислотоупорные и щелочустойчивые изделия; щебень, песок и порошок в качестве дорожной засыпки, теплозвукоизоляционной засыпки, фильтрующего материала, адсорбентов, носителей катализаторов и ядохимикатов, абразивного материала и обогораживателя почвы и др.	Заполнители легких конструктивных, конструктивно-теплоизоляционных и гидротехнических, жароупорных и кислотоупорных бетонов и растворов; активные минеральные добавки к вяжущим; заполнители и наполнители асфальтовых бетонов, пластмасс, резин и других полимеров; сырье для производства стекла, стекловолокна, стеклопластиков, стекловаты, ситаллов, каменного литья, каменной керамики и др.
Мраморы	Облицовочные и настольные плиты, лестничные ступени, блоки для памятников, скульптур; электротехнические доски, детали бытового назначения, крошка и порошки различного назначения	Заполнители тяжелых и легких бетонов и растворов различного назначения; заполнители и наполнители асфальтовых бетонов, наполнители пластмасс, резин и других полимеров; сырье и компонент для производства вяжущих веществ, стекла, ситаллов, соды, карбида кальция, хлористой извести и др.
Долюмиты	Камни фундаментные, облицовочные, бортовые; ступени; окислитель почв; щебень, песок, порошок различного назначения, флюс для металлургического производства	Сырье и компонент для производства ситаллов, магнезиальных вяжущих, огнеупоров, металлического магнезия, заполнителя тяжелых бетонов и растворов; заполнители и наполнители асфальтовых бетонов; наполнители пластмасс, резины и других полимеров.

Окончание табл. 8.1

Области применения природного камня (по М.Л. Оганесяну)		
Группа пород	Рекомендуемое применение в естественном виде	Рекомендуемое применение в искусственно-переработанном виде
Кварциты	Строительный, абразивный, кислотоупорный материал; жерновые камни для размола древесины; футеровочный материал; шары для шаровых мельниц, точильные камни и бруски; формовочные пески и др.	Сырье для производства динасовых огнеупоров, стекла, ситаллов, абразивов, ферросилиция, фарфоровой эмали, ферросплавов и др.
Гипсовые породы	Облицовочные плиты и камни, скульптурный и поделочный материал, обогораживатель почвы	Сырье для производства гипсовых вяжущих, сернокислого аммония, серной кислоты и других продуктов

Основным изделием (до 40 % от объема), выпускаемым предприятиями, являются облицовочные плиты.

Схематическое изображение облицовочного изделия — плиты приведено на рис. 8.1.

На территории СНГ действует ГОСТ 9480—89 на плиты облицовочные из природного камня, согласно которому допускается изготовление плит следующих размеров, мм:

- длиной 150—1500;
- шириной 150—1200 или полосок и шашек менее 150;
- толщиной 8—30 или 40 из мраморизованного известняка, туфа, ракушечника, известняка.

Предельные отклонения от номинальных размеров плит даны в табл. 8.2.

Таблица 8.2

Предельные отклонения размеров плит, мм						
Показатель						
Длина		Ширина		Толщина		
До 600 мм	Свыше 600 мм	До 600 мм	Свыше 600 мм	От 8 до 15 мм	Свыше 15 до 30 мм мрамор	другие породы
±1	±2	±1	±2	±1	±2	±3

Отклонения от прямого угла облицовочных плит на 1 м длины должны быть не более ±1 мм.

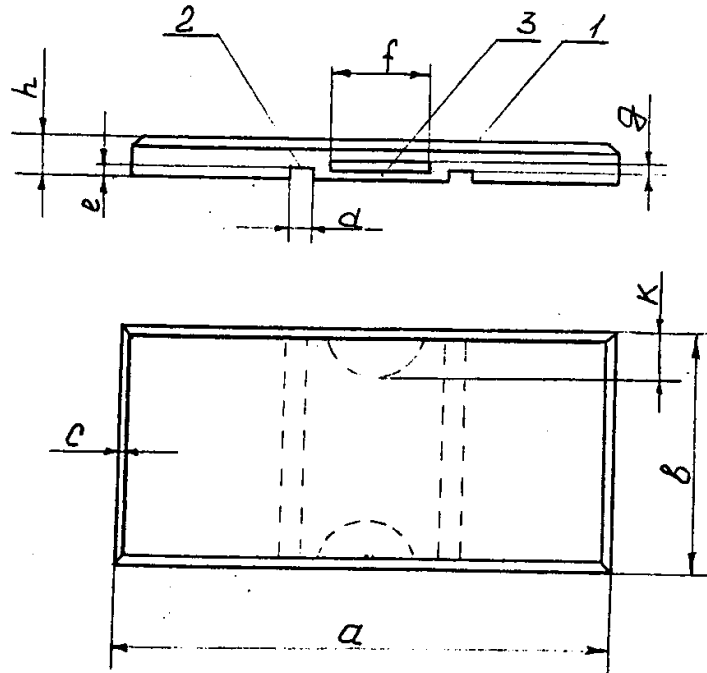


Рис. 8.1. Схематическое изображение облицовочного изделия — плиты:
 1 — обработанная поверхность; a , b , h — соответственно длина, ширина и толщина плиты; 2 — закрепительные канавки для увеличения адгезии между камнем и раствором (1—5 шт.); $d = 2+5$ мм — ширина канавки; $e = 1+3$ мм — глубина канавки; 3 — торцевые прорези для монтажа крепежной арматуры (заменяются отверстиями $\varnothing 4+10$ мм или торцевой канавкой вдоль всей плиты шириной $4+8$ мм и глубиной $5+15$ мм); $f = 50+100$ мм — длина прорези; $g = 4+8$ мм — ширина прорези; $k = 20+50$ мм — глубина прорези

Фактура лицевой поверхности облицовочных плит должна соответствовать данным табл. 8.3

В последнее время в связи с повышением точности обработки, автоматизации производственных процессов, за рубежом широкое распространение получил новый вид продукции из природного камня — стандартные облицовочные плиты с одинаковыми линейными размерами всей партии облицовочных изделий, высокой технологической готовности (наличие фасок на всех гранях лицевой поверхности, специальные элементы на зад-

Виды фактур лицевых поверхностей изделий из камня			
Фактура		Краткая характеристика	Способ получения
Вид	Наименование		
Абразивная	Пиленая: вид А*	Неравномерно шероховатая поверхность с неровностями в виде прямолинейных царапин, борозд, ступеней или волн с максимальными неровностями до 3 мм	Распиловка камня алмазным инструментом
	вид Б*	Неравномерно шероховатая поверхность с единичными неровностями в виде борозд с неровностями рельефа до 3 мм	
	вид Б1*	То же, что пиленая вида Б, но очищенная от следов оксидов и шлама	Обработка стальными щетками, пескоструйным аппаратом, кислотой
	Обработанная ультразвуком или гидроабразивным методом*	Матовая поверхность с выявленными цветом, рисунком и структурой	Ультразвуковая или обработка в абразивной суспензии с наложением вибраций
	Лощеная*	Гладкая матовая поверхность без следов обработки, полное выявление рисунка камня	Обработка лошильным инструментом
	Полированная*	Зеркальный блеск на поверхности изделий, четкое отражение предметов, полное выявление цвета, рисунка и структуры камня	Обработка полировальным инструментом
Ударная (скальвания)	«Скала»	Околотая поверхность с широкими сколами и острыми гребнями с неровностями рельефа 50—200 мм без следов инструмента	Раскалывание камня закольником либо инденторами (ножами) на колочном станке
	Бугристая**	Равномерно обработанная поверхность с чередованием бугров и впадин с неровностями рельефа до 50 мм с малозаметными следами инструмента	Обработка шпунтом или узкой скаргелью

Виды фактур лицевых и поверхностей изделий из камня			
Фактура		Краткая характеристика	Способ получения
Вид	Наименование		
	Рифленая**	Непрерывные параллельные борозды глубиной до 2—3 мм	Обработка троянкой или алмазными отрезными кругами
	Бороздчатая**	Прерывистые параллельные борозды глубиной до 2—3 мм	Обработка пластинчатой бучардой или катучей фрезой
	Точечная*	Равномерно шероховатая поверхность с неровностями рельефа до 2 мм	Обработка крестовой бучардой
	Термообработанная*	Шероховатая поверхность со следами шелушения и неровностями рельефа до 10 мм	Обработка термоинструментом

* Фактуры, применяемые при производстве облицовочных плит из природного камня, ГОСТ 9480—89, а также декоративных плит на основе природного камня (ГОСТ 24099—80);

** применяемые по желанию заказчика, для различных архитектурных изделий.

ней крепежной поверхности и др.), минимизированными допусками линейных и угловых размеров «модульные плиты». В табл. 8.4 приведены ограничительные размеры подобных изделий, наиболее часто используемые размеры, допуски на эти размеры, а также размеры основных элементов плит.

Таблица 8.4

Основные размеры и допуски стандартных «модульных» плит из природного камня (мм)							
Тип плиты	Ограничительные размеры (допуски)						Наиболее часто применяемые размеры плит в плане
	Длина	Ширина	Толщина	Фаска	Канавка		
					Ширина	Глубина	
Плиты нормальных размеров	300—610 (±0,2)	200—610 (±0,2)	10±22 (±0,2)	0,5+1,5	10±20	2±5	300 × 300; 300 × 400; 400 × 400; 300 × 500; 400 × 600
Плиты малых размеров, типа «кафель»	50—400 (±0,2)	50±300 (±0,2)	3±8	0,5±1	3±10	1±2	100 × 100; 150 × 150; 150 × 300

Дефицитность и дороговизна декоративного каменного сырья является предпосылкой развития разнообразных технологических процессов с использованием отходов и некондиционных продуктов добычи и обработки камня в производстве облицовочных плит и изделий. Плиты типа «кафель» выпускаются обычно толщиной 3—8 мм и размерами в плане (мм): 100 × 100; 150 × 150; 150 × 300 и др.

Учитывая высокие декоративные свойства природного камня и его высокую стоимость, широкое распространение за рубежом получили облицовочные декоративные плиты с мозаичной, брекчиевидной и орнаментной поверхностями, изготавливаемые с использованием природного камня (отходы, щебень, бут и др.) и различных неорганических (цемент и др.) и органических (смолы, клеи) связующих. Эти плиты используются как в наружной, так и внутренней облицовке зданий и сооружений. В странах СНГ эти плиты получили меньшее распространение, но объемы их производства и использования в силу ряда объективных причин должны в ближайшие годы возрасти.

В зависимости от способа изготовления плиты подразделяются на три типа (ГОСТ 24099—80):

I — прессованные или формованные;

II — пиленные из искусственно отформованных блоков (пиленный камнебетон);

III — склеенные из кусков камня правильной или произвольной формы.

Лицевая поверхность плит должна быть для I типа — мозаичной (М), брекчиевидной (Б) или орнаментной, II типа — мозаичной или брекчиевидной, III типа — мозаичной, брекчиевидной или орнаментной.

Мозаичную лицевую поверхность получают с использованием декоративного щебня из природного камня; брекчиевидную лицевую поверхность получают из кусков природного камня произвольной формы или из смеси кусков природного камня произвольной формы и декоративного щебня; орнаментальную лицевую поверхность получают из природного камня правильной формы.

Для наружной и внутренней облицовки зданий, сооружений, лестниц, площадок, оград, парапетов, набережных широко

применяются архитектурно-строительные изделия из природного камня (ГОСТ 23342—78). Условно эти изделия можно разделить на изделия простой формы (табл. 8.5) и изделия профильные (колонны, базы колонн, карнизы, шары, балясины, детали мостов, набережных и др.), изготавливаемые по индивидуальным заказам.

Таблица 8.5

Типы и характеристики изделий		
Тип изделий	Горная порода	Фактура лицевой поверхности
Цокольные пиленые и колотые плиты	Гранит и другие прочные породы, мрамор, плотные известняки и доломиты, песчаники	Полированная, лощеная, шлифованная, пиленая всех видов, обработанная ультразвуком, термообработанная, точечная, «скала»
Накрывочные пиленые и колотые плиты	То же	Полированная, лощеная, шлифованная, пиленая всех видов, обработанная ультразвуком, термообработанная, точечная
Подоконные пиленые плиты	„-“	Полированная, лощеная, шлифованная
Цельные пиленые и колотые ступени	„-“	Полированная, лощеная, шлифованная, пиленая всех видов, термообработанная
Проступи	Гранит и другие прочные породы, мрамор, плотные известняки и доломиты	Полированная, шлифованная, пиленая всех видов, термообработанная, точечная
Парапеты пиленые и колотые	Гранит и другие прочные породы	Полированная, пиленая всех видов, обработанная ультразвуком, термообработанная, точечная
Парапеты криволинейные	То же	То же, кроме пиленой

Ритуальные изделия (надгробные памятники, мемориальные доски) являются частью культуры погребения, свойственной различным развитым странам, исповедующим ислам и христианство.

В СНГ, а также в большинстве развитых стран в состав ритуальных изделий входят: надгробная плита — стелла, основание (подставка), постамент, ограда (бордюр), цветник. Реже в состав изделия входят различные вазы, сиденья, скульптурные и барельефные изделия из натурального камня. Памятник мо-

жет состоять либо из всех перечисленных деталей, либо из их части, но наличие стеллы обязательно.

В качестве материала для ритуальных изделий используется практически вся гамма каменных материалов, используемых в строительстве.

Изделия для дорожных покрытий из природного камня (брусчатка, бортовой камень, шашка и др.) широко применяются для покрытия проезжей части населенных пунктов, площадей, скверов, участков, испытывающих большие эксплуатационные нагрузки.

Несмотря на высокую стоимость, трудоемкость укладки, появление за последнее столетие новых искусственных материалов для дорожного строительства, изделия из природного камня достаточно широко применяются в градостроительстве.

Высокие декоративные качества, монументальность, стремление к сохранению исторического облика городов обуславливают использование изделий из природного камня для дорожных покрытий в формировании архитектурного облика центральных улиц и площадей крупных городов (Москва, Санкт-Петербург, столицы стран СНГ, города Европы и Америки). К достоинствам подобных изделий относится высокая долговечность в условиях интенсивной эксплуатации (движение тяжелой военной техники, транспорта, значительные людские потоки, стойкость к химическим и другим воздействиям). С помощью этих изделий можно создавать различные рисунки на покрытиях площадей, скверов, улиц и др., что придает архитектурным ансамблям особую неповторимость. Кроме того, подобные покрытия являются в отличие от других покрытий ремонтнопригодными, т.е. после разборки покрытий из природного камня, удаления дефектных изделий и доукомплектации, все эти изделия можно повторно использовать для дорожного покрытия этих же участков либо на других участках.

Брусчатый камень — брусчатка (ГОСТ 23668—79) для дорожных покрытий изготавливается из изверженных горных пород или из литых огненно-жидких металлургических шлаков и предназначен для устройства покрытий на городских площадях, улицах, трамвайных путях и городских автомобильных дорогах.

Брусчатый камень должен иметь форму усеченной пирамиды с параллельными прямоугольными верхним и нижним ос-

нованиями, перпендикулярными оси. При механизированном производстве допускается изготовление брусчатых камней в виде прямоугольных параллелепипедов.

В зависимости от размеров брусчатые камни делятся на три типа: высокие (БВ); средние (БС); низкие (БН). Размеры камней (мм) должны удовлетворять указанным в табл. 8.6.

Таблица 8.6

Размеры брусчатых камней			
Тип камня	Длина верхней грани	Ширина верхней грани	Высота
БВ	250	125	160
БС	250	125	130
БН	200	100	100

Камни типов БВ и БС укладывают в основном на песчаное основание, а типа БН — на бетонные или другие прочные основания.

Проекция нижней грани камней должна целиком вписываться в контур верхней грани. Величина скоса (отклонение проекции стороны верхней грани от нижней) для типа БН должна быть с каждой стороны 3—5 мм, для типов БВ и БС — 7—10 мм. Верхние грани камней должны иметь шероховатость (рифление) с микрорельефом глубиной 2—3 мм, обеспечивающим коэффициент сцепления с шинами автомобилей 0,5—0,55.

Бортовые камни из природного камня, несмотря на применение в дорожном строительстве изделий из искусственных материалов, являются более долговечными и декоративными изделиями и широко применяются для отделения проезжей части улиц, дорог, внутриквартальных проездов, пешеходных дорожек и тротуаров от остальных участков городского и путевого дорожного покрытия. В зависимости от способа изготовления бортовые камни делятся на пиленные и колотые (ГОСТ 6666—81). Согласно ГОСТу предусмотрены следующие типы бортовых камней:

- 1ГП — высотой 300 (H), шириной 150 (B), высотой бортовой части 150 мм (h) — для проезжей части;
- 2ГП — $H = 400$, $B = 180$ мм, h — произвольная, задается заказчиком — для проезжей части;

- 3ГП — $H = 600$; $B = 200$ мм, h — произвольная, не регламентируется — для проезжей части на мостах;
- 4ГП — $H = 200$; $B = 100$; $h = 130$ мм — для пешеходных дорожек и газонов;
- 5ГП — $H = 200$, $B = 80$ мм, h — произвольная, задается заказчиком — для пешеходных дорожек и газонов;
- ГПВ — $H = 200$, $B = 150$, $h = 80$ мм — для въездов;
- ГК5 и ГК8 — $H = 300$, $B = 150$, $h = 150$ мм и радиусом кривизны 5 и 8 м соответственно — для отделения проезжей части на закруглениях дорог.

Сочетание ряда уникальных свойств природных каменных материалов позволяет применять изделия из них в различных технологических процессах в качестве деталей различных устройств. Некоторые каменные материалы отличаются сочетанием высокой прочности, твердости и износостойчивости с высокой термостойкостью, низкой теплопроводностью, химической стойкостью. Особо следует выделить базальтовые породы и их аналоги, которые, имея сочетание вышеперечисленных свойств, могут использоваться в различных отраслях производства как в естественном, так и в литом виде.

Исключительно высокие требования по точности и надежности, предъявляемые к некоторым изделиям электроники, машиностроения, приборостроения, лазерной, вычислительной и космической техники, требуют применения в этих изделиях, а также в оборудовании для производства этих изделий — оснований, станин, опор с постоянными во времени и пространстве свойствами. Эти основания, опоры, станины должны иметь максимальные виброгасящие свойства, минимальные коэффициенты теплового расширения, высокую твердость и прочностные характеристики, малую анизотропию и др. Наиболее часто в этих целях используют изделия из диабазы, мелкозернистых гранитов, плотных базальтов, кварцитов и др. Размеры и формы изделия уточняются по согласованию с заказчиком этой продукции.

Одним из важных и дорогостоящих технических изделий, изготавливаемых из природного камня, являются валы бумаго- и картоноделательных машин. Учитывая значительные механические нагрузки, высокие требования по износостойкости, тер-

мостойкости, эти изделия необходимо изготавливать из высокопрочных, однородных, мелкозернистых пород (мелкозернистые граниты и др.).

Изделия из каменного литья используют для коррозионно- и износостойкой облицовки, футеровки и мощения. Исходя из назначения исходного сырья, различают каменное литье темное — из вулканических горных пород (базальт, андезит) и светлое — из кварцевого песка и осадочных горных пород.

В настоящее время, когда камень находит все более широкое применение в быту (элементы мебели, изделия кухонного и сантехнического назначения, сувениры, письменные приборы, туалетные гарнитуры, элементы интерьера комнат и подсобных помещений, мозаика, украшения и др.), стирается грань между областями использования поделочного и облицовочного камня.

Исходным сырьем для производства сувениров и изделий культурно-бытового назначения служат поделочные камни, а также высокодекоративные облицовочные камни (мрамор, оникс и др.).

Отходы добычи и обработки природного камня условно, в зависимости от формы и размеров, можно разделить на следующие виды:

- негабаритные блоки, бут, щебень, представляющие собой куски камня неправильной формы размерами более 400 мм (блоки), размерами 5—70 мм (щебень) и более 70 мм (бут);
- горбыль, представляющий из себя отход пассивки и распиловки блоков, имеющий неправильную форму с одной обработанной плоской поверхностью и линейными размерами, которые соизмеримы с размерами блоков;
- окол, представляющий из себя пластины камня толщиной 5—50 мм неправильной формы в плане и являющийся отходом распиловки, шлифовки, полировки и окантовки плит;
- штыб и шлам — мелкодисперсные отходы камня, образующиеся в результате осуществления процессов резания и шлифования при добыче и обработке камня, размерами более 0,5 мм (штыб) и менее 0,5 мм (шлам).

Наиболее характерным продуктом утилизации негабаритных блоков, бута, щебня, горбыля являются декоративные щебень и песок из природного камня (мраморная или другая крошка).

Щебень и песок получают фракционированием дробленых отходов камнеобработки (дробление, грохочение, обогащение путем промывки в мойках); фракционный состав песка — до 2,5 мм, щебня — более 2,5 мм.

В соответствии с ГОСТ 22856—89 щебень и песок декоративные характеризуются показателями: зерновым составом; содержанием зерен пластинчатой и игловатой форм; маркой щебня по прочности; содержанием зерен слабых пород; маркой щебня по морозостойкости; содержанием мелкодисперсных (пылевидных) частиц; цветом; истираемостью и др.

В странах СНГ из-за несовершенных технологий добычи и обработки камня, нерационального использования сырьевых запасов отходы камня исключительно велики. В среднем выход облицовочных изделий из камня в СНГ составляет 10—12 м²/м³, в то время как в ведущих камнедобывающих странах — 15—40 м²/м³.

Для утилизации отходов камнедобычи и камнеобработки распространены следующие технологии производства облицовочных изделий различного назначения.

