

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ РЕСПУБЛИКИ БЕЛАРУСЬ
Белорусский национальный технический университет

Кафедра «Строительство и эксплуатация дорог»

Я. Н. Ковалёв
С. С. Будниченко
М. Г. Солодка

ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ
ДОРОЖНОЙ ОТРАСЛИ.
ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ

Учебно-методическое пособие
для студентов специальности 1-70 03 01
«Автомобильные дороги»

Под общей редакцией д-ра техн. наук, профессора Я. Н. Ковалева

*Рекомендовано учебно-методическим объединением
по образованию в области строительства и архитектуры*

Минск
БНТУ
2018

УДК 625.7/8:334.7

ББК 65.315.373-4

К56

Р е ц е н з е н т ы:

главный научный сотрудник ГП «БелдорНИИ», засл. деятель
науки, д-р техн. наук, профессор *В. Н. Яромко*;
канд. экон. наук, доцент кафедры «Проектирование,
строительство и эксплуатация транспортных объектов»
БелГУТ *И. М. Царенкова*

Ковалёв, Я. Н.

К56 Производственные предприятия дорожной отрасли. Основы проектирования : учебно-методическое пособие для студентов специальности 1-70 03 01 «Автомобильные дороги» / Я. Н. Ковалёв, С. С. Будниченко, М. Г. Солодкая. – Минск: БНТУ, 2018. – 177 с.
ISBN 978-985-583-192-2.

В учебно-методическом пособии изложены основные сведения по основам проектирования производственных предприятий дорожной отрасли. Системно представлена информация по расчетам притрассовых карьеров, каменных материалов, баз органических вяжущих материалов, асфальтобетонных и цементобетонных заводов; мероприятиям по охране и технико-экономическим показателям работы производственных предприятий.

Пособие предназначено для студентов высших учебных заведений, обучающихся по специальности 1-70 03 01 «Автомобильные дороги», и может быть использовано инженерно-техническим персоналом производственных и линейных организаций дорожного хозяйства.

УДК 625.7/8:334.7
ББК 65.315.373-4

ISBN 978-985-583-192-2

© Ковалев Я. Н., Будниченко С. С.,
Солодкая М. Г., 2018
© Белорусский национальный
технический университет, 2018

СОДЕРЖАНИЕ

Предисловие.....	6
Глава 1. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРИТРАССОВЫХ КАРЬЕРОВ КАМЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ.....	7
Общие положения	7
1.1. Расчет работы карьера	7
1.2. Переработка каменных материалов.....	16
1.3. Добыча и переработка гравия и песка	33
1.4. Основы проектирования притрассовых карьеров каменных материалов.....	39
Глава 2. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БАЗ ОРГАНИЧЕСКИХ ВЯЖУЩИХ МАТЕРИАЛОВ.....	43
Общие положения	43
2.1. Разгрузка вяжущих.....	43
2.2. Обезвоживание битума и его нагревание до рабочей температуры в битумоплавильне с масляным обогревом	48
2.3. Обезвоживание битума и его нагрев в бескотловой установке.....	49
2.4. Приготовление битумных эмульсий.....	59
2.5. Основы проектирования баз органически вяжущих материалов	68
Глава 3. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ АСФАЛЬТОБЕТОННЫХ ЗАВОДОВ (АБЗ).....	81
Общие положения	81
3.1. Основы проектирования АБЗ.....	81
3.2. Выбор места расположения завода.....	82
3.3. Определение производительности завода.....	83
3.4. Технологический процесс и оборудование.....	83
3.5. Складское хозяйство	88
3.6. Расчет энергоресурсов	93
3.7. Расчет потребности в электроэнергии на АБЗ.....	96
3.8. Расчет потребности в сжатом воздухе.....	99
3.9. Расчет потребности в воде.....	100
3.10. Разработка генерального плана завода.....	103
3.11. Строительно-монтажные работы (СМР) на АБЗ.....	105