1. Технология производства облицовочных изделий с использованием пыльного камнебетона. Типовой процесс включает следующие операции:

- а) изготовление камнебетонной смеси с использованием декоративных отходов камня (бут, щебень, песок) в качестве заполнителя и связующего — цемент, различные смолы (полиэфирные, эпоксидные, акриловые и др.);
- б) заливка бетона в специальные формы с использованием термовлажностной (термической), вибрационной обработки, вакуумирования, прессования и др.;
- г) распиловка полученных бетонных блоков на традиционном или специализированном распиловочном оборудовании;
- д) калибровка, шлифовка и полировка плит;
- е) окантовка, промывка, сушка и др.

2. Технология производства облицовочных изделий и напольных покрытий с использованием окола, операций распиловки и шлифовки камня.

Типовой процесс изготовления плит включает следующие операции:

- а) укладка окола с неправильной формой в специальные формы;

б) составление бетонной смеси из связующего (цемент или различные органические связующие) и наполнителя (щебень, песок и др.);

в) заливка форм бетонной смесью и с использованием термовлажностной (термической), вибрационной обработки, вакуумирования, прессования;

г) калибровка, шлифовка и полировка плит.

Типовой процесс изготовления напольных покрытий с использованием окола камня:

а) заливка пола цементным или другим связующим;

б) укладка окола с погружением в цементную основу;

в) шлифовка, полировка шлифмашинами отвердевшего пологого покрытия.

3. Технология производства облицовочных изделий с использованием щебня и песка из декоративного камня. При этом различают «генуэзские» полы (с использованием материала крупностью до 5 мм) или «венецианские» с использованием материала крупностью около 20 мм.

Типовой процесс состоит из следующих операций:

а) составление бетонной смеси из цемента или другого связующего, дробленого камня и различных пигментов;

б) заливка заранее приготовленного и очищенного пола или специальных форм;

в) шлифовка, полировка пола, либо полученных изделий.

Наиболее активными и экологически вредными отходами предприятий по добыче и обработке камня являются шламы камнеобработки.

По цвету и размерам частиц шлам камнеобрабатывающих предприятий разделяется на четыре вида:

I вид — шлам распиловки гранитов и их аналогов на станках со свободным абразивом и обработки гранита алмазным и абразивным инструментом; шлам коричневого цвета, крупность частиц менее 20 мкм составляет 70 %;

II вид — шлам распиловки гранитов и их аналогов алмазным инструментом и обработки гранитов алмазным и абразивным инструментом; цвет шлама серый или близкий к нему, крупность частиц менее 20 мкм — 60 %;

III вид — шлам алмазной распиловки и алмазно-абразивной обработки мрамора и его аналогов; цвет шлама белый, крупность частиц менее 60 мкм — 80 %;

IV вид — шлам пористых, изверженных или метаморфических пород, распиливаемых алмазным и обрабатываемых алмазно-абразивным инструментом; цвет шламов соответствует цвету обрабатываемых пород, крупность частиц более 100 мкм составляет 50 %.

Все виды шламов (I, II, III, IV) в качестве основных компонентов используются при производстве и изготовлении следующих материалов и изделий: чистящее средство «Чистоль» (III); замазка универсальная морозостойкая (I, II, III); герметик «Гермопласт» (III); средство для чистки медных и алюминиевых изделий «Асидол» (I, II, III); чистящее средство для кухонных плит «Норма» (I, II, IV); сухие штукатурные смеси различного назначения (I, II, III); шпатлевка «Карболит» (I, II, III); наполнители пластмасс, линолеума, резины и других полимерных композиций (I, II, III); добавки в асфальт и мягкие кровельные материалы (I, II, III); активные минеральные добавки к вяжущим и уплотнители бетонов (III, IV); кислотоупорная мука (IV); наполнители лаков и красок (II, III); добавки к угльным брикетам (III); наполнители ядохимикатов (II, IV); осветлители жиров, масел, вин и других жидкостей (IV); наполнители мыл, паст и других моющих средств (III, IV); фильтрующие материалы (II, IV); адсорбенты и носители катализаторов (IV); абразивные порошки и изделия (II, III, IV); сырье для производства керамических изделий, стекла, стекловолокна, стеклопластиков (IV); сырье для каменного литья (IV); наполнители и добавки к строительным материалам и изделиям (I, II, III, IV) и др.

8.2 ВИДЫ ОБРАБОТКИ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Обработкой камня называется технологический процесс, в результате которого добытый блок разделяется на архитектурно-строительные детали или ему придают заданные формы и размеры, а лицевой поверхности — необходимую фактуру.

Комплектование структур комплексной механизации для обработки камня связано в основном с массовым поточным производством архитектурно-строительных деталей и изделий. В общем случае технологическая схема обработки камня включает выполнение следующих операций: заготовительную (пасси-

ровка блоков, подготовка блоков-заготовок) для придания блокам правильной формы; распиловочную (распиловка блоков на плиты больших размеров, на плиты-заготовки стандартной ширины); раскройную, окантовочную; фактурную обработку (шлифование-полирование, ударная обработка бучардами, обработка пескоструйными, виброкопирвальными, ультразвуковыми установками и др.); обработку фасок, торцов, крепежных канавок изделий; мойку, сушку, сортировку, упаковку готовой продукции.

При подготовке блоков к распиловке они разгружаются на приемной площадке стреловыми, мостовыми, козловыми и порталными кранами из подвижного состава автомобильного или железнодорожного транспорта. Затем блоки со склада транспортируются в подготовительное отделение распиловочного цеха для пассировки, целью которой является получение блоков в виде прямоугольного параллелепипеда, форма которого наиболее устойчива при распиловке. В подготовительном отделении происходит также подборка блоков-ставок для обеспечения максимальной загрузки рабочего пространства станка.

При изготовлении тесаных гранитных изделий производится разделка блоков камня перфораторами или термоинструментом, а затем — приближенная обработка заготовок термоинструментом. Фактурная термоструйная обработка осуществляется соответствующим инструментом. Фактуры скалывания получают обработкой бучардами или другими ударными инструментами.

В зависимости от назначения изделий из природного облицовочного камня обработка его может быть различной. По характеру приложения нагрузки и применяемому оборудованию обработка камня может выполняться скалыванием и резанием.

Различают два последовательных процесса по обработке камня: обработку по форме (придание полуфабрикату требуемых размеров и формы) и фактурную обработку (декоративную отделку поверхности). Обработка камня по форме бывает приближенная и точная. Приближенная обработка скалыванием выполняется обуриванием с использованием ручных перфораторов и пневмомолотков, раскалыванием простыми и сложными клиньями и околкой с использованием закольников.

Точная обработка лицевой поверхности скалыванием проводится с использованием шпунта, скарпели, бучарды, троянки

и других ударных инструментов. Термоструйная фактура получается обработкой камня термоотбойниками.

Приближенная абразивная обработка проводится на распиловочных станках рамного типа, а также на дисковых, канатных и ленточных станках. Точная абразивная обработка осуществляется механическим путем на фрезерно-окантовочных и шлифовально-полировальных станках и конвейерах.

Фактурная обработка камня, цель которой максимально раскрыть декоративные качества облицовочного камня и увеличить срок его службы, выполняется различными способами в зависимости от вида и назначения изделий из камня (табл. 8.7).

Технологический процесс обработки камня скалыванием включает следующие операции: раскалывание блоков на заготовки заданных размеров, окалывание полуфабрикатов, точная и фактурная обработка лицевой поверхности.

Раскалывание блоков проводится с учетом структуры, текстуры, слоистости и трещиноватости камня. Для раскалывания блоков бурятся шпуры через 100—150 мм. Треть шпура должна иметь глубину не менее двух третей высоты блока. Обуривание блоков осуществляется перфораторами или пневмомолотками, оснащенными бурами, армированными твердосплавными пластинками. В пробуренные шпуры вставляются простые или сложные (клин и две щечки) клинья, последовательными ударами по которым кувалдой достигается раскол блока. Щечки сложного клина устанавливаются таким образом, чтобы линия их раздела соответствовала направлению намечаемого раскола. Обычная длина клиньев 100—200 мм, угол заострения 30°. Диаметр буров 20 и 25 мм.

Окалывание полуфабрикатов — это придание им формы, грубо приближающейся к заданной. Точная обработка скалыванием — это придание заготовкам заданных размеров и формы.

Для окалывания, точной и фактурной обработок полуфабрикатов и заготовок применяются твердосплавные инструменты: скарпели, шпунты, закольники, бучарды (рис. 8.2), киянки, пазовки, троянки, термоотбойники и др.

Скарпель — долотообразный инструмент для механической или ручной обработки камня скалыванием. Скарпели выпускаются нескольких типов в зависимости от ширины лезвия и толщины твердосплавных пластинок.

Таблица 8.7

Наименование фактуры	Способ получения	Характеристика
Абразивные фактуры		
Полированная	Накатка глянца полировальным порошком после проведения шлифования и лощения поверхности	Гладкая с зеркальным блеском поверхность плиты, дающая четкое отражение предметов и полностью выявляющая природный цвет и рисунок камня
Лощеная	Шлифование абразивами без накатки глянца	Гладкая матовая поверхность без следов обработки, полностью выявляющая рисунок камня
Шлифованная	Шлифование абразивами	Равномерная, легко шероховатая поверхность со следами обработки, с высотой рельефа 0,2—0,5 мм, нивелирует природную расцветку
Пиленая А	Распиловка на рамных станках, канатными пилами	Неравномерно-шероховатая поверхность с резкими бороздами от зерен абразива и высотой рельефа 1—3 мм
Пиленая Б	Распиловка ленточными и дисковыми пилами	Поверхность с малозаметными следами от работы пилы и высотой рельефа 0,2—0,5 мм
Фактуры скалывания		
Рифленая	Обработка троянкой с твердосплавными резцами после предварительного выравнивания шпунтом или распила на станках	Равномерно-шероховатая поверхность с правильным чередованием продольных выступов и впадин
Термоструйная	Воздействие струей высокотемпературного газа	Шероховатая поверхность со следами шелушения
Точечная	Обработка крестовой бучардой поверхности, предварительно выровненной шпунтом или после распила на станках	Равномерно-шероховатая поверхность с высотой рельефа до 2 мм (наиболее характерна для твердых пород)
Бороздчатая	Обработка пластинчатой бучардой или катучей фрезой после шпунта или распила на станках	Равномерно-шероховатая поверхность с прерывистыми бороздами глубиной до 1 мм

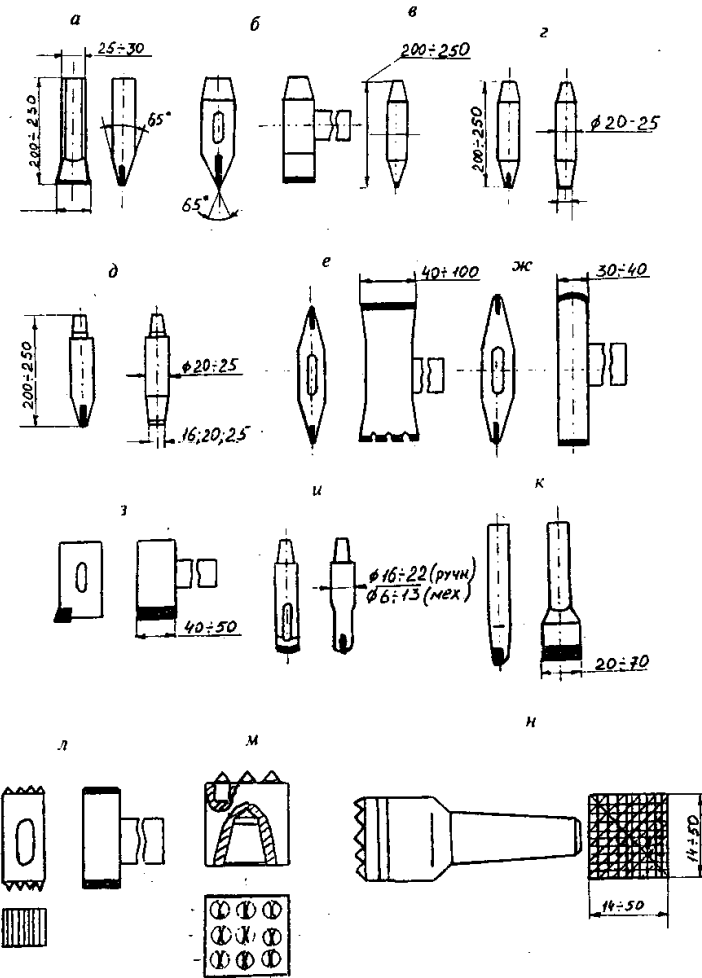


Рис. 8.2. Инструмент из твердого сплава для обработки камня скалыванием: а, б — закольники; в — шпунт; г — ручная скарпель; д — механическая скарпель; е — топорик двухсторонний; ж — кайло двухстороннее; з — киянка (молоток); и — долото (бур) ручное или механическое; к — отбойник; л — бучарда механическая насадная; н — бучарда механическая с хвостовиком

Шпунт — граненый или цилиндрический стержень с пикообразным наконечником для ручной обработки камня скальванием. Длина шпунта 200—250 мм, диаметр 15—30 мм.

Закольник — круглый стержень с рабочей частью в виде двух асимметричных граней для ручного скола кромки при изготовлении изделий из гранита. Ширина лезвия 30 и 40 мм.

Бучарда — камнеобрабатывающий инструмент, рабочая часть которого выполнена в виде пластинчатой шарошки с числом зубьев 9, 16, 25, 36, 49, 64, 81. Хвостовик бучарды выполняется для вставки в патрон пневматического отбойного молотка.

Киянка — ручной молоток с рабочей частью, выполненной с определенной кривизной. Масса киянки 1—2,5 кг.

Пазовка — долотообразный инструмент с зубьями для механической обработки камня. Хвостовик пазовки вставляется в патрон пневматического отбойного молотка.

Троянка — круглый стержень, рабочая часть которого представляет трапециевидную пластину с зубьями на конце. Угол заострения 15—20°. Расстояние между зубками 1—6 мм. Троянка служит для ручной точной и фактурной обработки мягкого камня и камня средней прочности.

Абразивная обработка камня по форме включает также приближенную и точную обработку. Приближенная абразивная обработка камня производится на распиловочных рамных, дисковых и канатных станках. Точная абразивная обработка камня производится на фрезерно-окантовочных станках.

8.3

КАМНЕРАСПИЛОВОЧНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

По виду применяемого рабочего инструмента распиловочное оборудование в основном подразделяется на рамные (штрипсовые), дисковые и канатные станки.

Распиловочный рамный станок — это стационарный механизм, распиливающий камень при помощи полосовых пил (штрипсов) из стали и непрерывно подаваемого в пропилен абразива (стальной или чугунной дроби) или при помощи полосовых пил из стали, армированных алмазными элементами (твердосплавными зубками).

Рамные станки оборудованы кривошипно-шатунным механизмом, который приводится в действие от электродвигателя через редуктор. Рама приводится в возвратно-поступательное движение шатуном и одновременно с помощью винтов опускается вниз с регулируемой скоростью. Рабочим органом рамных станков являются штрипсы, изготавливаемые из полосовой стали. Для гладких штрипсов, применяемых при распиловке дробью, рекомендуется использовать пружинную сталь (например, 65Г) или углеродистую сталь (Ст.3, Ст.5, ГОСТ 380—71).

Конструкции некоторых разновидностей полосовых пил приведены на рис. 8.3.

У камнераспиловочных станков штрипсы крепятся к раме и затягиваются при помощи клиньев, винтов и гидронатяжных устройств. Штрипсы устанавливаются строго вертикально, параллельно оси качения рамы.

На рамных станках механизм принудительной подачи рабочей рамы позволяет получить значительное давление резания. Однако из-за небольшой скорости резания, не превышающей 2—3 м/с, производительность резко снижается. Большая скорость резания не может быть получена из-за существенной инерции пыльной рамы, совершающей возвратно-поступательное движение.

По характеру траектории движения рамы различают станки с маятниковым (качательным) движением рамы, станки с прямолинейным горизонтальным движением рамы и станки с вертикально (наклонно) расположенной рамой и подачей блока камня на рабочий орган (рис. 8.4).

Рамные станки с маятниковым движением рамы являются самыми старыми и нашли наибольшее распространение. Рама приводится в качательное движение кривошипно-шатунным механизмом через дышло от электродвигателя. Подъем и опускание рамы с необходимой скоростью осуществляется механизмом подачи, который через храповик вращает вал и через конические шестерни передает вращение винтам с ленточной нарезкой, установленным в стойках рамы. На каждом винте в вырезе стойки имеется гайка. К этим гайкам попарно крепятся опоры подвески качающейся рамы. Гайки при вращении винта перемещаются вниз или вверх, а вместе с ними перемещается и рама.

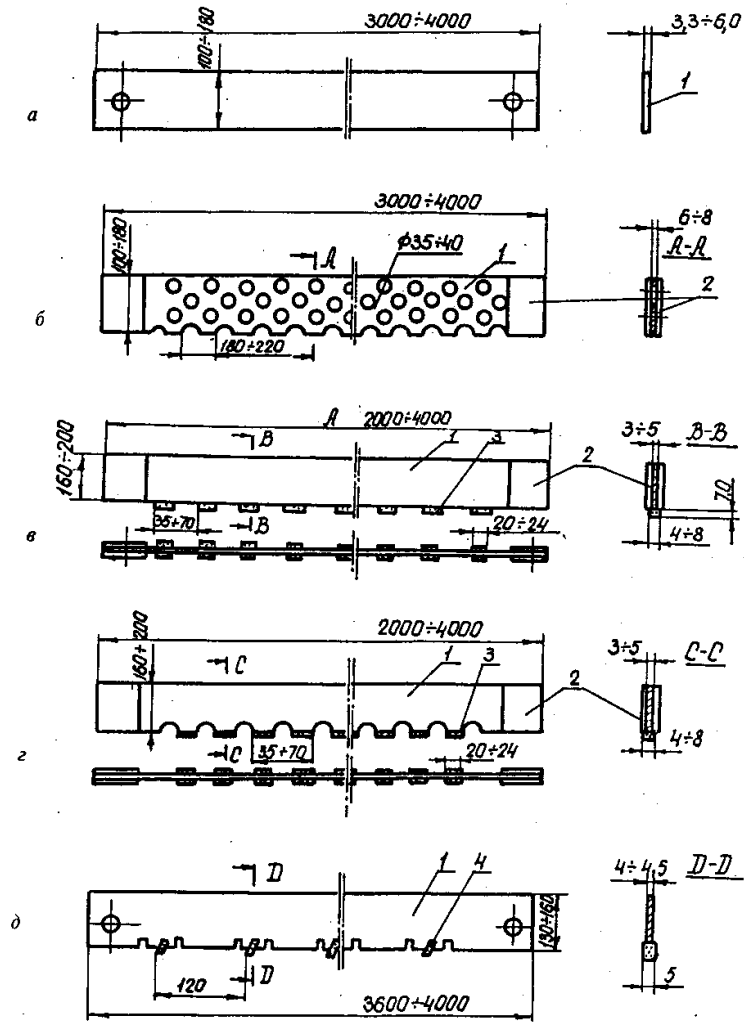


Рис. 8.3. Основные разновидности полосовых (штрипсовых) пил:
 а — гладкая пила; б — гладкая перфорированная пила; в — алмазная пила без пазов; з — алмазная пила с пазами; д — твердосплавная пила; 1 — корпус пилы; 2 — стальные накладки; 3 — алмазные бруски; 4 — твердосплавные резцы

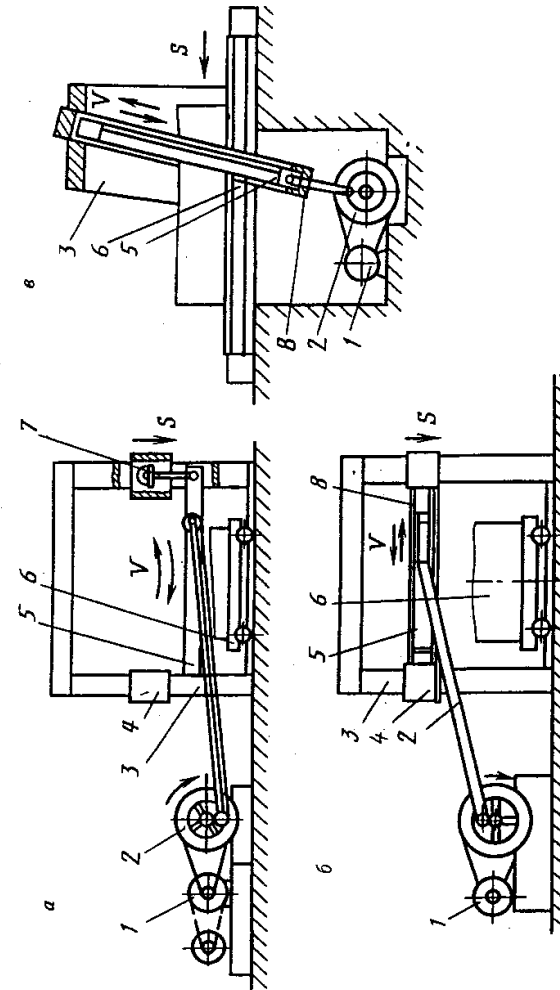


Рис. 8.4. Схемы штрипсовых рамных станков:
 а, б — горизонтально-распиловочные станки соответственно с криволинейным и прямолинейным движением рамы; в — вертикально-распиловочный станок с прямолинейным движением рамы; г — двигатель; 2 — кривошипно-шатунный механизм; 3 — станна; 4 — ползун; 5 — рама; 6 — тележка с блоком камня; 7 — маятниковая подвеска; 8 — прямолинейные направляющие; V — главное движение резания; S — направление рабочей подачи рабочего органа

Станки с маятниковым движением рамы применяются преимущественно при распиловке блоков прочного камня (гранита) с использованием гладких пильных полотен и свободного абразива (дروби), подаваемого в пропил в виде пульпы. При использовании зернового абразива кинематика станков наиболее удачна, так как происходит периодический подъем штрипов над поверхностью контакта с камнем. Рама, подвешенная на жестких стержнях (шатунах), совершает качение по дуге радиусом около 1 м. Подъем ее в конце каждого рабочего хода составляет 1,5—2 см, что способствует проникновению абразива под режущую кромку пилы.

Принцип работы традиционных рамных станков заключается в следующем: в зону резания полосовой пилы подается абразивная пульпа (ориентировочный состав пульпы: дробь — 20 %, гашеная известь — 30 %, вода — 50 %), которая при движении пилы вдоль камня вдавливается в породу, и за счет микроцарапания осуществляется направленное разрушение камня.

При работе штриповых станков, оснащенных полосовыми пилами, применяется чугунная или стальная дробь (ГОСТ 11964—81). Чаще всего используется дробь с размерами зерен 0,5—2 мм и плотностью 7200 кг/м³. Крупность дроби характеризуется ее номером (табл. 8.8). Диаметр дроби выбирается в зависимости от толщины штрипа и приблизительно равен 1/4 его толщины.

Таблица 8.8

Номера размеров дроби в СНГ, Европе, США				
Средний диаметр дроби, мм	№ дроби, ГОСТ 11964—81	№ дроби (европейский стандарт)	№ дроби (стандарт США)	Количество частиц на кг массы
0,315	03	3	85 (80)	7 480 000
0,5	05	5	140 (50)	2 640 000
0,8	08	8	230 (30)	550 000
1	1	10	280 (25)	205 000
1,4	1,4	14	390 (18)	120 000
1,8	1,8	18	500 (14)	70 000
2,2	2,2	22	600 (12)	48 000
2,8	2,8	28	780 (9)	20 000
3,2	3,2	32	900 (8)	12 000
3,6	3,6	36	1000 (7)	8000

Основные физико-механические свойства дроби приводятся в табл. 8.9.

Таблица 8.9

Свойства дроби, используемой в камнеобработке		
Тип дроби	Твердость по Роквеллу, HRC*	Прочность единичного зерна на сжатие, Н
Дробь стальная литая (ДСЛ)	52—65	6000—6500
Дробь стальная литая улучшенная (ДСЛУ)	52—65	—
Дробь стальная колотая улучшенная (ДСКУ)	52—65	—
Дробь чугунная литая (ДЧЛ)	52—65	4000
Дробь стальная колотая (ДСК)	52—65	6500
Дробь чугунная колотая (ДЧК)	52—65	400
Дробь стальная рубленая из проволоки (ДСР)	—	—

*Твердость материалов (главным образом металлов) по методу американского металлурга С.П. Роквелла определяется вдавливанием в испытуемый образец алмазного конуса или алмазной пирамидки Виккерса (шкалы А и С, соответствующие различным нагрузкам), или стального закаленного шарика — по методу Бринеля (шкала В). Твердость указывается в единицах HR (Hardness Rockwell) с добавлением обозначения шкалы (HRA, HRB, HRC). Твердость вдавливания (кг/мм²) вычисляют как отношение нагрузки к площади поверхности отпечатка на испытуемом образце.

Чаще всего при распиловке прочных пород типа гранитов применяется дробь ДЧЛ №№ 1 и 1,4 с добавкой 20—30 % дроби ДСР тех же размеров. Для грубой шлифовки камня обычно используют дробь №№ 1,4 и 2,2.

За рубежом в камнеобработке применяются смеси из различных видов чугунной, стальной литой и колотой дроби. При этом предъявляются более жесткие требования к качеству дроби: плотность литой дроби должна быть более 7,4 г/см³, а колотой более 7,6 г/см³; твердость литой дроби в зависимости от ее типа должна быть 48-60 HRC, а колотой — более 64HRC; химический состав дроби: углерод — более 85 %, фосфор и сера — соответственно менее 0,05 %.

Ориентировочный расход материалов при распиловке гранита приведен в табл. 8.10, а технические характеристики рамных станков с маятниковым-качающимся движением рамы (станки работают со свободным абразивом — дробью) даны в табл. 8.11.

Таблица 8.10

Материал	Крупность, мм	Расход материалов, кг/м ²
Дробь чугуная литая (ДЧЛ)	0,8—1,2	7—10
Дробь чугуная колотая (ДЧК)	0,6—0,8	3—5
Известь гашеная	—	1
Полосовая пила из стали марки 65Г	—	7—10

К преимуществам рамных станков с маятниковым движением рамы следует отнести простоту конструкции и обслуживания. Основным недостатком их является ограниченная длина контакта пилы с камнем (30—50 % хода рамы).

Рамные станки с прямоугольным горизонтальным движением пильной рамы (см. рис. 8.4, б) предназначены для распиловки пород малой и средней прочности (мрамор, известняк, туф и др.) алмазными полосовыми пилами. Особенностью их является то, что рабочая часть штрипсов находится в постоянном контакте с породой, а несущая рама со штрипсами совершает в процессе резания возвратно-поступательное движение по горизонтальным направляющим. Подача осуществляется опусканием рамы. Сварные рамы таких станков имеют меньшую массу, чем литые рамы станков с маятниковым движением рабочего органа.

Распиловка камня осуществляется полосовыми пилами за счет возвратно-поступательного движения пилы с напаянными алмазосодержащими элементами (брусками). Алмазосодержащие бруски производят микроцарапание камня. Бруски охлаждаются подачей воды. Образующийся при этом мелкодисперсный шлам также способствует направленному разрушению камня.

Основные размеры алмазных полосовых пил и брусков даны в табл. 8.12.

Высота корпусов пил составляет 160 мм по ТУ-2-037-102-7 и 180—200 мм по ТУ-2-037-290—80. Толщина корпусов пил равна 5 мм.

Алмазные бруски представляют собой композиционный материал, состоящий из металлической связки сложного состава с запрессованными алмазными зёрнами. Крупность зёрен алмаза для различных операций обработки камня дана в табл. 8.13, а технические характеристики рамных станков с прямолинейным движением пильной рамы приведены в табл. 8.14

Таблица 8.11

Страна, фирма	Название серии машин	Число модификаций	Число пил	Размеры блоков, максимальные, м			Расход воды, л/час	Масса, т	Установленная мощность, кВт
				длина	ширина	высота			
Италия									
BRA	TGI100 MEGA-S	8	105—142	2,6—4	2,6—3,5	2,1	2200	60	53,6
BRA	Dragon HTSM	6	100—137	2,7—3,7	3—3,5	2,1	2200	75	93
Giorgini Maggi	Magnum ultra	7	130	3,3—4,2	2,5—3	2,2	—	—	90
Giorgini Maggi	Magnum match	6	130—155	3,5—4,5	2,5—4,8	2,2	—	—	98,5
Barsanti	Alcione	5	107—150	3—4,2	2,5—3,8	2,3	2000	75—88	80—88
B.M.	Grizly	5	150	3—3,5	3—3,5	2	—	—	72
Breton	Masterbreton HG	4	125—150	3,75—4,15	2,5—3,5	1,6—2,2	3000	77,5—84	87
Te-Ma Frugoli	Cyclone	6	111—129	3—3,5	2,5—3,8	2,2	То же	52—61	89—97
Te-Ma Frugoli	Mystral	6	То же	То же	То же	То же	То же	55—63	90
Caspari Menotti	Jumbo 350/420	6	140—150	3,5—4,2	3,5	2,2	2000	70—80	63
Caspari Menotti	Jumbo 55	6	120—130	3,3—3,5	2,5—4	2	2000	56—58	80—91
Tesmes	TMG	3	120—130	3,3—3,5	3—3,5	2	2200	54—57	83
Simec	GS/GSS	8	105—120	3—3,5	2,8—3,5	2,1—2,15	—	64—67	83
Mordenti	Turbo tesi-mor	3	120—150	3,5	3—3,5	2,2	3000	83—85	83
Gregori	Jaguar	3	—	3,3—3,5	3—3,3	2,2	3000	44,5	72,5
Армения	СМР-043	1	60	2	2,8	1,6	—	42,5	63,6
«Строммашина»									

Примечание. Частота качания рам составляет 70—85 двойных ходов в минуту. Габариты станков (ширина × длина × высота), м: (4,9—6,7) × (15—18) × (4,6—7)

Таблица 8.12

Основные размеры алмазных полосовых пил при общей длине алмазных брусков 24 мм						
Обозначение	Общая длина, мм	Длина рабочей части, мм	Высота брусков, мм	Толщина алмазных брусков, мм	Шаг брусков, мм	Общее число алмазных брусков, шт.
3405-0001	2000	1624	7	7	50	33
3405-0002	2000	1624	7	7	70 (100)	20
3405-0003	2000	1624	7	8	35	20
3405-0011	2000	1624	7	7	35	70
3405-0012	3500	2439	7	8	50	50
3405-0013	3500	2439	7	7	50	50
3405-0014	2500	2474	7	8	50	50
3405-0021	3500	2474	7	7	50	50
3405-0022	3800	2439	7	8	35	70
3405-0023	3800	2439	7	7	35	70
3405-0024	3800	2474	7	8	50	50
3405-0031	4000	2814	7	7	50	50
3405-0032	4000	2814	7	8	70 (100)	34
по ТУ 2-037-290—80						
3405-0033	3500	2474	7	7	50	50
3405-0034	3800	2474	7	7	50	50
3405-0035	4000	2814	7	7	70 (100)	34

Таблица 8.13

Зернистость алмазных порошков, применяемых при обработке камня	
Вид обработки	Зернистость порошка, мкм
Распиловка твердых пород (гранит и др.)	315/250; 400/315; 500/400
Распиловка пород средней прочности (мрамор, андезит, базальт и др.)	500/400; 630/500; 800/30
Распиловка пород малой прочности (туф, ракушечник, слабые известняки и др.)	630/500; 800/630; 1000/800; 1250/1000; 1600/1250
Грубая шлифовка	800/630; 630/500; 500/400
Средняя шлифовка	160/125; 125/100; 100/80
Лощение	63/50; 50/40; 40/28
Полировка	10/7; 7/5; 5/3

Примечание. Зернистость порошка, например, 315/250 означает максимальную (315) и минимальную (250) крупности зерен алмаза в мкм. 1 мкм = 10⁻⁶ м.

Таблица 8.14

Технические характеристики рамных станков с прямолинейным движением пильной рамы							
Страна, фирма	Марка	Максимальный размер блока, м			Число пил, шт.	Мощность, кВт	Масса, т
		ширина	длина	высота			
Италия	Горизонт,						
Alpe	TRP-10—40	—	3,2—3,25	1,8—1,9	10—40	37—74	15—36
"-	Mayor	1,6—2	3,25	2	60—80	37—111	44—50
Barsanti	TLD20-25	—	3—3,2	1,8—2	20—35	43—80	17,5—30,5
"-	TLD60-80S	1,6—2	3,2	2,2	60	120—142	43—44,7
"-	TLD60-80A	1,7—2,1	3,2	2	60—80	92	52—55
B.M.	Diamond10	6	2,8—3,2	1,75	10	37	8
"-	30—40 Super	0,9—1,3	2,6—3,2	1,8	30—40	55—74	22-25
"-	70—80—100	2	3,25	2	70—80—100	110—132	39—42
Bra	DM30	—	3—3,5	1,9	30	33	20—21,5
"-	DMG-2	1,6—2	2,5—3,3	2	60—70—80	74	55
Breton	Diabreton HS	2	3—3,3	2	80	132	50
F&B	FB 25A	1	3,25	1,8	25	60	—
Gaspari Menotti	FEM/MK5	3,3	—	2	30	75—55	28
"-	FEM/MK2	1,6—2	3—3,2	2	60—70—80	100—150	41—45

Станки с прямолинейным вертикальным (наклонным) движением рамы (см. рис. 8.4, в) применяются для распиловки блоков мрамора и подобного ему природного камня объемом до 2 м³. Они имеют небольшое количество штрипсов (до 12). Число двойных ходов пильной рамы в минуту составляет 170—200. Длина хода рамы равна 250—300 мм. Станки обладают высокой скоростью резания (до 150—200 см/ч).

Для распиловки мягких пород применяются рамные станки с полосовыми пилами, армированными острозаточенными зуб-

ками из твердого сплава. Зубки снимают с поверхности камня мелкодисперсные стружки при возвратно-поступательном движении пильной рамы, за счет чего происходит резание камня. Станки данного типа используются редко.

К достоинствам рамных станков всех типов следует отнести возможность производства больших плит (слябов) размером до $2,2 \times 3,5$ м, простоту конструкции, возможность непрерывной круглосуточной работы, высокую жесткость и надежность работы рабочего органа, установку большого числа штрипсов, малую энергоемкость резания. Недостатками их являются высокая стоимость и металлоемкость оборудования, сравнительно небольшая скорость резания, низкая производительность, большие габариты, организация специального шламового хозяйства.

Дисковые станки предназначены для распиловки блоков природного камня на плиты различных размеров. В качестве рабочего органа распиловочных станков используются алмазные отрезные сегментные круги (АОСК), представляющие собой стальной диск (корпус) с пазами, по периферии которого напаяны алмазосодержащие сегменты. Некоторые конструкции алмазных кругов приведены на рис. 8.5. Разнообразие конструкций пазов и сегментов объясняется условиями работы отрезного круга и возможностью его охлаждения. Зернистость алмазных порошков, используемых для изготовления сегментов, в зависимости от вида обработки камня приведена в табл. 8.13.

Основные параметры алмазных отрезных сегментных кругов при ширине сегментов $T = 7$ мм даны в табл. 8.15, а рекомендуемые характеристики алмазных кругов для резки различных пород приведены в табл. 8.16.

Достоинством алмазных отрезных кругов является возможность получения высоких линейных скоростей резания (25—70 м/с), что обеспечивает высокую производительность распиловочных станков и сравнительно низкий удельный расход алмазов. Недостатком отрезных кругов является малая допустимая глубина резания, равная приблизительно $1/3$ диаметра круга.

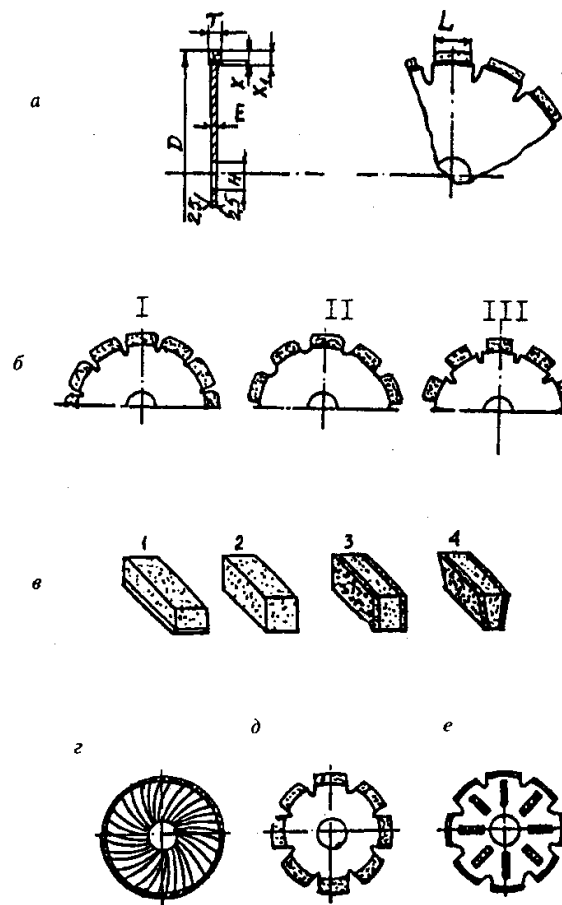


Рис. 8.5. Алмазные отрезные круги:

a — основные размеры (D — наружный диаметр, H — диаметр посадочного отверстия, E — толщина корпуса, T — ширина сегмента, X — высота алмазосодержащего сегмента, L — длина сегмента); *b* — виды пазов и сегментов (*I* — узкий паз и узкие сегменты, *II* — широкий паз и широкие сегменты, *III* — узкий паз и широкие сегменты); *c* — типы сегментов (*1* — прямоугольные с неалмазной базой, *2* — прямоугольные, *3* — прямоугольные типа «сэндвич», *4* — трапециевидные типа «сэндвич»); *d* — отрезные круги типа «турбо»; *e* — отрезные круги — фрезы

Таблица 8.15

Обозначение	Наружный диаметр, мм (D)	Диаметр посадочного отверстия, мм, (H)	Толщина корпуса, мм (E)	Размеры алмазного сегмента, мм		Число алмазных сегментов, шт.
				высота (x)	длина (L)	
По ИТУ-037-170—78						
252-10	250	32	1,6; 1,8	2,5	24	23
То же	315	63	2; 2,2	3	24	30
"-	315	63	2,5; 2,8	4	24	30
"-	400	90	2,2; 2,5	3,5	24	26
252-20	500	90	2,8; 3	4	24	30
То же	630	90	3,2; 3,6	4,5	24	37
"-	800	90	4,5	5,5	24	48
252-30	1000	120	5	6,5	24	70
То же	1100	120	5	6,5	24	78
По ГОСТ 16115—78						
2726-0719	500	90	3	4	24	30
2726-0727	630	90	3,6	4,5	24	37
2726-032	800	90	4,5	5,4	24	48
2726-0738	1000	120	5	6,5	24	70
2726-0743	1100	120	5	6,5	24	78
2726-0754	1250	120	6	7	24	90
2726-0756	1400	200	6	7,5	24	100
2726-0757	1600	200	7	9	24	92
2726-0758	2000	200	8	12	24	115
По ТУ88 (Украина)						
	500	90	2,8	3,8	24	30
	630	90	3,2	4,2	24	36
	800	90	4,5	5,5	24	48
	1000	120	5	6,5	24	72
	1100	120	5	6,5	24	78
	1250	120	5	7	24	90

Таблица 8.16

Наименование, назначение, характеристика отрезных кругов	Диаметр, мм	Основные отличительные признаки	Тип сегмента и паза: рис. 8.5
Отрезные круги типа «турбо» для «сухой» резки ручными отрезными машинками вне производственных помещений	То же	Круги со сплошной режущей кромкой со спиральными канавками по торцам круга	сплошная кромка с канавками для охлаждения
Круги для распиловки гранита и мрамора на фрезерно-окантовочных станках	200—800	Круги сегментные без конструктивных особенностей, высота сегментов для гранита больше	II, III; 2
Круги специальной конструкции для многодисковой распиловки гранита на ортогональных станках по стандартной технологии	900—1600	Круги сегментные, малая толщина корпуса и сегментов	I; 1,4
Круги специальной конструкции для многодисковой распиловки гранита на ортогональных станках по технологии ступенчатой распиловки «Scaletta»	800—1600	Толщина сегмента и корпуса круга больше, чем при обычной распиловке	I; 1,4
Круги для горизонтальной подрезки гранитных плит на ортогональных станках «Capello diprete»	300—400	Круги сегментные со специальным торцовым креплением к шпинделю	II—III; 3,4
Круги для одно- и многодисковой распиловки мрамора	800—2500	То же	I; 1, 2, 4
Круги для горизонтальной подрезки мраморных плит на ортогональных станках	300—650	"-	II; 1, 2, 4
Круги большого диаметра для распиловки гранита и твердых пород	1400—3500, реже до 5000	Специальная конструкция сегментов с канавками для воды, повышенная точность	I; 4
Диски-фрезы для раскроя плит любых пород по криволинейным поверхностям	100—250	Круги сегментные с алмазосодержащими элементами и по периферии, и по торцам круга	I, II

Дисковые распиловочные станки разделяют обычно на две основные группы: однодисковые и многодисковые.

Однодисковые распиловочные станки характеризуются значительным диаметром рабочего инструмента (2200—5000 мм) и могут иметь, в основном, порталное или мостовое исполнение (рис. 8.6). К преимуществам этих станков следует отнести их высокую производительность при распиловке плит и блоков-заготовок шириной до 1,5 м.

Техническая характеристика некоторых однодисковых станков приведена в табл. 8.17.