Глава 4. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЦЕМЕНТОБЕТОННЫХ ЗАВОДОВ (ЦБЗ) И ЗАВОДОВ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ИЗДЕЛИЙ (ЗЖБК)	108
Общие положения	108
4.1. Основные задачи проектирования ЦБЗ	110
4.2. Особенности размещения ЦБЗ	111
4.3. Производительность ЦБЗ	111
4.4. Расчет складов цемента	113
4.5. Расчет склада заполнителей и транспортирования материалов	117
4.6. Расчет бетоносмесительного цеха	123
4.7. Технологические расчеты арматурных цехов	130
4.8. Расчет формовочного цеха	132
4.9. Контроль качества изделий	143
4.10. Генеральный план ЦБЗ	145
4.11. Определение оптимального радиуса действия мобильного завода железобетонных конструкций	148

Глава 5. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОХРАНЕ ТРУДА НА ДОРОЖНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ	151
Общие положения	151
5.1. Проектирование основных мероприятий, обеспечивающих нормальные санитарно-гигиенические условия	151
5.2. Проектирование мероприятий, предупреждающих травматизм	152
5.3. Проектирование противопожарных мероприятий	152
5.4. Выбор площади для дорожных производственных предприятий и его благоустройство	153
5.5. Вентиляция помещений	156
5.6. Расчет пылеотделительных устройств	158
5.7. Расчет электрозщитных устройств	160
5.8. Расчеты безопасности при подъеме грузов	163
5.9. Безопасность работы устройств, работающих при высоком давлении газа	165
5.10. Противогрозовая защита	167

Глава 6. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОРОЖНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ.....	169
6.1. Техничко-экономические показатели работы дорожных производственных предприятий	169
6.2. Ресурсоемкость работы дорожных производственных предприятий	174
6.3. Определение экономической эффективности работы дорожных производственных предприятий.....	176
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	177

ПРЕДИСЛОВИЕ

Ранее было издано учебно-методическое пособие «Производственные предприятия дорожной отрасли (Ч. 1: Теоретический курс. – Минск: Арт-Дизайн, 2009. – 256 с.). В нем системно представлена информация об их функционировании.

В настоящем учебно-методическом пособии предусматривается закрепить теоретические положения о работе таких предприятий путем передачи студентам умения проводить соответствующие инженерные расчеты.

Пособие охватывает перечень технологических расчетов для производственных предприятий дорожной отрасли с учетом охраны труда, экономики и организации производства.

Количественные показатели, приведенные в расчетах, не носят справочного характера. При выполнении практических работ, курсовых и дипломных проектов следует пользоваться соответствующей нормативной литературой, поскольку приводимые примеры расчетов показывают лишь примерный алгоритм решения инженерных задач.

Пособие подготовлено в соответствии с учебной программой по дисциплине «Производственные предприятия дорожного хозяйства» для студентов специальности 1-70 03 01 «Автомобильные дороги». Для выполнения расчетов необходимо знание свойств строительных материалов, а также характеристик машин и устройств, используемых на предприятиях дорожной отрасли.

Общее методическое руководство и научное редактирование выполнено проф. Я. Н. Ковалевым.

Глава 1. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ПРИТРАССОВЫХ КАРЬЕРОВ КАМЕННЫХ МАТЕРИАЛОВ

Общие положения

Для строительства и ремонта дорог требуется большое количество каменных материалов различного сортамента. Сюда относятся: щебень, бутовый камень, брусчатку, бортовой камень, а также гравий и песок. Например, для строительства 1 км дороги II категории необходимо около 3,5 тыс. м³ различных каменных материалов. При этом общие затраты на каменные материалы достигают 45–50 % от сметной стоимости дороги. Поэтому от эффективной работы предприятий, добывающих каменные материалы для строительства и ремонта дорог, в значительной мере зависит качество и долговечность транспортных сооружений различного вида.

Каменные материалы изготавливают из горных пород, добываемых в карьерах. *Карьер* – это производственное предприятие дорожной отрасли для добычи и обогащения каменных материалов (камня, гравия, песка).

Лучшему пониманию сущности технологии добычи и переработки каменных материалов в карьерах и камнедробильных заводах способствует рассмотрение технических средств и их производительности.