Таблица 8.17

Техническая характеристика однодисковых станков						
Фирма, страна, марка	Диаметр АОСК, мм	Вертикальный ход инструмента или стола, мм	Длина хода круга, мм	Максимальная длина × ширина блока, мм	Полная мощность, кВт	Опора блока
«Макрон», Финляндия						Подающая тележка
МА 2000-2500	2000/2500	1250	3000	2500 × 3000	45	То же
МА 2500-3000	2500/3000	1500	3000	То же	55	«-»
МА 3000-3500	3000/3500	1800	3000	«-»	55	«-»
«CLAIM», Германия						
BLS3000G (гранит)	3000	1250	4200	4200 × 4500	55	«-»
BLS3000M (мрамор)	3000	1250	4200	То же	65	«-»
«GMM», Италия						
Giga 3500	3500	2200	4000	4000 × 3800	44	«-»
«Г. К. Гранит», Россия, РС-24	2200	800	3600	3600 × 3000	59	Подъемно-поворотный стол
«Arbes», Германия, TBF-3500	3500	1600	5300	5000 × 3000	83	Подающая тележка

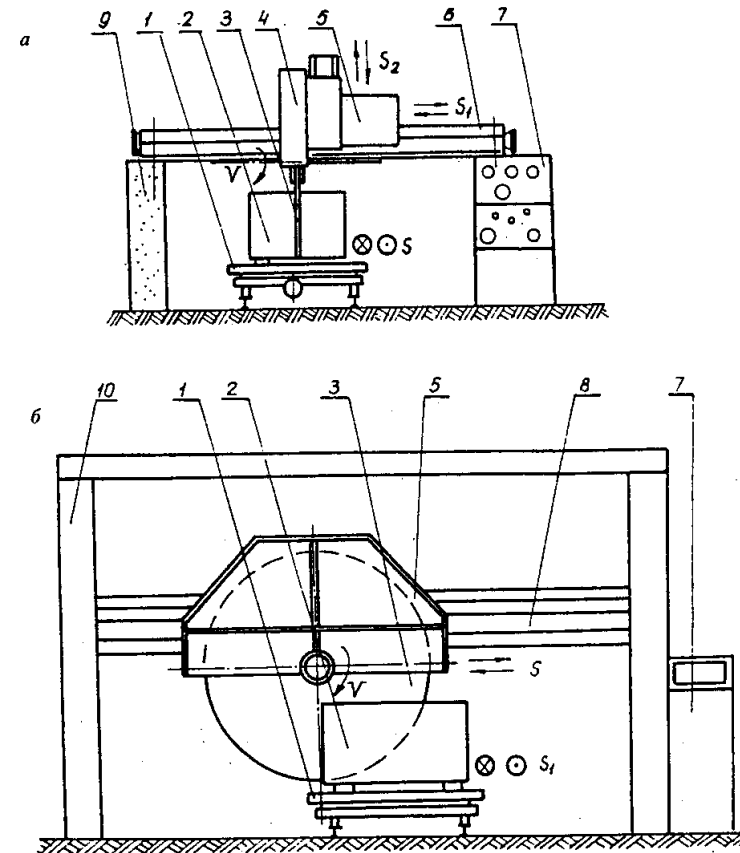


Рис. 8.6. Схемы порталного и мостового однодисковых станков: а — порталный; б — мостовой; 1 — тележка; 2 — распиливаемый блок; 3 — алмазный отрезной сегментный круг; 4 — режущая головка; 5 — суппорт; 6 — траверса портала; 7 — пульт управления; 8 — мост; 9 — железобетонные опоры; 10 — колонны; V — окружная частота вращения АОСК (движение резания); S — рабочая подача (скорость перемещения отрезного круга); S₁ — установочное перемещение блока или инструмента (определяет толщину выпиливаемого изделия); S₂ — установочное движение отрезного круга, определяющее глубину врезания инструмента в блок (для твердых пород)

Дисковые распиловочные станки для производства плит стандартных размеров наиболее распространены и выпускаются многодисковыми (диаметр отрезных кругов 725—1600 мм), для которых характерно: относительно незначительное количество одновременно работающих отрезных кругов (до 15 шт.) при распиловке пород малой и средней прочности; большое количество кругов (15—60 шт.) при распиловке пород высокой прочности (гранита и др.).

Многодисковые станки выпускаются с ортогональными (подрезными) головками для отделения отпиливаемых плит от блока, и без этих головок.

Ортогональные станки (рис. 8.7) имеют два взаимно-перпендикулярных вала: горизонтальный с одним или несколькими отрезными кругами и вертикальный — с одним подрезным кругом.

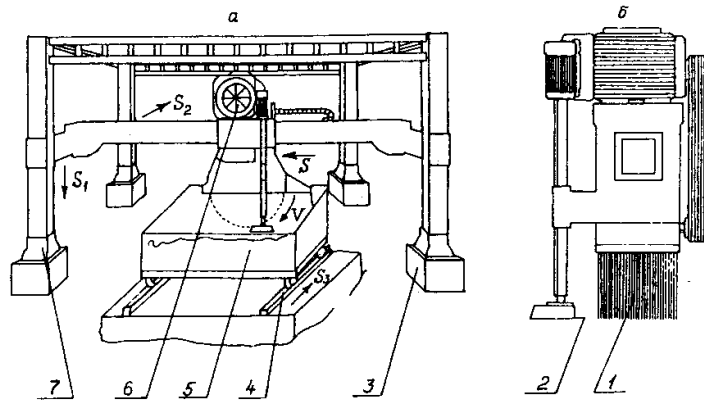


Рис. 8.7. Схема ортогонального мостового станка: *a* — схема станка; *б* — схема режущей головки; 1 — отрезные круги диаметром 800—1600 мм; 2 — подрезной круг диаметром 300—500 мм; 3 — бетонные опоры; 4 — рельсовый путь тележки с блоком; 5 — тележка с блоком; 6 — мост и каретка с главным приводом; 7 — металлоконструкция станка (опоры); *V* — вращательное движение резания; *S* — главная рабочая подача режущего инструмента; *S*₁, *S*₂, *S*₃ — установочные направления перемещения исполнительного органа с приводом

По конструкции различают три типа ортогональных станков: порталные (двухстоечные), мостовые (см. рис. 8.7) и консольные. Наиболее распространены мостовые и порталные станки.

Конструктивно многодисковые станки в основном выпускаются двух разновидностей: первая — рабочая подача осуществляется путем перемещения исполнительного органа с приводом по направляющим моста (блок камня установлен на неподвижном рабочем столе); вторая — рабочая подача обеспечивается за счет перемещения подвижного рабочего стола с блоком камня. Первая разновидность обеспечивает большую точность обработки, не всегда оправданную, при значительной стоимости и размерах станка. Вторая разновидность обеспечивает меньшие стоимость, габариты и конструктивную сложность станка.

В табл. 8.18 приведена характеристика ортогональных станков.

Многодисковые станки без ортогональных головок конструктивно более просты, более производительны и менее дороги, но для их работы заранее должны быть подготовлены блоки стандартных размеров. Характеристика подобных станков дана в табл. 8.19.

В настоящее время получают распространение многодисковые многовальные распиловочные станки (рис. 8.8) с последовательным расположением пильных отрезных кругов разного диаметра («лисий хвост»), имеющие высокую производительность и возможность автоматического получения плит различной толщины одновременно из разных блоков. Недостатки этих станков — сложность конструкции и инструментов, имеющих одинаковую ширину сегментов при различных диаметрах дисков.

К распиловочному оборудованию можно отнести алмазноканатные установки стационарного типа.

Физические основы распиловки горных пород канатом, армированным алмазными элементами, не отличаются от процессов разрушения камня другими алмазными инструментами. При движении каната с напрессованными алмазными втулками вдоль блока камня за счет микроцарапания осуществляется направленное разрушение камня.

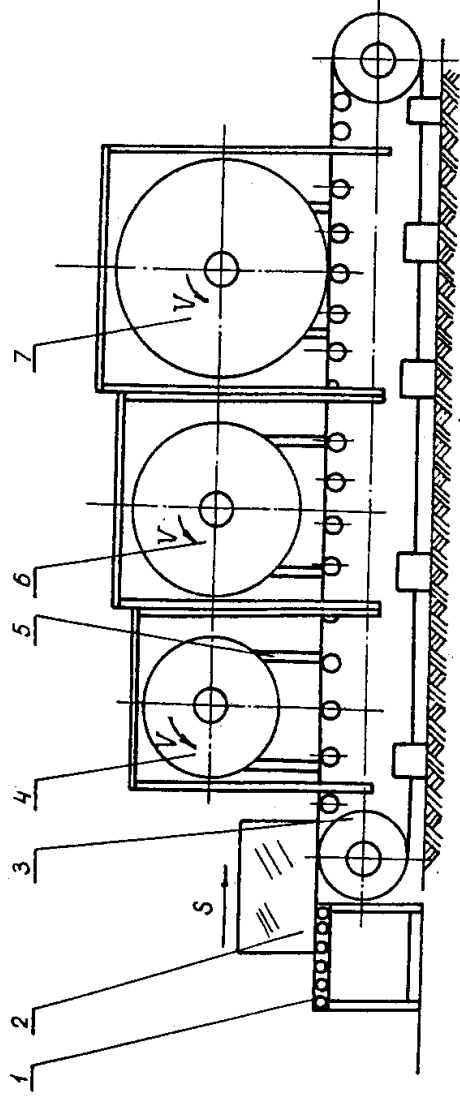


Рис. 8.8. Схема многодискового многовального станка:

1 — ролик; 2 — раскливаемый блок; 3 — конвейер подачи блока; 4, 6, 7 — отрезные круги различного диаметра; 5 — направляющие для вертикальных перемещений шпиндельных узлов с алмазными отрезными сегментными кругами; V — окружное движение резания; S — движение рабочей подачи

Таблица 8.18

Страна, фирма	Марка, обрабатываемый материал	Максимальные размеры блока, м		Число вертикальных кругов	Диаметр вертикальных кругов, мм	Диаметр горизонтального круга, мм	Установленная мощность, кВт
		ширина	длина				
Италия, «Simes»	NT2.50/S, гранит	3,5	5	50	725—1600	400	241
	NT2.32/S, гранит	3,5	5	32	725—1600	400	200
	NT2.10MG, мрамор-гранит	3,5	2,7	10	725—1600	550—400	157
F&B L&P	F&B, гранит	3,5	5	30—50	1000—1600	450	132
	LPG40, гранит	2,4	3,7	40	1300	400	130
«Dai Prets»	LPG50L	3,7	4	56	1600	400	185
	Master 12/16, мрамор	2	3	1	1200/1600	400	160/180
	Master 12MG/16MG, мрамор-гранит	2	3	6	1200/1600	400	160/180
	Mega 12/16, гранит	2	3	32	1200/1600	400	160/180
«Педрини»	Mega 122/162, гранит	2	3	32	1200/1600	400	160
	M586, мрамор	2,15	3,3	1	1300/1600	400	120/140/160/190
	M584, гранит	2,5/4	3,5	34	1300/1600	350	0
Армения	M584, мрамор	2,5	3,5	14	1300/1600	350	190
	СМР-072, гранит-мрамор	1,8	2,8	1—6	800—1250	315—500	118

Таблица 8.19

Характеристики многодисковых станков							
Страна, фирма	Марка, материал	Максимальные размеры блока, м			Число кругов	Диаметр кругов, мм	Установленная мощность, кВт
		ширина	длина	высота			
Финляндия, «Макгоп»	ММ, гранит	3,5	3,5	0,85	34	900—1300	132
Армения, «Аркамне-резмаш»	СМР-004А, мрамор	1	1,5	0,4	20	1100—1250	202,2
	СМР-081, туф, ракушечник, известняк	0,6	1,2	0,4	20	1100—1250	202,5
	СМР-056А, туф, ракушечник, известняк	0,4	1,2	0,45	7	1100—1250	58
Россия, г. Кострома, «Стром-машина»	СМР-014А, гранит, мрамор	1,5	2,8	0,4—1	2	630—1250	76,5

Наиболее характерные конструкции канатных рабочих органов показаны на рис. 8.9.

Следует отметить, что в последнее время стальные канаты, работающие со свободным абразивом, и канаты с твердосплавными шайбами практически полностью вытеснены канатом с алмазными элементами.

Алмазно-канатные установки применяются не только для распиловки горных пород типа мраморов, но и для обработки заготовок и изделий из гранитов. Эти установки обладают самыми широкими технологическими возможностями и обеспечивают максимальную рентабельность при обработке большинства пород (рис. 8.10). Учитывая большое разнообразие алмазно-канатных установок, в табл. 8.20 приведены их обобщенные технические характеристики.

Алмазно-канатные установки выпускаются с вертикальным и в большинстве случаев с горизонтальным расположением шкивов.

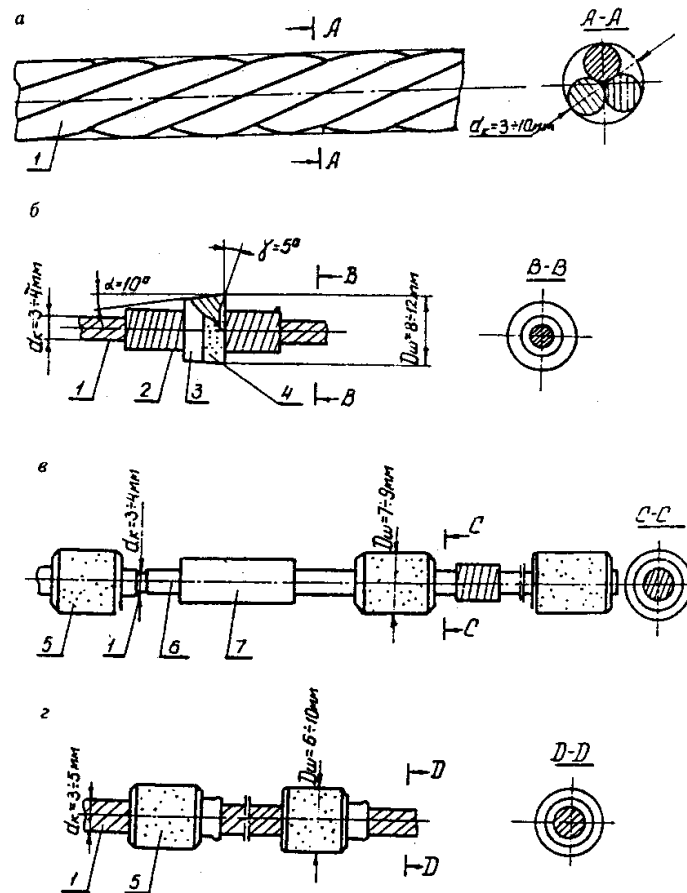


Рис. 8.9. Схемы канатных рабочих органов:

a — трехжильный канат для канатно-абразивной распиловки; *b* — канат, армированный коническими твердосплавными шайбами; *c* — канат, армированный алмазными элементами; *d* — современный канат с напрессованными алмазными элементами; 1 — канат; 2 — пружинный сепаратор; 3 — стальная втулка; 4 — твердосплавная коническая втулка; 5 — напрессованный алмазный элемент; 6 — резиновое или пластиковое покрытие для защиты каната; 7 — соединительная муфта

Таблица 8.20

Обобщенные характеристики стационарных алмазно-канатных установок		
Характеристика	Единица измерения	Величина
Диаметр двух основных шкивов	мм	1600—2500
Скорость перемещения (резания) каната	м/сек	10—45
Скорость подачи каната относительно блока	м/час	0,05—6
Общая длина рабочего контура (каната)	м	12—50
Максимальные размеры распиливаемых блоков:		
длина	м	2,5—4,5
ширина	То же	Не ограничена
высота	"	2—3
Мощность главного привода	кВт	12—40
Мощность привода подачи	То же	1,5—5
Потребление воды для охлаждения при давлении 0,3—0,4 МПа	л/мин.	10—30
Себестоимость распиловки:		
мрамор	долл. US/м ²	3—15
гранит	То же	10—80

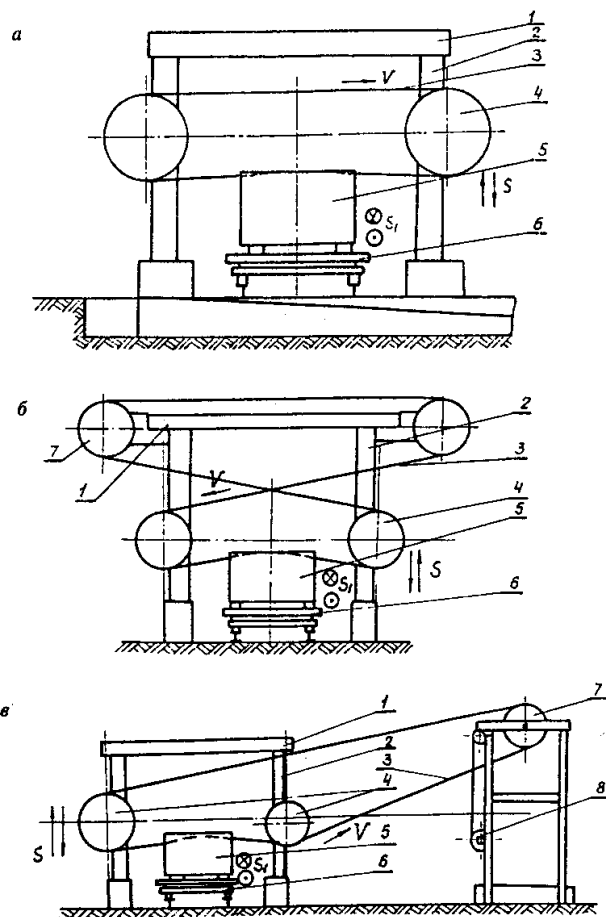


Рис. 8.10. Схемы канатных установок:

a — с ограниченной длиной каната; *б* — с удлиненным канатом; *в* — с канатом произвольной длины; 1 — траверса; 2 — колонны с направляющими; 3 — рабочий орган (канат); 4 — рабочие шкивы; 5 — распиливаемый блок; 6 — тележка; 7 — дополнительные шкивы; 8 — натяжное устройство; *S* — постоянная во времени подача рабочего органа; *S*₁ — установочное движение блока, определяющее толщину выпиливаемого изделия; *V* — скорость резания режущего инструмента

Установки с горизонтальным расположением шкивов представляют собой П-образную конструкцию (см. рис. 8.10, *a*), по боковым стойкам которой перемещаются по вертикали два основных шкива большого диаметра, по которым движется канат с алмазными элементами. Кроме того, эти установки оснащаются тележками на рельсовом ходу, подающими блок камня в зону резания, а перемещение тележки определяет толщину выпиливаемого изделия.

В последнее время появились модификации алмазно-канатных установок, позволяющие выпиливать из блока камня изделия самой сложной формы. Наиболее простой является установка с вертикальным расположением шкивов, оснащенная вращающимся рабочим столом с двумя степенями свободы, что позволяет выпиливать из плоской заготовки изделия сложной формы (столешницы, памятники и др.). Более сложными являются установки с вертикальным расположением шкивов с тре-

мя степенями свободы перемещения каната относительно заготовки. Эти установки позволяют вырезать в плоских заготовках камня узоры или надписи любой конфигурации. Они оснащены системой с числовым программным устройством, а также системой поворотных роликов, позволяющей канатной установке осуществлять резы под любым углом.

Фирмой «Пеллегрини» и другими разработаны стационарные установки с пятью степенями свободы перемещения каната относительно заготовки, при этом вся канатная установка может принимать любой угол относительно горизонта, а подъемно-поворотный стол с заготовкой — вращаться относительно каната. Такая установка позволяет получить трехмерные объекты из камня (конусы, различные сложные тела вращения, спиралевидные изделия и др.) самой сложной конфигурации.

Основное направление развития алмазно-канатных установок — увеличение диаметров основных шкивов (до 2,5 м) и длины рабочего контура каната, что повысит работоспособность каната и улучшит технико-экономические показатели работы установок.

Наиболее перспективными для распиловки горных пород являются алмазно-канатные установки с неограниченной длиной каната (см. рис. 8.10, в), оснащенные несколькими (до 10) одновременно работающими контурами канатов и позволяющие осуществлять многопильную распиловку любых пород из блоков неограниченных размеров.

8.4 ФРЕЗЕРОВАНИЕ И ОКАНТОВКА ИЗДЕЛИЙ ИЗ ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Операции фрезерования и окантовки плит из облицовочных каменных материалов придают окончательную форму строительным изделиям. Окантовка производится для придания облицовочной плите окончательных требуемых размеров и формы. Фрезерование предназначено для прорезания в камне пазов и канавок, получения сколов, фасок. Кроме того, при фрезеровании камня осуществляется профилирование строительных изделий (карнизов, перил, плинтусов, подоконников и др.).

Основным инструментом для окантовки изделий из камня являются алмазные отрезные круги. Кроме алмазных отрезных сегментных кругов АОСК (ГОСТ 16115—78) для окантовки плит в камнеобрабатывающем производстве используются алмазные отрезные круги АОК (ГОСТ 10110—87) со сплошной режущей кромкой, на которую алмазосодержащий слой напрессовывается по периферии корпуса круга.

Основными инструментами для операции фрезерования каменных изделий, кроме отрезных кругов, являются различные фасонные фрезы и наборы отрезных кругов.

Алмазные фрезы в зависимости от вида режущей кромки бывают цилиндрические, торцевые, фасонные и пальцевые.

Для получения на поверхности заготовок из камня прямоугольных пазов, прямолинейных ступенчатых поверхностей, снятия фасок и другое применяются цилиндрические фрезы (рис. 8.11), режущей рабочей частью которых являются алмазосодержащие элементы, припаянные по периферии металлического корпуса фрезы. Размеры алмазных цилиндрических фрез принимаются согласно ПТУ2-037-253—80 и приведены в табл. 8.21.

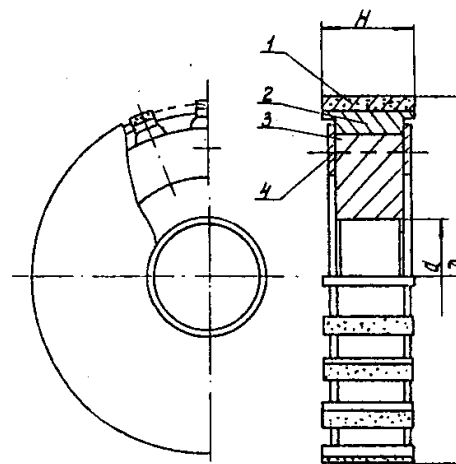


Рис. 8.11. Общий вид алмазной цилиндрической фрезы:
1 — алмазосодержащий элемент; 2 — корпус фрезы; 3 — крепежный фланец; 4 — крепежные элементы (болты)

Таблица 8.21

D, мм	d, мм	H, мм	Число алмазных элементов, шт.	Масса алмазов во фрезе, карат, при концентрации в %		
				25	50	100
200	60	50	30	82,5	165	330
300	80	50	46	126,5	253	506
400	90	50	60	181,5	360	726
400	120	60	60	196,5	393	786

Основные схемы обработки каменных изделий цилиндрическими алмазными фрезами и их наборами показаны на рис. 8.12.