Каменные материалы, добываемые в карьерах, перерабатывают на стационарных камнедробильных и промывочно-сортировочных заводах или в передвижных установках и в виде готового продукта стандартного качества поставляют на строительные объекты.

1.1. Расчет работы карьера

Ввиду специфичности буровзрывных работ в данном пособии они не рассматриваются.

Основными задачами при проектировании добычных работ в карьере являются расчеты:

- производительности карьера;
- параметров потока;
- элементов фронта работ;

- параметров буровзрывных работ;
- транспортирования добытой горной породы для дальнейшей переработки (либо в самом карьере или на камнедробильном заводе).

Требуемую часовую производительность карьера по щебню $Q_{\text{ч}}$ определяют по формуле:

$$Q_{\text{ч}} = \frac{V_n}{NK_{\text{в}}}, \quad (1.1)$$

где V_n – годовая производительность карьера, м³;

N – количество рабочих часов в течение года (срока работы карьера);

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования времени в течение года ($K_{\text{в}} = 0,70-0,75$).

Для организации работы притрассовых карьеров Управление строительством (УС) или Трест разрабатывают задание, которое является основанием для разработки карьера. Объем и номенклатуру продукции устанавливают в зависимости от объемов дорожно-строительных работ, выполняемых УС или Трестом.

В задании указывается тип карьера, его мощность, объем и номенклатура продукции на год, сроки ввода карьера в эксплуатацию, директивная продолжительность работы карьера.

На планируемый год по объемам требуемых работ рассчитывают по СНиП потребность, м³, в щебне $V_{\text{р}}$.

Имея указанные данные, определяют требуемую производительность карьера за год (или строительный сезон) по щебню V_n из формулы:

$$V_n = V_{\text{р}} K_1 K_2, \quad (1.2)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий убыль при хранении, погрузке, разгрузке и транспортировке щебня ($K_1 = 1,03$);

K_2 – коэффициент, учитывающий потери щебня при его обработке ($K_2 = 1,03-1,05$).

Количество рабочих часов N работы карьера в течение года (или установленного срока) рассчитывают по форме, приведенной в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Определение величины количества рабочих часов
N работы карьера (пример)

Месяц	Календарное число дней	Число рабочих смен	Нерабочие дни		Количество рабочих часов
			Праздничные и выходные	Дождливые, дни с низкой температурой и метелями	
Март	30	1	4	5	N_1
...					
Сентябрь	31	2	4	5	N_2

ΣN , ч.

Примечание: продолжительность рабочей смены составляет 6 ч.

Требуемая сменная производительность карьера по щебню

$$Q_{\text{см}} = TQ_{\text{ч}}K_{\text{в. см.}}, \quad (1.3)$$

где T – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{в. см.}}$ – коэффициент использования времени в течение смены ($K_{\text{в. см.}} = 0,80-0,85$).

Для расчета элементов фронта работ в зависимости от группы породы, мощности полезного ископаемого и допустимого выхода негабаритных кусков необходимо установить способ буровзрывных работ, а также обосновать высоту разрабатываемого уступа H .

Обычно разработку притрассовых карьеров ведут параллельными захватками по трехзахватной системе:

- на первой захватке осуществляют буровзрывные работы;
- на второй – ведут погрузку горной массы в транспортные средства;
- на третьей – производят разделку полученной горной массы.

Длина фронта работ L зависит от количества захваток m длиной l . При трехзахватной системе и длине захватки l длина фронта работ будет равна $3l$.

Высоту уступа H (рис. 1.1) определяют в зависимости от физико-механических свойств горных пород, глубины залегания грунтовых вод, способов производства работ и требований техники безопасности. Обычно она не превышает значений, приведенных в табл. 1.2.

Величины максимальных высот уступов H

Состояние горных пород (условия разработки)	Максимальная высота уступа, м	Угол откоса уступа, °
Рыхлое	10	35–40
Плотное	15	50–60
Скальное (массивное)	20	70–80

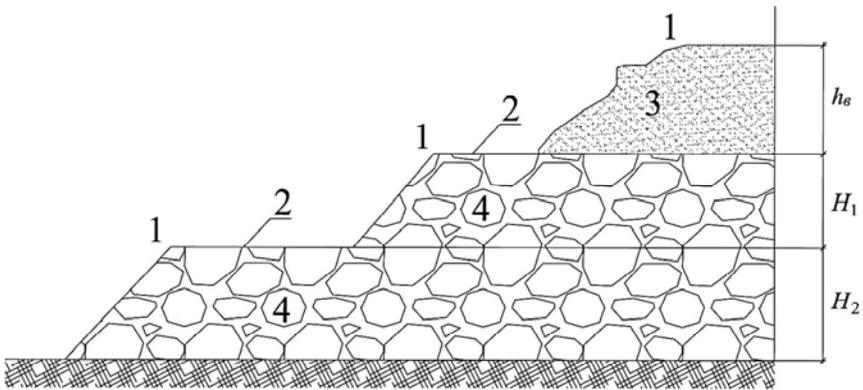


Рис. 1.1. Элементы карьера в разрезе:

h_b – высота уступа вскрыши; H_1 и H_2 – высота верхнего и нижнего добычных уступов; 1 – бровки уступов; 2 – рабочие площадки добычных уступов; 3 – вскрыша; 4 – разрабатываемый каменный массив

В притрассовых карьерах высота уступа в редких случаях превышает 10 м, а в промышленных карьерах она достигает 15–20 м.

Поверхности, ограничивающие уступ по высоте, называют нижней и верхней площадками.

Высоту уступа H соизмеряют с рабочими параметрами экскаватора по формуле

$$H = 0,7a \sqrt{\frac{\sin \alpha \sin \beta}{Kn_1(1 - n_2) \sin(\alpha - \beta)}}, \quad (1.4)$$

где a – ширина развала породы после взрыва

$$a = 0,8(R_{\text{ч}} + R_{\text{р}}), \quad (1.5)$$

где $R_{\text{ч}}$, $R_{\text{р}}$ – радиус черпания и разгрузки экскаватора, м;

α – угол откоса уступа, °;

β – угол откоса развала взорванной породы, °;

K – коэффициент разрыхления породы;

n_1, n_2 – коэффициенты:

$n_1 = 0,6-0,7$;

$n_2 = 0,75-0,85$.

Поверхность горных пород в пределах уступа (или развала) называют забоем. Ширина забоя A зависит от радиуса черпания экскаватора R (рис. 1.2).

$$M_3 = 1,5R. \quad (1.6)$$

При $A > 1,5R$ экскаватор не полностью забирает горную массу.

Ширина рабочей площадки A должна обеспечивать безопасную работу на добычном уступе экскаватора и транспортных средств (рис. 1.3).

$$A = l_1 + a + b + c + l_2, \quad (1.7)$$

где l_1 – расстояние от верхней бровки уступа до первого ряда скважин;

a – ширина развала породы после взрыва;

b – расстояние от взорванной породы до проезжей части, равное ~ 1 м;

c – ширина проезжей части, равная $2p+q$;

p – ширина транспортных средств;

q – зазор между встречным транспортом, принимаемый не менее 0,5 м;

l_2 – ширина опасной полосы, на которой запрещается размещение средств механизации.