Для калибровки плит по толщине перед операциями шлифовки и полировки применяют торцевые алмазные фрезы (рис. 8.13), представляющие собой тарельчатый корпус, к которому крепятся алмазосодержащие элементы. Торцевая фреза обеспечивает наиболее точную обработку плиты по толщине.

В последнее время заметно увеличивается применение камня в интерьерах жилых и общественных зданий, в качестве элементов мебели, сантехнических изделий и др. В связи с этим резко возрос спрос на изделия из камня с фасонной криволинейной поверхностью. Для обработки фасонных поверхностей (плинтусов, подоконников, ступеней, столешниц, поделочных изделий и др.) применяется широкий спектр фасонных фрез, выпускаемых в комплекте. При этом обычно комплект состоит из

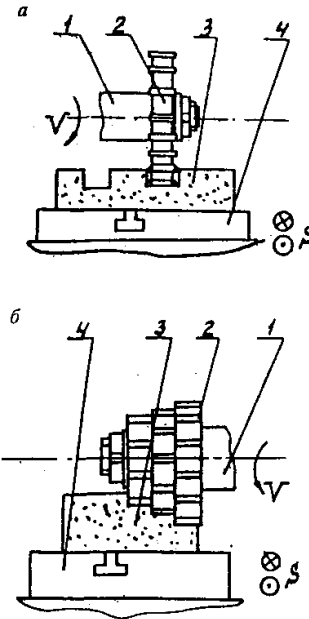


Рис. 8.12. Схемы обработки камня цилиндрическими алмазными фрезами: а — обработка пазов; б — обработка ступенчатых поверхностей набором фрез различных диаметров; 1 — шпиндель; 2 — набор цилиндрических алмазных фрез; 3 — обрабатываемая заготовка; 4 — стол станка; V — вращательное движение резания; S — рабочая подача стола

4—6 фрез одинакового профиля, обеспечивающих формообразование поверхности, грубую и тонкую шлифовку и полировку.

Фасонные фрезы или их комплекты, собираемые на шпинделе станка, имеют профиль, соответствующий профилю, который необходимо получить на камне. При осуществлении вращательного движения и соответствующей подачи на заготовке получается профилированная поверхность (рис. 8.14, а).

Фасонные алмазные фрезы выпускаются на металлических и других связках, а фасонные абразивные фрезы — на керамических и бакелитовых связках. Абразивные фасонные инструменты получили сравнительно небольшое распространение из-за малой их стойкости.

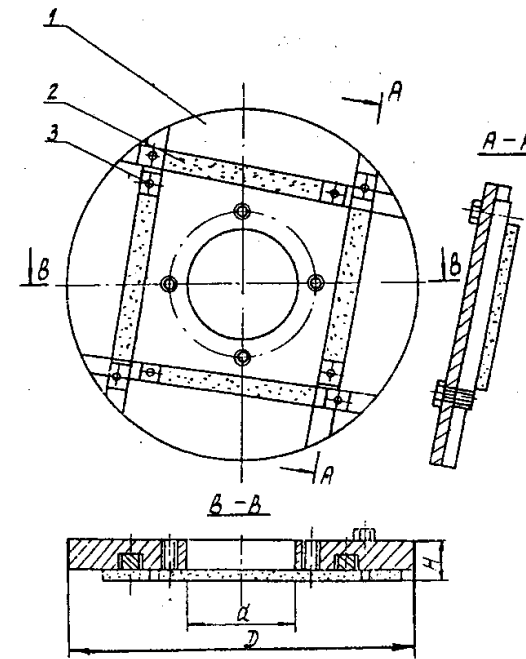


Рис. 8.13. Торцевая алмазная фреза АПС-2 (планшайба): 1 — корпус фрезы; 2 — алмазосодержащий элемент; 3 — крепежные элементы

Технические характеристики алмазосодержащего слоя фасонных фрез совпадают с характеристиками алмазных отрезных кругов.

Применение трехкоординатных станков, у которых стол вместе с заготовкой камня или инструментальная головка относительно неподвижной заготовки может совершать движения по трем координатным осям, позволяет получать сложнопрофильный рисунок на поверхности заготовки камня. Движение стола может осуществляться по заданной программе или копии — копиру. Обработка в этом случае производится специальной пальцевой фрезой (см. рис. 8.14, б).

Станки для проведения операций окантовки и фрезеровки изделий из камня отличаются большим разнообразием.

Фрезерно-окантовочное оборудование — это класс станков, оснащенных отрезными кругами диаметром 200—1200 мм и предназначенных для окантовки стандартных пиленых плит и

фрезерования прямолинейных элементов облицовочных и других изделий. Этот вид оборудования условно можно разделить по назначению на два типа: 1 — специализированное оборудование, встраиваемое в поточные линии по производству стандартных изделий (модульных плит);

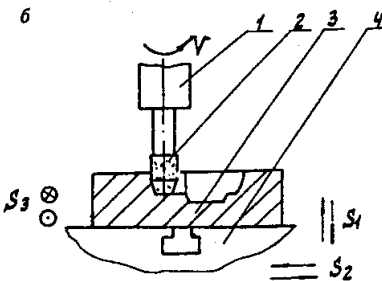
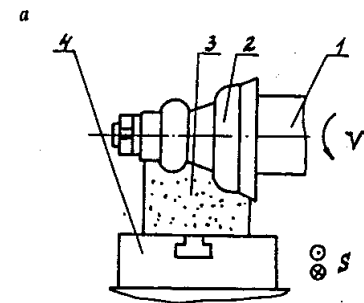


Рис. 8.14. Схемы сложнопрофильной обработки камня:

а — обработка профильного изделия с помощью фасонной алмазной фрезы или набора фрез; б — обработка на объемном трехкоординатном фрезерно-копировальном станке пальцевой фрезой; 1 — шпиндель; 2 — фреза или набор фрез; 3 — обрабатываемая заготовка; 4 — стол станка; V — вращательное движение резания; S — рабочая подача; S₁, S₂, S₃ — рабочие подачи по трем координатам

2 — универсальное оборудование, используемое как для окантовки различных плит, так и для производства изделий разных размеров и сложной конфигурации.

Первый тип — специализированное оборудование представляет собой конвейерный или рольганговый станок с автоматической подачей плит и гидравлическим или ручным (продольным, поперечным) механизмом для подачи (движение резания) шпиндельной головки с алмазным кругом.

Станок отрезной портальный СМР-038 (рис. 8.15) предназначен для окантовки и продольной резки плит-заготовок из гранита и мрамора на полосы заданной ширины и может работать как в составе поточной линии, так и самостоятельно для окантовки облицовочных плит. В состав станка входят пластинчатый транспортер, портал, режущие головки, механизм ломки обрезков, блок автоматики и магистраль охлаждения, привод транспортера и электрооборудование.

Техническая характеристика станка СМР-038 (Армения, «Армкамнерезмаш»)

Производительность (расчетная), м ² /ч:	
для гранита.....	8
для мрамора.....	30
Размеры плит-заготовок, мм:	
из гранита:	
длина.....	1500—2800
ширина.....	800—1600
толщина.....	30—40
из мрамора:	
длина.....	1500—2800
ширина.....	800—1400
толщина.....	20—40
Ширина получаемых полос, мм.....	300—1200
Режущий инструмент.....	алмазные отрезные круги диаметром 320мм
Число отрезных кругов.....	5
Скорость резания, м/с:	
для гранита.....	30
для мрамора.....	38,9
Скорость перемещения транспортера, м/мин.....	0,1—1
Расход охлаждающей воды, м ³ /ч.....	2,5
Мощность двигателя привода отрезного круга, кВт.....	7,5
Общая установленная мощность.....	42,86
Габаритные размеры, мм:	
длина.....	6250
ширина.....	6030
высота.....	2420
Масса, кг.....	9900

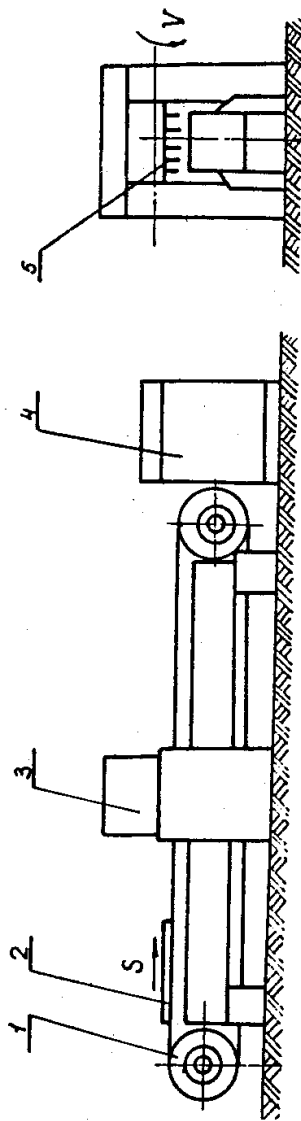


Рис. 8.15. Схема отрезного портального станка СМР-038:

1 — пластинчатый конвейер; 2 — окантовываемая плита; 3 — блок из пяти окантовочных шпindelных головок с автономными приводами; 4 — механизм лонки обрезаков; 5 — отрезные круги (5 шт.); S — рабочая подача конвейера; V — движение резания

Плиты поступают на станок и режутся на полосы требуемой ширины в процессе перемещения пластинчатого транспортера с уложенной на нем плитой относительно неподвижно установленных на портале режущих головок с вращающимися отрезными кругами. Режущие головки, не участвующие в разрезке плиты, выводятся из зоны резания путем подъема их с помощью привода.

Станок поперечно-окантовочный СМР-080 (рис. 8.16) предназначен для окантовки плит-заготовок из гранита, мрамора, туфа и подобных им пород.

В состав станка входят станина, рольганг, направляющие, суппорт, гидроцилиндр, электро- и гидрооборудование.

Станок представляет собой пространственную конструкцию, смонтированную на стационарном фундаменте.

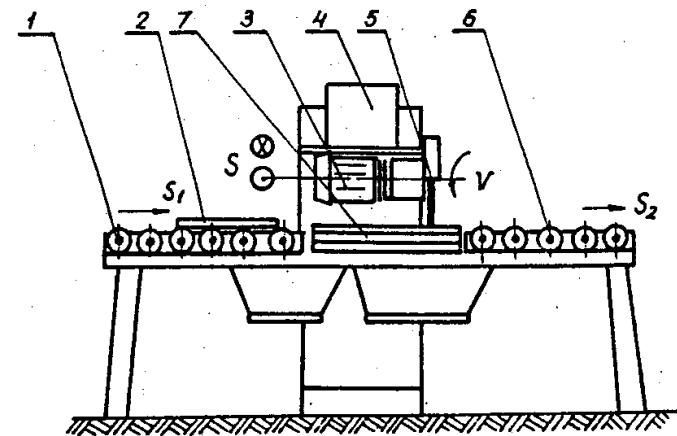


Рис. 8.16. Схема поперечно-окантовочного станка СМР-080:

1 — роликовый конвейер подачи заготовки; 2 — заготовка; 3 — суппорт рабочей подачи; 4 — станина с направляющими; 5 — отрезной круг; 6 — роликовый конвейер отвода плит; 7 — стол для окантовки; V — движение резания; S — движение рабочей подачи; S₁ — движение подвода заготовки; S₂ — движение отвода заготовки

Техническая характеристика станка СМР-080 (Армения, «Аркамнерезмаш»)

Максимальные размеры обрабатываемого изделия, мм:		
длина	2500	
ширина	400	
высота	40	
Производительность, м ² /ч:		
расчетная:		
по граниту прочностью до 200 МПа	12	
по мрамору прочностью до 50 МПа	60	
эксплуатационная:		
по граниту прочностью до 200 МПа	3	
по мрамору прочностью до 50 МПа	12	
Скорость резания, м/с:		
по граниту	25	
по мрамору	40	
Скорость перемещения головки, м/мин.		0,1—8
Режущий инструмент		диск диаметром 315 мм, армированный алмазными режущими элементами
Число дисков		1
Расход охлаждающей воды, л/мин.		10
Установленная мощность, кВт		8,7
Габаритные размеры, мм:		
длина	3500	
ширина	3200	
высота	1900	
Масса, кг	1250	

Второй тип — универсальное фрезерно-окантовочное оборудование отличается большим разнообразием. Наиболее распространены мостовые конструкции станков, станки с ручной или механизированной тележкой (конвейером или рольгангом) и станки с неподвижным столом и подвижной режущей головкой.

Мостовые станки — традиционный вид оборудования (рис. 8.17), достоинством которых является возможность обработки крупных изделий (слябов) размером до 4 м (по длине моста). Современные мостовые станки, оснащенные поворотным столом, поворотным отрезным кругом, позволяют обрабатывать изделия сложной формы с прямыми резами, а оборудование подобных станков системами ЧПУ позволяет обрабатывать изделия с криволинейными поверхностями по заданной программе.

Характеристика некоторых мостовых (портальных) фрезерных станков приведена в табл. 8.22.

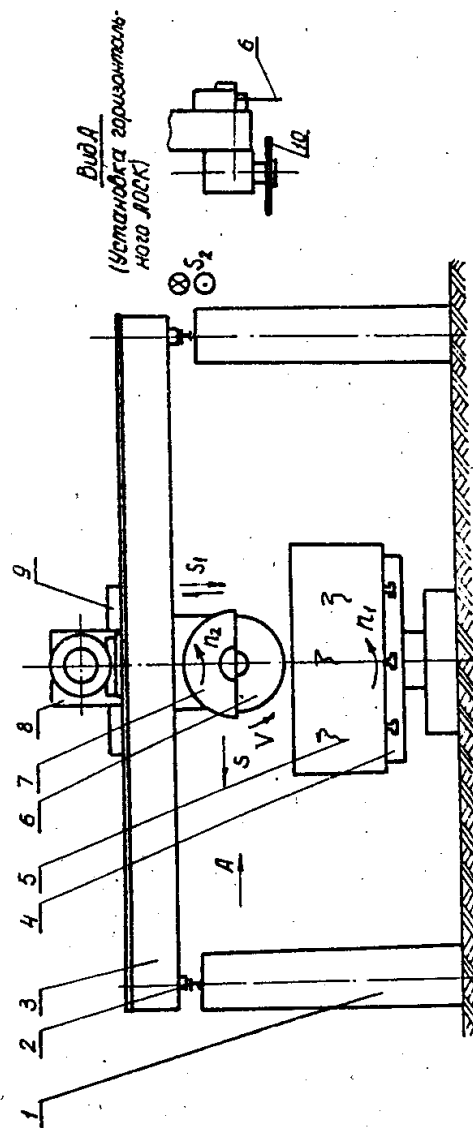


Рис. 8.17. Схема фрезерно-окантовочного мостового станка:
1 — бетонные опоры; 2 — рельсы; 3 — мост; 4 — поворотный стол; 5 — обрабатываемый блок; 6 — отрезной круг; 7 — поворотный круг вертикальной оси суппорта; 8 — привод каретки; 9 — каретка горизонтального АОСК; 10 — горизонтальный АОСК; 11 — движение резания; S — движение рабочей подачи; S₁ — установочное движение суппорта с АОСК; S₂ — установочное движение суппорта; S₃ — установочное движение моста

Таблица 8.22

Страна, фирма	Модель	Максимальный размер изделий, м			Диаметр, мм/число кругов	Мощность, кВт
		длина	ширина	высота		
Армения, «Аркамне-резмаш»	СМР-015А	2,8	1,8	0,27	800/1	30,5
Россия, з-д «Строммашина», г. Кострома; Г.К. «Гранит», г. Москва	СМР-014А; РС-33А	2,8	1,5	0,4/1	1250/2	76,5
Италия, «Barsant»	Т1/Т2	2,2/3	2,2/3	0,7/1,2	400—500/1	5,5/7,5
GMM «Pedrini»	Junior	3,5	3,5	0,43	1100/2	25,7/48,5
	Axia38	3,5	3,5	0,35	625/1	26,5
	M911	3,8	3,6	0,5	100/1	25
	M557	3,5	3,5	0,4/0,625	400, 625/1	24,2
	M557	3,2	3,5	0,43	400, 825, 1000/1	25,7/48,7/78,7
Германия, Schmidt & Exner	M900	3,5	3,5	0,45	400, 825/1	28,2
	GPS400	3,2	1,9	0,5	400/1	4,4
	GSS600	3,2	1,9	0,5	600/1	9,2

Станки с тележкой (рольгангом, конвейером) применимы для производства изделий больших линейных размеров (до 5 м) и относительно малой ширины (до 1 м). Возможность подъема, поворота и перемещения режущей головки делают их достаточно универсальными.

Простейшим типом фрезерно-окантовочного оборудования являются переносные малогабаритные станки с одним (ручным или механизированным) движением подачи. У таких станков может перемещаться или обрабатываемое изделие, установленное на тележке, или инструментальная режущая головка при неподвижном изделии.

Плоская обрабатываемая плита (рис. 8.18) укладывается на тележку 4 станка и вручную перемещается в направлении подачи S . При этом алмазный отрезной круг 3 делает прямоугольный пропил, окантовывая плиту с одной стороны. При необходимости разрезания плиты под углом (нарезка фасок и др.)

шпиндельный узел станка с двигателем 1 может поворачиваться под углом к горизонту. Такие станки в основном используются при работах в условиях строительной площадки.

Быстрое перенастраивание универсальных фрезерно-окантовочных станков позволяет производить ими самые разные операции. На рис. 8.19 представлены эскизы операций, производимых с помощью алмазных отрезных кругов. Возможность поворота оси шпинделя в различных плоскостях, а также наличие у некоторых универсальных фрезерных станков вертикального

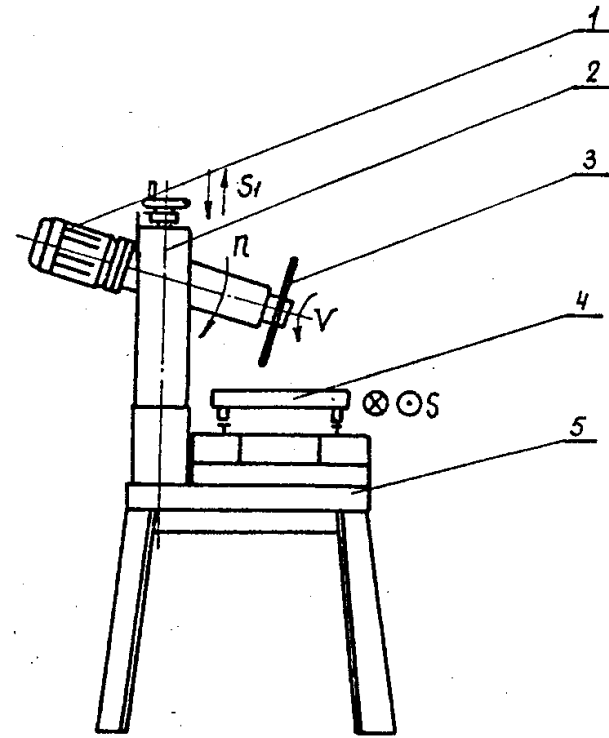


Рис. 8.18. Переносный фрезерно-окантовочный станок:

1 — приводной двигатель; 2 — станина с направляющими; 3 — отрезной круг; 4 — тележка; 5 — основание; S — движение подачи; S_1 — вертикальное установочное движение шпиндельной бабки; n — поворотное установочное движение шпиндельной бабки; V — движение резания

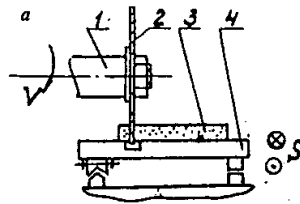


Рис. 8.19. Схемы обработки камня алмазным отрезным кругом:

a — окантовка плиты; *b* — получение фаски; *в* — изготовление уступа; *г* — создание рифленной поверхности; 1 — шпиндель; 2 — алмазный отрезной круг; 3 — обрабатываемое изделие; 4 — тележка; *V* — вращательное движение резания; *S* — рабочая подача

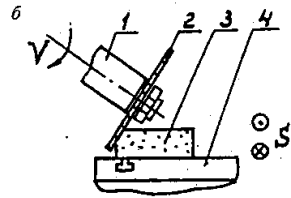
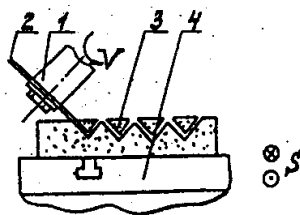
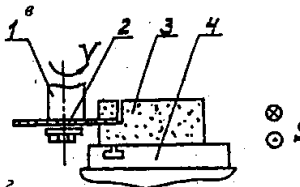


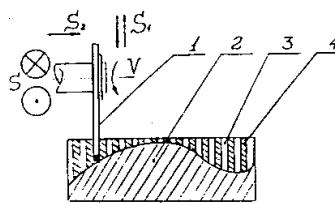
Рис. 8.20. Схема профилирования алмазным отрезным кругом по методу «гребенки»:

1 — алмазный отрезной круг; 2 — сложнопрофильная заготовка, получаемая в результате обработки камня; 3 — ряд пропилов, образуемых отрезным кругом при его вертикальном (S_1) и горизонтальном (S_2) установочных перемещениях по шаблону или с помощью программы компьютера; 4 — зубья гребенки, получаемые при обработке камня; *V* — вращательное движение резания; S — установочное движение рабочего инструмента



шпинделя для горизонтального отрезного круга позволяют осуществлять (рис. 8.19) вертикальные (*a*), наклонные (*б*, *г*) и горизонтальные (*в*) пропилы в заготовках пород. При этом продольная подача дает возможность получить пропилы практически неограниченной длины вдоль всей поверхности заготовки.

Отрезной круг как наиболее высокопроизводительный инструмент для обработки камня позволяет провести формообразование сложнопрофильной заготовки (рис. 8.20). При этом с помощью исходного шаблона или с использованием программы компьютера отрезной круг каждый раз устанавливается согласно необходимому профилю и образует кри-



волинейную гребенку, зубья которой в дальнейшем легко отламываются, а полученная поверхность доводится до окончательной формы и фактурной обработки различными инструментами.

8.5 ФАКТУРНАЯ ОБРАБОТКА ПРИРОДНОГО КАМНЯ

Фактура (от латинского слова *factura* — делание) — особенность отделки поверхности природного камня.

Наиболее распространенными видами фактурной обработки изделий из камня являются шлифование и полирование.

Шлифование камня — процесс абразивной обработки камня, в результате которого его поверхность приобретает шлифованную фактуру. Другими словами, шлифование камня — это комплекс механических микроабразивных процессов, выполняемых в несколько стадий (обычно от 3 до 10) инструментом (алмазным или абразивным) с последовательно уменьшающейся крупностью зерен абразива (от 800—1250 мкм на первой до 10—28 мкм на последней стадии). Шлифование камня включает следующие основные стадии: обдирка (грубая шлифовка); средняя шлифовка; тонкая шлифовка; доводочная шлифовка (лощение). Целью каждой стадии шлифования является преобразование предыдущего (более грубого) микрорельефа обрабатываемой поверхности камня в новый, более тонкий. В результате воздействия шлифующих зерен на поверхность камня наносится огромное количество микроцарапин. Установившаяся шероховатость шлифованной поверхности камня зависит от характеристики рабочего инструмента, режимов обработки, структуры и текстуры горной породы и других факторов и обычно формируется после многократных проходов инструмента по обрабатываемой поверхности. Заключительная стадия шлифования камня (лощение) обеспечивает получение лощеной фактуры лицевой поверхности горной породы, характеризующейся гладкой матовой поверхностью со слабым бархатистым блеском, полным выявлением цвета, рисунка и структуры камня.

Полирование камня — заключительный процесс обработки камня, в результате которого его поверхности придается зер-

кальный блеск, полностью выявляющий фактуру, цвет, рисунок и структуру горной породы.

В камнеобрабатывающем производстве для осуществления операций шлифовки и полировки используется рабочий инструмент различных конструкций, называемый в большинстве случаев шарошками. В состав шарошек входят зерна алмаза (природного или искусственного) или абразива, удерживаемые связующим материалом-связкой. Размер зерен алмаза и абразивных материалов приведен в табл. 8.23.

Основными показателями, определяющими технические характеристики и область применения рабочих инструментов на неметаллической связке, являются: твердость связки (ГОСТ 18118—79, ГОСТ 19202—80); структура абразивного инструмента; зернистость абразива (см. табл. 8.23).

Твердость связки имеет 16 градаций: ЧТ — чрезвычайно твердая; ВТ — весьма твердая; Т1, Т2 — твердые; СТ1, СТ2, СТ3 — среднетвердые; С1, С2 — средние; СМ1, СМ2 — среднемягкие; М1, М2, М3 — мягкие; ВМ1, ВМ2 — весьма мягкие (цифра после букв означает дополнительную градацию твердости, например, СТ3 тверже, чем СТ1).

По структуре алмазный и абразивный инструмент подразделяют на 12 групп, которым присваивают номера от 1 до 12. Чем больше номер, тем в инструменте меньше абразива и больше связки и пор. Структуры №№ 1—4 относятся к закрытым (плотным), №№ 5—8 — к средним, №№ 9—12 — к открытым структурам. Обычно обработка твердых и хрупких горных пород (включая и чистовую) осуществляется инструментом закрытых структур (табл. 8.24).

Для выполнения операции полировки камня применяют оксид хрома, оксид железа (крокус), оксид олова, оксид алюминия, полирит (оксиды редкоземельных металлов), микропорошки некоторых абразивов и др.

Распространенным полирующим материалом является оксид хрома, который применяется для полировки неокрашиваемых темных горных пород (гранит, габбро, лабрадорит и др.).

Согласно ГОСТ 2912—79 оксид хрома (порошок зеленого цвета) выпускается следующих марок и сортов:

- пигментный, ОХП-1 и ОХП-2 (применяется для окраски искусственных каменных материалов);
- металлургический, ОХМ-0 и ОХМ-1;
- абразивный, ОХА-0, ОХА-1, ОХА-2 (табл. 8.25).

Таблица 8.23.

Размер зерен, обозначение зернистостей алмаза и абразивных материалов СНГ, Европы						
Размер зерен, мкм	Обозначение зернистостей				ТУ47-2—73 «Сырье алмазное», шт/карат	
	алмаз, ГОСТ 9206—80, мкм	абразивы, ГОСТ 3697—71	европейский стандарт FEPA* 31GB, 1971, меш			
Шлифпорошки						
2000—2500	2500/2000	200	10	2-5, 5—10	Самые крупные	
1600—2000	2000/1600	160	12	10—20	Крупные	
1250—1600	1600/1260	125	16	20—30		
1000—1250	1250/1000	100	20	30—40		
				40—60	Средние	
				60—90		
800—1000	1000/800	80	24	90—120	Мелкие	
				120—150		
				150—200		
630—800	800/630	63	30	200—300	Самые мелкие	
				300—400		
				100—600		
500—630	630/500	50	35	600—800		
400—500	500/400	40	46	—		
315—400	400/315	32	54	—		
250—315	315/250	25	60	—		
200—250	250/200	20	70	—		
160—200	200/160	16	80	—		
125—160	160/125	12	100	—		
100—125	125/100	10	120	—		
80—100	100/80	8	150	—		
63—80	80/63	6	180	—		
50—63	63/50	5	220	—		
40—50	50/40	4	300	—		
Микропорошки						
50—63	63/50	M63	220/53	—		
40—50	50/40	M50	240/45	—		
28—40	40/28	M40	280/37	—		
20—28	28/20	M28	360/23	—		
14—20	20/14	M20	400/17	—		
10—14	14/10	M14	500/13	—		
7—10	10/7	M10	600/9	—		
5—7	7/5	M7	800/7	—		
3—5	5/3	M5	1000/5	—		
2—3	3/2	M3	—	—		
1—2	2/1	M2	—	—		
0—1	1/0	M1	—	—		

* Меш — от английского «mesh» — отверстие сита. Меш — единица измерения величины отверстий плетеных сит, выражающаяся числом отверстий, приходящихся на один дюйм (25,4 мм). Иногда в мешах выражается и крупность зернистых материалов.
Согласно FEPA (микропорошки) в знаменателе приведен среднесмещенный размер зерен в мкм.

Таблица 8.24

Характеристики связок, используемых при шлифовке камня				
Обрабатываемая порода	Связка	Стадии шлифования	Твердость связки	Рекомендуемая структура инструмента
Мягкие породы типа мрамора, известняка, доломита	Магнезиальная или бакелитовая	Обдирка	СМ1, СМ2	№ 9 — № 12
		грубая	СМ2, С1	№ 9 — № 10
		средняя	СМ1, СМ2	№ 6 — № 8
	тонкая	СМ1, СМ2	№ 5 — № 7	
	Керамическая	Полировка	СМ1, СМ2, М3	№ 1 — № 4
		Калибровка и профилировка	СМ1, СМ2, С1	№ 9 — № 12
Твердые породы типа гранита, габбро, лабрадорита	Магнезиальная или бакелитовая	Обдирка	С1, С2, СТ1	№ 9 — № 12
		грубая	С1, С2	№ 9 — № 12
		средняя	С1, С2	№ 6 — № 8
	тонкая	СМ2, С1	№ 6 — № 8	
	Керамическая	Полировка	СМ1, СМ2	№ 9 - № 12
		Калибровка и профилировка	С1, С2	№ 9 — № 12

Таблица 8.25

Характеристика оклада хрома		
Сорт оксида хрома, ГОСТ 2912-79	Полирующая способность, мг/мин · см ² , не менее	Шероховатость поверхности после полировки (параметр <i>R</i> : — высота неровностей профиля по десяти точкам), мкм, не более
ОХА-0	0,2	0,1 на базовой длине 0,8 мм
ОХА-1	0,1	0,2 на базовой длине 0,25 мм
ОХА-2	0,3	0,8 на базовой длине 0,25 мм

Шлифовально-полировальное оборудование по технологическим и конструктивным особенностям подразделяется на: ручные шлифмашинки; ручные коленно-рычажные станки; мостовые, порталные и конвейерные станки.

Мостовые (портальные) шлифовально-полировальные станки (рис. 8.21, а, б) имеют мост (портал), который может двигаться по направляющим вдоль рабочего стола станка, а по мо-

сту (порталу) перемещается поперек рабочего стола каретка с рабочей головкой (плоской планшайбой или планетарной головкой с абразивными, алмазными элементами).

Портальные станки (более тяжелый и мощный вид оборудования) применяются, в основном, для обработки гранита, а мостовые станки, являясь универсальным видом оборудования, обрабатывают любые горные породы и самую широкую номенклатуру изделий. За последнее время применение этих станков сократилось, так как при производстве стандартных модульных плит применяются высокопроизводительные конвейерные станки (линии), а при производстве нестандартных изделий применяются коленно-рычажные станки или ручные шлифмашинки.

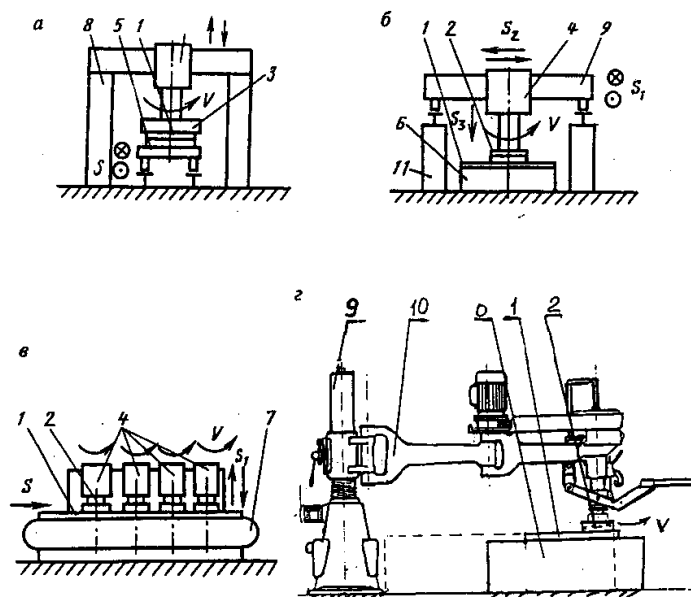


Рис. 8.21. Схемы шлифовально-полировальных станков: а — порталного; б — мостового; в — конвейерного; г — коленно-рычажного (колонкового); 1 — обрабатываемое изделие; 2 — шлифовальный инструмент; 3 — шпиндель; 4 — шлифовальная головка; 5 — тележка; 6 — стол; 7 — конвейер; 8 — портал; 9 — мост; 10 — колонна; 11 — рычажный механизм; V — вращательное движение шлифования; S — рабочая подача; S₁, S₂ — установочные движения

Таблица 8.26

Технические характеристики мостовых и порталных станков							
Страна, фирма	Марка, тип	Максимальный размер изделия, м			Число оборотов шпинделя, мин ⁻¹	Установленная мощность, кВт	Масса, т
		ширина	длина	высота			
СНГ	ВШ-3, порталный	1	2	0,15	50/100	46,5	15
Италия, «Бра»	ЛЖ-9, ЛЖ-12, порталные	1,7/1,9	—	0,35	50/450	52,1/69	13/15
Армения, «Аркамне-резмаш»	Мостовые СМР-013А, СМР-013	4 1,4	4 2,8	0,2 0,2	450/1500 500/1000	24 22	5,6 5,8
Германия, «Карл Майер»	Мостовые 303, 303Н	2 1,8	3,5 3/8	0,25 0,24	450 450	26,3 21,7	4,2 4,5

Технические характеристики мостовых и порталных станков приведены в табл. 8.26.

Конвейерные станки (линии) представляют собой ленточный (пластинчатый) конвейер (см. рис. 8.21, в), над которым расположены друг за другом вращающиеся шлифовальные головки с соответствующим номером шлифовально-полировального инструмента.

Конвейерные станки по технологическому принципу делятся на обдирочные (1—5 головок), шлифовально-полировальные (до 16 головок) и станки полного цикла (до 32 головок).

Исходя из размеров обрабатываемых изделий, конвейерные станки могут быть с неподвижной рамой (балкой), на которой закреплены шлифголовки (ширина плит до 600 мм), и с возвратно-поступательным поперечным движением балки с шлифголовками для обработки слябов (ширина плит до 2200 мм).

В табл. 8.27 даны технические характеристики шлифовально-полировальных конвейерных станков.

Условно к конвейерным станкам относят различные конвейерные установки или установки, оснащенные рольгангами, для доводочных операций стандартных (модульных) облицовочных изделий. Это конвейерное или рольганговое (роликовое) оборудование для калибровки плит по длине и ширине, по снятию фасок, по нарезанию крепежных канавок и др.

Таблица 8.27

Страна, фирма	Модель	Характеристики шлифовально-полировальных конвейерных станков				
		Назначение конструкции	Максимальная ширина плит, мм	Толщина плит, мм	Число головок	
Италия, Simes	NP95-2100 06/09/012	С осциллирующим мостом для гранита (полный цикл)	2100	120	6/9/12	
	NP95-2100 10/0916	То же	2100	120	16	
Breton	9+9	С двумя осциллирующими мостами для гранита (полный цикл)	2100	120	9+9	
	Levibreton KG2000-07013019	С осциллирующим мостом для гранита (полный цикл)	2100	140	7/13/19	
	Levibreton KFT2000	С осциллирующим мостом для мрамора (полный цикл)	2100	70	4/8/12	
	Levibreton KFT2000-200/210	С осциллирующим мостом для мрамора и двумя калибрующими головками	2100	70	2+10	
	M641	Калибратор для гранита с осциллирующим мостом	1220	70	3	
Педрини	M546	Калибратор для мрамора	400	70	4	
	M519	Шлифовально-полировальный конвейер для мрамора	460	70	12	
	M529	То же	460	70	12	
	M536	То же для гранита	610	60	16	
	M636 M619	То же для мрамора	250/610 460/610	70 60	20 16	
					Ориентировочная установленная мощность, кВт	74/105/144 187 209 112/204/294 34/64/94 123 45,35 67,1 159,7 154 212,5 186 208,6

Ручные коленно-рычажные станки по условиям закрепления делятся на колонковые (коленно-рычажный механизм со шпинделем перемещается по неподвижной вертикальной колонне, рис. 8.21, з) и настенные (механизм перемещается по вертикальной оси, закрепленной на стене). Эти станки снабжаются специальным металлическим (бетонным) столом с бортами для предотвращения разбрызгивания воды, и стоком. Учитывая консольное расположение привода и рабочего инструмента и опасность возникновения вибраций, для этих станков важны жесткость и масса всей конструкции.

Технические характеристики коленно-рычажных станков приведены в табл. 8.28.

Таблица 8.28

Характеристики коленно-рычажных станков					
Страна, фирма	Марка, крепление механизма	Размер изделия, тах. мм	Число оборотов шпинделя, мин ⁻¹	Мощность, кВт	Масса, т
Россия, «Г.К.Гранит»	НТР-2, НТР-3 на колонне	1400 × 2200	480	4	1,1
Италия, «Zattoni»	Columna, G.M. на колонне	1200 × 3100	300 / 600	4,5/5	0,83
Армения, «Армкамне-резмаш»	СМР-030А на колонне	1100 × 2000	405 / 800	5,5	1,15
Италия, «Морденти»	А-185 на стене	11400 × 4000	550 / 1100	4,9	1,15

Одним из видов обработки камня является фактура раскалывания.

На камнекольном оборудовании производится большое разнообразие изделий из камня (брусчатка, бордюр, рваный камень, архитектурные детали и др.). Для колки камня применяют камнекольные прессы различных типоразмеров, оснащенные системами плавающих ножей, позволяющих охватывать неровные поверхности заготовок и создавать достаточные раскалывающие усилия.

Крупные прессы с большим усилием раскалывания обычно выполняются двухстосными («п»-образными) и предназначены для заготовительных операций при производстве мелких (брусчатка и др.) и крупных изделий. Эти прессы оснащаются

рольгангами или конвейерами для подачи заготовок к прессу. Прессы малых моделей с небольшими усилиями раскалывания выполняются консольными («г»-образными) и предназначены для производства мелких изделий.

В табл. 8.29 приведена техническая характеристика некоторых камнекольных прессов.

Таблица 8.29

Характеристика камнекольных прессов					
Страна, фирма	Модель	Размер проходного сечения, мм		Усилие сжатия, т	Примечание
		высота	ширина		
Россия, «Станкострой»	ПКА-400	350	320	40	«г»-образный
	ПКА-800	350	600	80	«п»-образный
	ПКА-3000	350	1520	300	«п»-образный с рольгангом
Италия, С&В	A8.70T/1	290	800	70	«п»-образный
	A8.160T	400	1120	160	То же
	A8.50T/1	280	640	50	«-»
Италия, Comes	SOC/32a	150	320	40	«г»-образный
	SOC/48a	150	480	60	То же
	SOC/60c	250	600	90	«-»
	SO/60	200	600	50	«п»-образный
	SO/80	200	800	70	То же
	SO/80e	600	800	200	«-»
	SO/100c	600	1000	200	«-»
SO/120	500	1200	100	«-»	
SO/120c	600	1200	200	«-»	

Кроме шлифования, полирования и раскалывания ГОСТом 9480—89 предусмотрены другие виды фактур обработки камня, которые получают с помощью ручных механизированных инструментов и специализированного оборудования.

К специализированному оборудованию относятся водоструйные, бучардовочные, термообрабатывающие, пескоструйные, виброкопировальные, лазерные и другие установки.

Классические бучардовочные станки с возвратно-поступательным движением бучард в настоящее время вытесняются станками, оснащенными вращательными головками, выпускаемыми «Г.К. Гранит» (г. Москва) для большинства видов камнеобрабатывающего оборудования (табл. 8.30).

Таблица 8.30

Технические данные вращательных бучардовочных головок «Г.К. Гранит» (Москва)				
Используемое оборудование	Мощность, кВт	Ширина бучардирования, мм	Диаметр головки, мм	Число ша рошек, шт.
Ручные угловые шлифмашинки	1—2,2	30—100	130	3
Коленно-рычажные шлифстанки	3—7	150—300	300	6
Мостовые шлифовальные станки	5—20	300—450	500	24
Конвейерные станки	7—15	300—400	450	20
Напольные шлифмашины	3—10	250—300	400	16

Ударные бучардовочные станки используются, в основном, для «рустирования» — нанесения ударного линейного рисунка на поверхность камня.

Оригинальной, не имеющей аналогов, является конструкция виброкопировальных станков («Армкамерезмаш», Армения) для нанесения на плиты камня объемных орнаментов, отличающаяся высокой производительностью и простотой. Установка позволяет посредством прокачивания абразивной пульпы между вибрирующей матрицей с нанесенным на ней объемным орнаментом и плитой получать на камне изображение любой сложности.

Характеристика виброкопировального станка СМР-082 («Армкамерезмаш») для обработки плит с объемным орнаментом:

производительность, м²/ч:

при обработке мрамора	0,6
при обработке туфа	0,85
при обработке гранита	0,15

максимальные размеры изделия:

длина × ширина × высота, мм	1200 × 600 × 150
размеры обрабатываемой поверхности, мм	300 × 300
масса, кг	1600

8.6 УНИВЕРСАЛЬНЫЕ МНОГООПЕРАЦИОННЫЕ «МАСТЕР-СТАНКИ»

Отличительной особенностью «мастер-станков» является наличие значительной номенклатуры обрабатываемых инструментов, входящих в комплект станка и позволяющих производить полную обработку изделий из камня при неподвижной заготовке. Конструктивно эти станки могут быть мостовыми, коленно-рычажными с комплектом инструментальных насадок или аналогами токарных станков для обработки тел вращения. Наиболее совершенные из этих станков оснащаются системами с числовым программным управлением, позволяющими вести обработку камня по заданной программе. «Мастер-станки», оснащенные сканирующим устройством и специальным компьютером, дают возможность изготавливать копии сложнейших скульптур и барельефов из природного камня.

По технологическим возможностям «мастер-станки» предназначаются для обработки: плоских изделий (ступени, подоконники, столешницы и др.); объемных изделий (ванны, скульптуры, архитектурно-строительные детали и др.); тел вращения (балясины, колонны и др.); сложнопровильных длинномерных изделий с постоянным сечением (перила, карнизы, плинтусы и др.) и т.д. Кроме стандартного использования при работе этих станков обычных алмазных и абразивных инструментов, они могут оснащаться при обработке изделий из камня головками для резки камня струей воды высокого давления, лазерными головками, бучардовочными, пескоструйными устройствами и др.

Недостатки «мастер-станков» — высокие: стоимость, квалификация персонала, стоимость комплектов инструментов.

Учитывая большое разнообразие конструкций «мастер-станков» и их технологических характеристик (для обработки гранита, мрамора, стекла и других материалов), в табл. 8.31 в качестве примера приведены возможные операции, выполняемые универсальным мостовым станком РС-33 производства «Г.К. Гранит» (г. Москва) при обработке камня.

Таблица 8.31.

Наименование операции	Основные изделия	Инструмент
Прямолинейная фрезеровка, окантовка	Плиты, слябы, архитектурные изделия и др.	Алмазный отрезной круг диаметром 400 мм
Шлифовка, полировка прямых плоскостей	Памятники, плиты, слябы и др.	Набор шарошек, полировальников
Контурная фрезеровка криволинейных поверхностей толщиной до 150 мм	Памятники, столешницы, подоконники	Комплект отрезных кругов диаметром 200 мм на оправке
Шлифовка, полировка криволинейных поверхностей	Памятники, архитектурные изделия и др.	Набор цилиндрических фрез и полировальников
Фрезеровка, шлифовка, полировка прямолинейных сложных поверхностей	Перила, карнизы, изделия длиной до 2 м	Отрезной круг диаметром 400 мм, набор фрез и полировальников
Сверление отверстий диаметром 8—300 мм	Любые изделия	Набор сверл
Обработка фасонных лобиков	Подоконники, ступени, столешницы и др.	Набор фасонных фрез и полировальников
Плоская фрезеровка блоков	Памятники и другие изделия	Подрезной ортогональный круг диаметром 400 мм
Обработка фасок, пазов и др.	Любые изделия	Отрезной круг диаметром 400 мм, торцевые шлифкруги
Бучардирование	Любые плоские изделия	Шарошечная бучардовочная головка
Нанесение сетчатого рисунка	Ступени, плиты	Алмазный отрезной круг диаметром 400 мм

К основным техническим характеристикам станка РС-33 относятся: максимальные размеры обрабатываемых изделий из камня, мм: 2200 × произвольный × 700; максимальный диаметр отрезного круга — 400 мм; установленная мощность — 4 кВт; габариты, мм: 3300 × 3250 × 1400; масса — 820 кг.

8.7 ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

К вспомогательному оборудованию относятся различные грузоподъемные, транспортирующие, переворачивающие устройства, а также оборудование для очистки сточных вод камнеобрабатывающих предприятий от шламов.

В качестве грузоподъемных механизмов используются мостовые (кран-балки), консольные (настенные) краны, тельферы внутри производственных цехов и козловые или мостовые краны на колоннах — на открытых складах сырья и готовой продукции. Пролет крана зависит от пролета имеющегося или строящегося производственного помещения (здания, цеха). Рекомендуемая грузоподъемность кранов по переделам производства приведена в табл. 8.32.

Таблица 8.32

Отделение, склад	Рекомендуемая грузоподъемность, т
Распиловки	15—32
Раскроя	5
Шлифовально-полировальное	5
Бучардирования	5
Термообработки	5
Склад сырья	20—32
Склад готовой продукции	5—10

Как транспортирующие средства в камнеобрабатывающем производстве используются конвейеры (ленточные, пластинчатые), рольганги, тележки (ручные, механизированные), погрузчики грузоподъемностью 3,2—10 т, поворотные и опрокидывающие устройства.

Для транспортировки и установки плит-заготовок в качестве грузозахватных устройств на предприятиях применяются специальные клещевые захваты, вакуумные присоски, специальные стеллажи. Для укладки полуфабрикатов и готовых изделий используются деревянные или металлические поддоны, стеллажи, тележки, а для сбора отходов — кубеля (ящики).

Для кантования плит-полуфабрикатов и их поворота на производстве используются специальные поворотные устройства.

Все эти виды оборудования широко применяются в машиностроении, на предприятиях промышленности строительных материалов и здесь детально не рассматриваются.

8.8 ШЛАМОВОЕ ХОЗЯЙСТВО. ОБОРОТНОЕ ВОДОСНАБЖЕНИЕ

Практически при всех операциях обработки камня образуются отходы в виде окола, штыба и шлама.

Окол-обломки плит после распиловки, окантовки, шлифовки, полировки и других операций — являются товарной продукцией.

Штыб — отходы камня крупностью менее 6 мм.

Шлам (буквально грязь) — частицы камня крупностью менее 3—40 мкм в смеси с водой (пульпа, гидросмесь).

Наиболее экологически вредными отходами камнеобработки являются шламы.

Система производственного водоснабжения на предприятиях камнеобработки должна пополняться возвратом очищенной воды от шламов. Прямоточная система водоснабжения может применяться (как исключение) при согласовании с соответствующими органами санитарного надзора.

Гидротранспортировка шламов от технологического оборудования до зумпфов пульпонасосных станций осуществляется самотеком по магистральным каналам и тоннелям, которые прокладываются под полом цеха соответственно на глубине до 2 и более 2 м от отметки пола. Уклоны в магистральных каналах и тоннелях должны быть не менее 0,03÷0,06. Каналы следует перекрывать съемными секционными решетками с прорезами 6 мм и массой каждой секции не более 30 кг.

Транспортировка шламов от каждой единицы технологического оборудования осуществляется самотеком по лоткам. Размеры сечения лотков определяются по наибольшему расходу пульпы, а геометрические уклоны — по наименьшему расходу. Уклоны лотков у фундаментов оборудования должны быть

быть не менее 1,2 м/с. Повороты лотков выполняются радиусом более пятикратной ширины лотка. Сопряжения лотков осуществляются радиусом более 2 м.

Гидротранспорт пульпы из зумпфов или пульпосборников до шламохранилищ или очистных сооружений зависит от местных условий расположения предприятия и может быть как напорным, так и самотечным.

При применении напорного гидротранспорта пульпонасосные станции рекомендуется размещать внутри главных производственных корпусов.

В пульпонасосных станциях следует предусматривать резерв насосного оборудования в размере 100 % при двух рабочих насосах; при установке одного рабочего насоса дополнительно устанавливают один резервный и один ремонтный насос.

Минимальное число пульповодов от зумпфа до шламохранилища — два.

При переработке блоков различных пород (гранита, мрамора и др.) системы шламоудаления должны быть отдельными для каждого вида пород.

Внедрение новых пресс-фильтров и мобильных очистных установок позволили избавиться от дорогостоящих и занимающих большие площади систем осаждения шламов.

На рис. 8.22 приведено схематическое изображение системы очистки сточных вод с использованием пресс-фильтров.

Шлам после обработки горных пород на камнеобрабатывающих станках *I* (см. рис. 8.22) по отводным лоткам самотеком поступает в сточную емкость *A*, из которой грунтонасосом подается в седиментационный бак *C* (седиментация — оседание мелких частиц в жидкости под действием гравитации).

В системе очистки сточных вод предусмотрена емкость *B*, где находится флокулянт (специальное вещество, способствующее образованию осадка), добавляемый в шлам (см. рис. 8.22) при подаче его в седиментационный бак *C*.

В агрегате *C* под действием сил гравитации шлам осаждается на дно бака, а из верхней его части чистая вода подается в резервуар очищенной воды *F*.

Шлам, осажденный на дно агрегата *C*, через сток направляется для гомогенизации (придания материалу однородности)

в емкость *D*, где осуществляется тщательное его перемешивание для получения однородной густой массы. Последняя принудительно подается на пресс-фильтры *E*, где отделяется вода от шлама. Сухой шлам в виде сыпучего порошка расфасовывается в разовые пакеты и может быть утилизирован в различных производствах в качестве наполнителя. Чистая вода после пресс-фильтров *E* направляется в резервуар для сбора очищенной воды *F*, откуда насосом подается в сеть оборотного водоснабжения для подачи ее в зону работы камнеобрабатывающих станков.

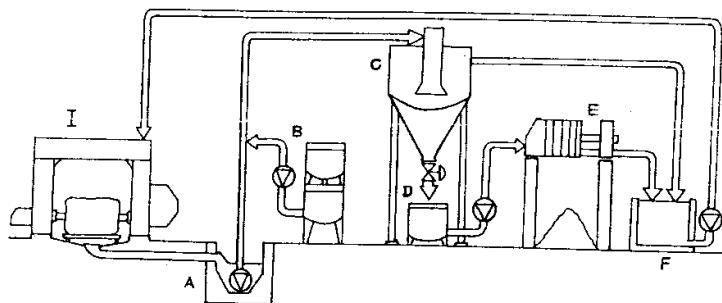


Рис. 8.22. Система очистки сточных вод камнеобработки пресс-фильтрами: *I* — шламобразующее оборудование (камнеобрабатывающие станки); *A* — емкость для сбора шламов; *B* — бак для флокулянта; *C* — седиментационный бак; *D* — емкость для гомогенизации шлама; *E* — пресс-фильтры; *F* — резервуар для сбора очищенной воды

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Промышленность строительных материалов и изделий является крупнейшей горнодобывающей отраслью народного хозяйства России. В ней насчитывается порядка 17 000 предприятий, из которых около 5000 добывают минеральное сырье. Масштабность отрасли подтверждается не только объемом производимой продукции, но и ее широким ассортиментом: щебень, гравий, песок как заполнители для различных марок бетонов, без которых практически не обходится ни одно строительство; материалы для балластирования железных дорог; материалы и композиционные смеси для оснований и покрытий автомобильных дорог; конструкционные материалы — стеновые камни и блоки; облицовочные плиты, архитектурно-строительные детали, заготовки для памятников и мемориальных комплексов; материалы для производства кирпича, керамзита, огнеупорных покрытий, каменного литья; сырье для производства вяжущих веществ — строительной извести, цементов и др. Кроме того, различные типы строительных горных пород используются в стекольной, керамической, бумажной промышленности, в сельском хозяйстве, при производстве резинотехнических изделий и т.д.

Спад производства в промышленности строительных материалов произошел из-за снижения инвестиционной активности в стране, увеличения затрат на энергоносители, уменьшения объемов строительства, снижения заработной платы, падения платежеспособного спроса на строительные материалы и других факторов.

Повышение эффективности работы предприятий промышленности строительных материалов возможно за счет их реконструкции и технического перевооружения. На ближайшее время возможно выделить следующие направления технического прогресса: использование технологических схем разработки месторождений.

рождений с минимальными площадями изъятия земель; перенесение процессов переработки полезных ископаемых в карьер с применением менее энергоемких передвижных и самоходных дробильно-сортировочных установок; комплексное использование полезных ископаемых месторождений, которые всегда содержат несколько, иногда десятки ценных компонентов.

По данным Минэкономики России производство некоторых видов продукции из строительных горных пород приведено в таблице:

Наименование продукции	1990 г.	1996 г.	1997 г.	1998 г.
Нерудные строительные материалы, млн м ³	712,7	185,6	163,6	154,7
Цемент, млн т	83	27,8	26,6	26
Строительная известь, млн т	5,1	1,4	1,3	1,2
Известняковая и доломитовая мука, млн т	22,6	2,1	1,6	1,9
Облицовочные изделия из природного камня, млн м ²	3,1	1	Нет данных	Нет данных
Стеновые блоки из природного камня, тыс. м ³	383,6	135,7	Нет данных	Нет данных
Стекло оконное, млн м ²	130,4	44,8	38,5	36,1

При разработке месторождений строительных горных пород наносится непоправимый ущерб окружающей среде — среде обитания и производственной деятельности человечества: разрушается плодородный почвенный слой; загрязняются вода и атмосфера; выводится из строя пашня (с 1981 г. абсолютный прирост пашни на Земле прекратился, а с 1984 г. мировой прирост зерна стал отставать от прироста населения планеты); отработанные карьерами площади не полностью рекультивируются; увеличиваются объемы отходов горного производства (при разработке карбонатных пород они составляют 50 %, изверженных — до 20 %) и др.

Серьезную опасность представляет загрязнение окружающей среды. В атмосферу, воду и почву ежегодно в мире выбрасывается 980 млн т отходов, среди которых есть и токсичные вещества. Промышленные выбросы в атмосферу разрушают озоновый слой, который защищает все живое от вредного смер-

тоносного влияния коротковолновой ультрафиолетовой радиации Солнца.

Озон (O₃) представляет собой газ синего цвета с резким запахом и температурой кипения 111,9 °С, сильный окислитель. Он образуется из кислорода (O₂) при электрических разрядах во время грозы и под действием ультрафиолетового излучения Солнца в стратосфере. Основная масса озона в атмосфере расположена в виде слоя на высоте 10—50 км (стратосфера) с максимальной концентрацией на высоте 20—25 км. Утончение озонового слоя (концентрация озона в стратосфере за последние 25 лет снизилась более чем на 2 %, а над Северной Америкой, Европой и Сибирью — на 3—5 %) приводит к различным заболеваниям (катаракта, поражения сетчатки и роговицы глаз, рак кожи и др.) и может оказаться катастрофическим для всей цивилизации, так как со снижением стратосферного озона растет количество тропосферного озона (атмосфера до 10 км от поверхности Земли, которым мы дышим, и который способен разрушить как сильнейший окислитель любой металл, не говоря о человеке).

Но самым опасным и масштабным аспектом экологического кризиса является загрязнение нижних слоев атмосферы продуктами сгорания органических видов топлива, которое усиливает так называемый парниковый эффект.

Солнечная энергия, проникающая в форме коротких электромагнитных волн через атмосферу к земной поверхности, в значительной мере отражается от нее в виде более длинных волн, которые частично задерживаются и экранируются нижними слоями атмосферы обратно на поверхность Земли. Первичные лучи Солнца разогревают поверхность Земли только до минус 18 °С. Отраженные тропосферой потоки тепловой энергии повышают эту температуру еще на 33 °С, т.е. до плюс 15 °С. Такую отражательную способность тропосферы создают в основном диоксид углерода CO₂, метан CH₄, закись азота N₂O₅ и другие газы. В настоящее время, главным образом из-за сжигания огромных объемов органического топлива, количество CO₂ и других парниковообразующих газов в тропосфере стало заметно увеличиваться, что приводит к усилению парникового эффекта и потеплению климата на Земле. Так, за период с 1885 г. по 1981 г. средняя температура воздуха у земной поверхности по-

высилась на 0,75 °С, что привело к таянию полярных ледников и повышению уровня мирового океана на 15 см. Если и в дальнейшем сохранится нынешняя тенденция загрязнения окружающей среды, то в последующие 100 лет средняя температура на Земле может повыситься на два с половиной — пять градусов, а средний уровень Мирового океана может подняться на 50—350 см, что приведет к затоплению низменных прибрежных районов земной суши, в которой проживает более половины населения планеты (к началу новой эры число жителей на планете было 300—400 миллионов, в 1800 г. оно составило один миллиард; следующий миллиард появился только к 1930 г., т.е. через 130 лет; третий миллиард — в 1960 г., четвертый — в 1975 г., пятый — в 1987 г., шестой — в 1995 г.).

Термин «экология» — это сложное слово от греческих *oikos* — дом, жилище, местопребывание и *logos* — слово, учение. Экология — наука об отношениях растительных и животных организмов и образуемых ими сообществ между собой и окружающей средой. В книге «Горные науки» (Москва, «Недра», 1985) академик В.В. Ржевский, определяя комплекс горных наук, указывает, что «... экология горного производства — новая, пока еще формируемая отрасль горных наук, занимающаяся разработкой теоретических основ управления природопользованием, в частности, экологически и экономически оправданным использованием земельных и минеральных ресурсов при производстве горных работ, а также изучением процессов развития природной среды, ее целесообразных изменений и мер по ее сохранению при ведении горных работ с учетом взаимодействия общества и природы». Поэтому в первую очередь на всех карьерах (не только промышленности строительных материалов, которых значительное большинство) по возможности необходимо: создавать технику для разработки и сохранения плодородного слоя земли; в обязательном порядке проводить рекультивацию нарушенных горными работами земель; по возможности переводить работу производственных и бытовых котельных на природный газ, так как в нем содержится углерода на 43 % меньше, чем в каменном угле и на 31 % меньше, чем в нефтепродуктах; переводить работу большегрузных автосамосвалов на газообразное топливо; комплексно перерабатывать минеральное сы-

рье — разделять полезное ископаемое на конечные продукты с извлечением всех содержащихся в исходном сырье ценных компонентов, производство которых технически возможно и экономически целесообразно.

За последние 100 лет средние мировые цены на минеральное сырье снизились втрое. Поскольку сырье и материалы являются дешевыми, то, естественно, нет смысла их экономить при производстве различных видов продукции, что приводит к повышению материалоемкости готовых изделий и растущему потреблению минеральных ресурсов, и, в конечном итоге, к значительному ущербу природной окружающей среде. Поэтому разработка чисто экологических схем добычи минерального сырья, создание технологий по понижению материалоемкости готовой продукции, снижению энергоемкости добычи и переработки сырья, изменение структуры энергетического баланса с увеличением в нем доли природного газа приведет к значительному оздоровлению окружающей нас природной среды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Амбарцумян Н.В.* Строительные горные породы для производства стеновых и облицовочных материалов. — М.: МГИ, 1982.
2. *Анистратов Ю.И.* Технологические процессы открытых горных работ. — М.: Недра, 1995.
3. *Анистратов Ю.И.* Технология открытых горных работ. — М.: Недра, 1995.
4. *Бадумян К.Л., Барсегян Э.Е., Мсрян Ф.А.* Оборудование для добычи и обработки природного камня: Отраслевой каталог. — М.: ЦНИИ-ГЭстроймаш, 1987.
5. *Бакка Н.Т., Ильченко И.В.* Облицовочный камень: Геолого-промышленная и технологическая оценка месторождений. — М.: Недра, 1992.
6. *Бруакин Ю.В., Тухель А.Э.* Переработка пород при гидромеханизированной разработке песчано-гравийных месторождений: Учеб. пособие. — М.: МГИ, 1990.
7. *Бурдун Г.Д., Калашиников Н.В., Стоцкий Л.Р.* Международная система единиц. — М.: Высшая школа, 1964.
8. *Буянов Ю.Д., Краснопольский А.А.* Разработка месторождений нерудных полезных ископаемых. — М.: Недра, 1980.
9. *Вахромеев С.А.* Месторождения полезных ископаемых. — М.: Госгеолтехиздат, 1961.
10. *Гальперин А.М. и др.* Техногенные массивы и охрана окружающей среды. — М.: МГГУ, 1997.
11. *Донченко А.С., Донченко В.А.* Справочник механика рудообогатительной фабрики. — М.: Недра, 1986.
12. *Дягилева А.И., Андриевич В.В.* Основы геофизических методов разведки. — М.: Недра, 1987.
13. *Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование.* — М.: Недра, 1971.
14. *Единые нормы выработки на открытые горные работы для предприятий горнодобывающей промышленности. Экскавация и транспортирование. Часть III.* — М.: Недра, 1979.
15. *Иванова М.Ф.* Общая геология. — М.: Высшая школа, 1974.
16. *Ильин С.А.* Технология открытой разработки нагорных месторождений: Учеб. пособие. Части I и 2. — М.: МГИ, 1991—92.
17. *Исаченко О.С., Васильев М.М., Яшкина А.П.* О технологических границах «выемочной единицы» на крупных карьерах // Горный журнал. — 1989. — № 12.
18. *Казарян Ж.А.* Природный камень. Добыча, обработка, применение: Справочник. — М.: «Г.К. Гранит», «Петракомплект», 1998.
19. *Картавий Н.Г., Сычев Ю.И., Волуев И.В.* Оборудование для производства облицовочных материалов из природного камня. — М.: Машиностроение, 1988.
20. *Комар А.Г.* Строительные материалы и изделия. — М.: Высшая школа, 1983.
21. *Косолапов А.И.* Технология добычи облицовочного камня. — Красноярск: Изд-во Красноярского университета, 1990.
22. *Лебедев И.Е.* Рабочий по добыче блочного камня. — Л.: Стройиздат, 1987.
23. *Лебедев Ю.А., Горьков А.К., Макаров А.Б.* Добыча гранитных блоков в ЮАР // Горный журнал. — 1996. — № 6.
24. *Лешков В.Г.* Разработка россыпных месторождений. — М.: Недра, 1985.
25. *Мальшичева Н.А., Сиренко В.Н.* Технология разработки месторождений нерудных строительных материалов. — М.: Недра, 1977.
26. *Медников Н.Н.* Научные исследования процессов и технологии открытых разработок. — М.: МГИ, 1983.
27. *Мельников Н.В.* Краткий справочник по открытым горным работам. — М.: Недра, 1964.
28. *Наумов И.К.* Исследование фронта вскрышных работ на карьерах: Дис. канд. техн. наук. — М., 1959.
29. *Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.* — Л.: Изд-во литературы по строительству, 1968.
30. *Нормы технологического проектирования предприятий промышленности нерудных строительных материалов.* — Л.: Стройиздат, 1977.
31. *Нормативы стоимости освоения новых земель взамен изымаемых для сельскохозяйственных нужд: Постановление СМ РСФСР от 10.11.87 г., № 427.*

32. *Олюнин В.В.* Переработка нерудных строительных материалов. — М.: Недра, 1988.
33. *Орлов А.М.* Добыча и обработка природного камня. — М.: Стройиздат, 1977.
34. *Панюков П.Н., Перфильева З.Г.* Основы геологии. — М.: Недра, 1968.
35. *Передвижная дробильно-сортировочная установка ПДСУ-85.* — М.: Внешторгиздат, 1985.
36. *Петроченков Р.Г.* Строительные композиционные материалы с оптимальными свойствами на основе отходов горного производства: Учеб. пособие. Части 1 и 2. — М.: МГУ, 1994-95.
37. *Проект* фирмы «Комацу», ЛТД. — Токио, 1976.
38. *Ржевский В.В.* Технология и комплексная механизация открытых горных работ. — М.: Недра, 1975.
39. *Ржевский В.В., Новик Г.Я.* Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1984.
40. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Часть 1. Производственные процессы. — М.: Недра, 1985.
41. *Ржевский В.В.* Открытые горные работы. Часть 2. Технология и комплексная механизация. — М.: Недра, 1985.
42. *Ржевский В.В.* Основы технологии и экономики горного производства. Части I—IV. — М.: МГИ, 1988.
43. *Родин Б.М.* Состояние и перспективы развития производства природного стенового камня в СССР //Техническая информация. — М.: ВНИИЭСМ, 1970.
44. *Сборник* руководящих материалов по охране недр при разработке месторождений полезных ископаемых. — 2-е изд. — М.: Недра, 1987.
45. *Синьковский В.Н., Косолапов А.И.* Технология производственных процессов при добыче и обработке природного камня. — Красноярск: Красноярский институт цветных металлов, 1985.
46. *Синьковский В.Н.* Технология открытых горных работ. — Красноярск: Изд-во Красноярского университета, 1989.
47. *Скрамтаев Б.Г., Попов Н.А., Герливанов Н.А., Мудров Г.Г.* Строительные материалы. — М.: Гос. изд-во литературы по строительным материалам, 1954.
48. *Смирнов А.Г., Бакка Н.Т., Биржишкис И.С. и др.* Добыча и обработка природного камня: Справочник. — М.: Недра, 1990.
49. *Справочник* горного мастера карьера / Под ред. В.В. Ржевского — М.: Гос. науч.-техн. изд-во литературы по горному делу, 1961.
50. *Справочник* по изысканиям, проектированию и строительству карьеров. Том 1 и 2 / Под ред. Н.Н. Северьянова — М.: Недра, 1964.
51. *Справочник* геофизика. Том IV. — М.: Недра, 1987.
52. *Справочник.* Открытые горные работы / К.Н. Трубецкой, М.Г. Погапов, К.Е. Виницкий и др. — М.: Горное бюро, 1994.
53. *Строительные машины.* Том 1. Машины для строительства промышленных, гражданских сооружений и дорог. — М.: Машиностроение, 1991.
54. *Супрун В.И.* Проектирование схем вскрытия и транспортных схем для отработки карьеров: Учеб. пособие. — М.: МГИ, 1990.
55. *Сычев Ю.И. и др.* Оборудование для распиловки камня. — М.: Стройиздат, 1983.
56. *Томаков П.И., Коваленко В.С.* Рациональное землепользование при открытых горных работах. — М.: Недра, 1984.
58. *Томаков П.И., Наумов И.К.* Технология, механизация и организация открытых горных работ. — М.: МГИ, 1992.
59. *Томаков П.И., Манкевич В.В.* Открытая разработка угольных и рудных месторождений. — М.: Изд-во МГУ, 1995.
60. *Трубецкой К.Н.* Технология применения и параметры карьерных погрузчиков. — М.: Недра, 1985.
61. *Ферсман А.Е.* Очерки по истории камня. Том 2. — М.: Изд-во АН СССР, 1962.
62. *Хронин В.В.* Проектирование карьеров. — М.: Недра, 1993.
63. *Чесноков М.М.* Разработка гранитных месторождений. — М.: Изд-во АН СССР, 1958.
64. *Чирков А.С.* Методика расчета технико-экономических показателей работы автосамосвалов и экскаваторов в карьерах // Информационный сборник. Серия 7. Промышленность нерудных и неметаллорудных материалов, облицовочного камня и известняковой муки. — М.: ВНИИЭСМ, 1989. — Вып. 1.
65. *Чирков А.С.* Технология разработки и переработки пород песчано-гравийных месторождений // Аналитический обзор. Серия 7/1. Промышленность нерудных и неметаллорудных материалов, облицовочного камня и известняковой муки. — М.: ВНИИЭСМ, 1990. — Вып. 2.
66. *Чирков А.С.* Расчет выхода продуктов дробления при эксплуатации шкесовых и конусных дробилок // Горный журнал. — 1994. — № 3.
67. *Шевяков Л.Д.* Основы теории проектирования угольных шахт. — М.: Углетехиздат, 1958.
68. *Шешко Е.Ф.* Основы теории вскрытия карьерных полей. — Л.: Углетехиздат, 1953.
69. *Шишков Ю.* Что век грядущий нам готовит // Наука и жизнь. — 1994. — № 11, 12.

70. Шлайн И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья. — М.: Недра, 1985.

71. Якобашвили О.П., Цыкин А.И. Инструкция по применению сейсмического способа определения механической рыхлости горных массивов. — М.: ИПКОН АН СССР, 1979.

72. Ялтанец И.М., Кулигин В.И. Гидромеханизация открытых горных работ. — М.: Изд-во МГУ, 1996.

73. Ямицков В.С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. — М.: Недра, 1982.

АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

А

азид свинца 172
акванал 171
акванит 171
акватол 171
акустический показатель трещиноватости 159
алевролит 32
алмаз 58
алмазно-канатная установка 565
алмазные отрезные круги 558
алмазосодержащие элементы (бруски) 554
алюмотол 171
альбит 18
аммиачная селитра 168
аммиачно-селитренные ВВ 168
аммонал 169
аммонат 171
аммонит 168
андезит 24
ангидрит 35
анортит 18
апатит 58
аргиллит 32

Б

базальт 25
баровая камнерезная машина 496
беккерель 94
бензовоздушный термоотбойник 487
бескварцевый порфир 23

биотит 18
блоки из природного камня 451
бортовой камень 538
брекчия 31
бризантность ВВ 168
брусчатый камень 537
бульдозер 213
буримость 175
бутовый камень 99
бучарда 578

В

валун 28
взрывное горение 168
взрывчатые вещества (ВВ) 167
влагоотдача 78
вместимость заряда ВВ
в 1 м длины скважины 183
водопоглощение 76
водопроницаемость 77
вскрытие горизонтов карьера 117
вулканический пепел 26
вулканический туф 26
выемочная единица (карта) 329
выход взорванной горной массы
с 1 м скважины 183
вязкость 58

Г

габбро 21
газоструйная установка 484
галька 29
гигроскопичность 78

гипсовый камень 35
глина 30, 42
глубина скважины 182
глыба 29
гнейс 39
гомогенизация 599
горбыль 540
горная порода 16
гравий 29, 86
граммонат 171
граммонит 171
гранит 18
гранулит 171
гранулотол 171
гремучая ртуть 172
грохочение 367
грузооборот 229
грузопоток 229

Д

депрессивная кривая 141, 151
деррик-кран 520
детонация 168
детонирующий шнур (ДШ) 173
детонит 171
диабаз 25
диаметр скважины 182
диатомит 38
динамит 169
динамон 169
динафталит 169
динитронафталин 168
дисковая пила 423
длина заряда в скважине 184
добыча блоков
— баровыми машинами 496
— камнерезными машинами
с кольцевой фрезой 490
— канатными пилами 501
доломит 33
дренаж 138

дресва 29
дробилка ударного действия 365
дунит 22

З

закольник 548
закон Гука 59
зерновой (гранулометрический)
состав 84

И

игданит 171
известняк
— доломитизированный 45
— коралловый 36
— мергелистый 37
— натечный 33
— оолитовый 33
— плотный 32
— ракушечник 37
известковый туф 33
инициирующие ВВ 172
истираемость 79
ифзанит 172

К

кальцит 32
каолинит 19, 28
камнескольный пресс 592
камнерезная низкоуступная
машина 425
капсюль-детонатор 172
качество продукции 84
кварц 58
кварцевый порфир 23
кварцит 40
керамзит 45, 82
кимберлит 25
киянка 548
классификация систем
разработки 122
клинкер 47

колесный скрепер 205
кольцевая фреза 429
конгломерат 31
конструкция канатных
рабочих органов 568
контур карьера 105
конусная дробилка 360
коэффициент
— внутреннего трения 65
— закрутки 363
— размягчения 77
— разрыхления 65
кусковатость взорванной
породы 192
кремень 34
кремнистый туф 34
крепость породы 60

Л

лабрадорит 21
лесс 29
линия сопротивления
по подошве 183, 188
липарит 23

М

магнезит 48
масса объемная 70
масса скважинного заряда ВВ 188
мел 37
мергель 37
метод целочисленных функций 343
механическое рыхление 154
меш 587
микроклин 18
минерал 15
модуль
— гидравлический 47
— глиноземный 47
— силикатный 47
— Юнга 59

моль 93
морозостойкость 78
мрамор 40
мушкетит 19

Н

натечный известняк 33
нитроглицоль 169
нитроглицерин 169
нитроглицериновые ВВ 169
НРС 477
ньютон 72

О

облицовочное изделие-плита 531
обработка камня 543
огнепроводный шнур (ОШ) 174
огнеупорность 81
окол 540, 598
оксиликвит 169
оливин 21
оолитовый известняк 33
опока 38
ортоклаз 18
основные элементы
систем разработки
и их показатели 281, 295, 443, 513
осушение (дренаж) 138
оттаивание пород 153

П

пазовка 548
пассировка 544
пемза 26
перебур скважины 182
передвижная компрессорная
станция 525
передвижные и сборно-разборные
дробильно-сортировочные
установки 402
перидот 21
перидотит 22

перлит 23
песок
— дробленый 95
— обогащенный 95
— природный 95
— фракционированный 95
песчаник 31
песчано-гравийная смесь 98
петрографическая характеристика 85
пироксенит 17, 22
пироп 26
плаггиоклаз 18
пластичность 59, 73
плотность ВВ 168
плотность породы 68
— истинная 70
— насыпная 70
плотность заряда ВВ 168
погрузчик одноковшовый 221
показатель трудности разрушения породы 68
полезное ископаемое 17
полирование камня 585
полосовые пилы (штрипсы) 552
пористость 72
породы
— мягкие 67
— плотные 66
— полускальные 64
— скальные 64
— сыпучие 67
порошок «СИГБ» (НРС) 477
порох 169
портландцемент 47
пост 251
призма обрушения 62
провозная способность 231
производительность
— бульдозера 218

— буровых станков 179
— дробилок 357, 362, 366
— кабельного крана 522
— камнерезных машин 432
— канатной пилы 507
— колесного скрепера 209
— одноковшового погрузчика 224
— одноковшового экскаватора 200
— рыхлителя 163
— стреловых и деррик-кранов 520
промерзание пород 152
пропускная способность 230, 252
прочность 60
пустотность 85

Р

работоспособность ВВ 168
радионуклиды 94
размеры выемочных карт 342
разъезд 251
расчет параметров механического рыхления 161
расчет притока воды в карьер 146
расчетный радиус депрессии 146
расчет технологических схем переработки пород на щебень 393
риолит 23
роговая обманка 18
рыхление механическое 154
рыхлитель механический 155
рустирование 594

С

свободный абразив (дробь) 552
седиментация 599
сиенит 20
сила тяжести (вес тела) 71
система
— дренажа 143
— добычных работ (стенной камень) 436

— открытой разработки 122
скарпель 545
сланец глинистый (кристаллический) 40
сопротивление удару 79
спиральный классификатор 380
способы дробления пород 352
способы отделения блоков камня от массива
— буровой 460
— буровзрывной 471
— буроклиновой 466
— клиновой 464
— с помощью НРС (порошка «СИГБ») 477
— ударно-врубовой 463
— установками НРС 480
— комбинированные 480
станок
— бучардовочный 593
— «мастер-станок» многооперационный 595
— мостовой фрезерный 580
— отрезной портальный 577
— ортогональный 564
— пневмоударного бурения 176
— распиловочный дисковый 558
— распиловочный рамный 548
— шарошечного бурения 176
— шнекового бурения 175
станция 251
стенной камень 413
строительные горные породы 41
структура пород 16
схема осушения пород 143
суглинок 30
супесь 30
сцепление породы 65
Т
твердость 57
текстура пород 16

тенерес 172
теплоемкость 80
теплопроводность 80
терморезак 481
технологическая схема 275
топаз 58
травертин 33
транспорт
— автомобильный 229
— железнодорожный 243
— комбинированный 268
трасса 110
трахит 24
трепел 34
трещиноватость 63
тритил 168
тройнка 548
ТЭН 172

У

угол внутреннего трения 65
удельный вес 71
удельный расход ВВ 188
упругость 59
устойчивость 62
устойчивость структуры щебня 86

Ф

фактура 585
флогопит 26
флюорит 58

Ч

чувствительность ВВ 168

Ш

ширина
— заходки одноковшового экскаватора 196
— рабочей площадки уступа 284
— развала взорванной породы 190
шлам 540, 598

шлифование камня 585
шпунт 548
штыв 540, 598
штрипы (полосовые пилы) 552

Щ

щебень 29, 86
щековая дробилка 354

Э

экология 604

экскаватор
— драглайн 203
— обратная лопата 199
— прямая лопата 193
эксплуатационная разведка
песчано-гравийных
месторождений 303
электродетонатор 173
эпидот 24

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ 5

Глава 1

СТРОИТЕЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ПОРОДЫ

1.1. Понятие о горных породах и минералах	13
1.2. Магматические (изверженные) горные породы	17
1.3. Глубинные массивные породы	18
1.4. Излившиеся плотные породы	22
1.5. Излившиеся пористые породы	26
1.6. Осадочные горные породы	27
1.7. Обломочные породы	28
1.8. Осадочные породы химического происхождения (хемогенные)	32
1.9. Осадочные органогенные породы	36
1.10. Метаморфические (видоизмененные) горные породы	38
1.11. Область применения строительных горных пород и комп- лексное их использование	41

Глава 2

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

2.1. Горные породы как объект разработки	57
2.2. Основные физико-механические свойства строительных горных пород	69
2.3. Требования промышленности к качеству основных видов нерудных строительных материалов	81
2.3.1. Виды нерудных строительных материалов	81
2.3.2. Показатели качества	84

2.3.3. Качество щебня и гравия для строительных работ.....	86
2.3.4. Качество песка для строительных работ.....	95
2.3.5. Качество песчано-гравийных смесей для строительных работ.....	98
2.3.6. Качество бутового камня.....	99
2.4. Общие сведения о производственных процессах на карьерах.....	99
2.5. Вскрытие месторождений строительных горных пород.....	104
2.6. Краткие сведения о системах открытой разработки месторождений и структурах комплексной механизации.....	122

Глава 3

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

3.1. Способы подготовки строительных горных пород к выемке.....	137
3.2. Осушение пород перед выемкой.....	138
3.3. Предохранение пород от промерзания.....	151
3.4. Оттаивание мерзлых пород.....	153
3.5. Механическое рыхление.....	154
3.6. Расчет параметров механического рыхления и производительность рыхлителя.....	161
3.7. Взрывное рыхление горных пород.....	167
3.7.1. Взрывчатые вещества.....	167
3.7.2. Средства и способы взрывания.....	172
3.7.3. Буримость горных пород и буровые станки.....	175
3.7.4. Производительность буровых станков.....	179
3.7.5. Технологические требования к качеству взрывного рыхления пород.....	180
3.7.6. Параметры скважин и конструкции зарядов ВВ.....	181
3.7.7. Взрываемость горных пород и расход ВВ.....	185
3.7.8. Расчет скважинных зарядов и параметров сетки скважин.....	188
3.7.9. Параметры развала и кусковатость взорванной породы.....	190
3.8. Выемочно-погрузочные работы на карьерах строительных горных пород.....	193
3.8.1. Применение одноковшовых экскаваторов.....	193

3.8.2. Применение колесных скреперов.....	205
3.8.3. Применение бульдозеров.....	213
3.8.4. Применение одноковшовых погрузчиков.....	221
3.9. Транспорт на карьерах строительных горных пород.....	227
3.9.1. Общие сведения.....	227
3.9.2. Автомобильный транспорт.....	229
3.9.3. Железнодорожный транспорт.....	243
3.9.4. Комбинированный транспорт.....	268
3.10. Технологические схемы горных работ на карьерах со скальными, полускальными и плотными строительными горными породами.....	272
3.10.1. Комплексы оборудования карьерных грузопотоков.....	272
3.10.2. Технологические схемы горных работ при валовой выемке.....	275
3.10.3. Расчет параметров элементов систем разработки при валовой выемке.....	281
3.10.4. Технологические схемы раздельной разработки разнородных карбонатных пород.....	286
3.10.5. Расчет параметров элементов систем разработки при раздельной выемке.....	295

Глава 4

ТЕХНОЛОГИЯ РАЗРАБОТКИ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. Горно-геологическая характеристика песчано-гравийных месторождений.....	301
4.2. Эксплуатационная разведка песчано-гравийных месторождений.....	303
4.3. Типизация песчано-гравийных месторождений.....	313
4.4. Общие сведения о технологии открытой разработки месторождений.....	315
4.5. Часовая производительность экскаваторов, используемых при разработке песчано-гравийных месторождений.....	317
4.6. Использование карьерных автосамосвалов при разработке песчано-гравийных месторождений.....	318
4.7. Методика расчета выемочно-погрузочного и транспортного оборудования при разработке месторождений.....	319

4.8. Технология разработки песчано-гравийных месторождений с минимальным изъятием земель	328
4.9. Определение размеров выемочных карт	342
4.10. Режимы отчуждения и восстановления земель при использовании выемочных карт	345

Глава 5

ПЕРЕРАБОТКА СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД НА ЩЕБЕНЬ

5.1. Общие сведения	351
5.2. Способы дробления и классификация дробильных машин	352
5.3. Щековые дробилки	354
5.3.1. Принцип действия и устройство	354
5.3.2. Расчет основных параметров щековых дробилок, их эксплуатация и контроль состояния	357
5.4. Конусные дробилки	360
5.4.1. Принцип действия и устройство	360
5.4.2. Расчет основных параметров конусных дробилок КСД и КМД, их эксплуатация и контроль состояния	362
5.5. Дробилки ударного действия	365
5.6. Грохочение	367
5.6.1. Общие понятия, терминология, эффективность грохочения	367
5.6.2. Конструкции и расчет грохотов	371
5.7. Промывка, сгущение, обезвоживание	376
5.8. Технологические схемы переработки строительных горных пород на щебень	382
5.9. Расчет технологических схем переработки строительных горных пород на щебень	386
5.9.1. Методика расчета качественно-количественной схемы	386
5.9.2. Методика расчета технологических схем дробильно-сортировочных фабрик со щековыми и конусными дробилками	393
5.10. Передвижные и сборно-разборные дробильно-сортировочные установки	402

Глава 6

РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО СТЕНОВОГО КАМНЯ

6.1. Виды природного стенового камня и требования к его качеству	413
6.2. Особенности разработки месторождений природного стенового камня	420
6.3. Подготовка стенового камня к выемке	423
6.4. Системы добычных работ	436
6.5. Основные элементы системы разработки и их параметры	443

Глава 7

ДОБЫЧА ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

7.1. Требования к качеству блоков из природного облицовочного камня	451
7.2. Особенности разработки месторождений природного облицовочного камня	455
7.3. Добыча блоков природного облицовочного камня из прочных пород	458
7.3.1. Производство вскрышных работ	458
7.3.2. Технология добычи блоков камня	459
7.3.3. Способы отделения блоков (монолитов) камня от массива	460
7.3.4. Раскалывание монолитов на блоки и их пассивировка	485
7.4. Добыча блоков (монолитов) природного облицовочного камня из пород средней прочности	488
7.4.1. Производство вскрышных работ	488
7.4.2. Производство добычных работ	490
7.4.3. Добыча блоков камнерезными машинами с кольцевыми фрезами	490
7.4.4. Добыча блоков баровыми машинами	496
7.4.5. Добыча блоков канатными пилами	501
7.4.6. Добыча блоков буроклиновым, буровзрывным и комбинированным способами	511
7.5. Основные элементы системы разработки и их параметры	513

7.6. Перемещение монолитов, погрузочные, транспортные и вспомогательные работы	519
--	-----

Глава 8

ОБРАБОТКА ПРИРОДНОГО ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

8.1. Изделия из камня и требования к их качеству	529
8.2. Виды обработки природного камня	543
8.3. Камнераспиловочное оборудование	548
8.4. Фрезерование и окантовка изделий из природного камня	572
8.5. Фактурная обработка природного камня	585
8.6. Универсальные многооперационные «мастер-станки»	595
8.7. Вспомогательное оборудование	597
8.8. Шламовое хозяйство, оборотное водоснабжение	598
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	601
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	606
АЛФАВИТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ	611

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Александр Степанович **Чирков**

ДОБЫЧА И ПЕРЕРАБОТКА СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Федеральная программа книгоиздания России

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *Е.Н. Толстая*
Компьютерная верстка и дизайн
оригинал-макета: *Э.Ф. Губницкая*
Дизайн переплета: *Е.Б. Капранова*

Диапозитивы изготовлены в Издательстве МГГУ

Подписано в печать 12.09.2000. Формат 60х90/16. Бумага офсетная № 1.
Гарнитура «Times». Уч.-изд. л. 47,58. Усл. печ. л. 39, Тираж 2000 экз. Заказ № 660.



**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*Лицензия на издательскую деятельность ЛР № 062809 от 30.06.98 г.
Код издательства 5Х7(03)
Отпечатано в Московской типографии № 6 Минпечати РФ. 109088, Москва,
Южнопортовая ул., 24
Магнисьвые штампы изготовлены в Первой Образцовой типографии*

*117935, Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6; Издательство МГГУ;
тел. (095) 236-97-80; факс (095) 956-90-40*