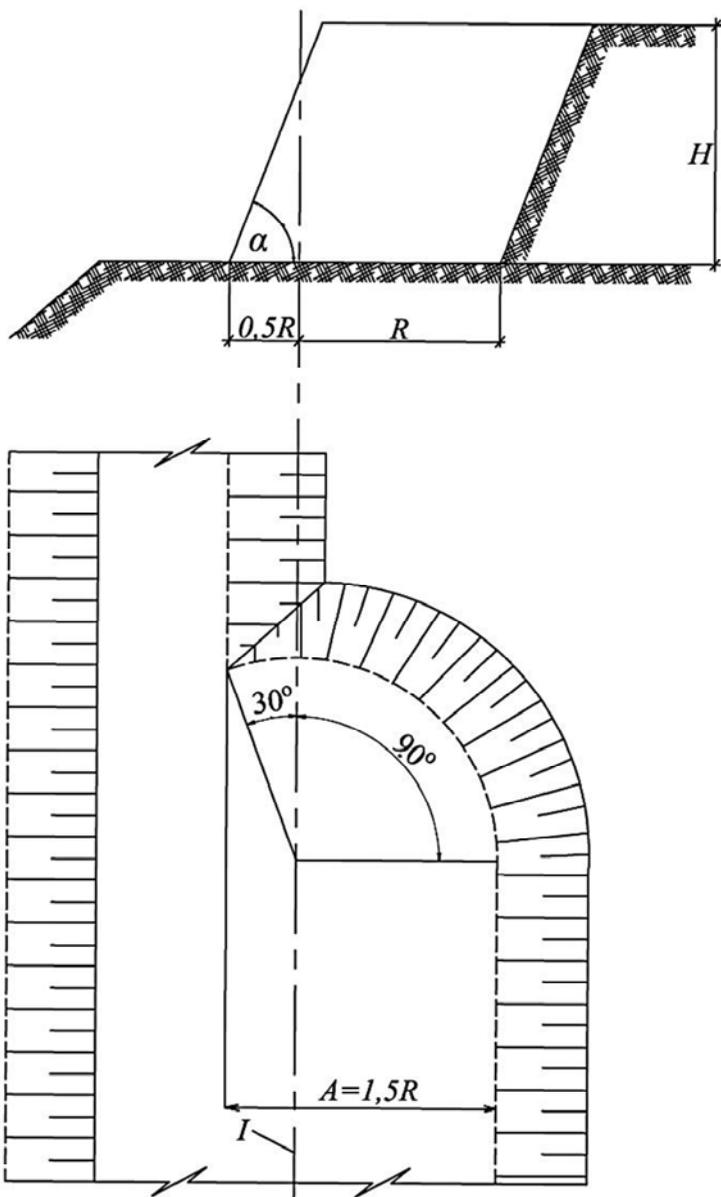


Рис. 1.2. Схема к определению ширины забоя при работе экскаватора:
 I – ось движения экскаватора

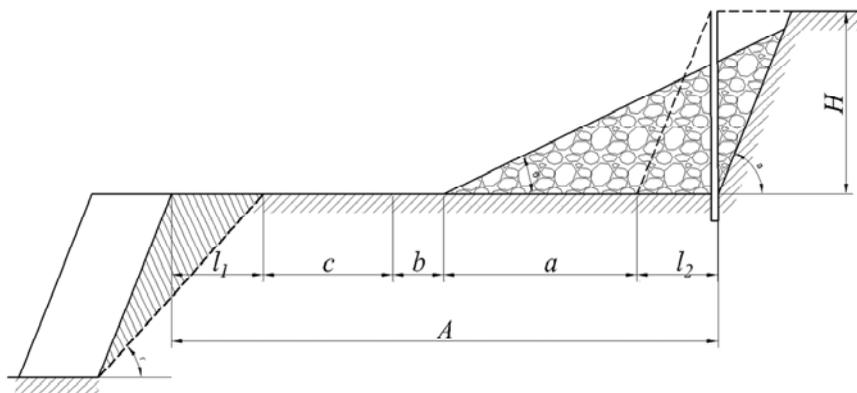


Рис. 1.3. Схема к расчету ширины рабочей площадки

Экскаватор размещается на площадке шириной $l_1 + a$. Размеры этой площадки определяют по формуле

$$l_1 + a = 1,41H \sqrt{\frac{Kn_1(1+n_2)\sin(\alpha-\beta)}{\sin\alpha\sin\beta}}. \quad (1.8)$$

Ширину основания призмы обрушения рассчитывают следующим образом:

$$l_2 = H(\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\gamma), \quad (1.9)$$

где γ – угол устойчивого откоса уступа, равный $35-60^\circ$.

Горную массу, образовавшуюся после взрыва, грузят в транспортные средства. Для погрузки используют одноковшовые экскаваторы «прямая лопата» с емкостью ковша $0,5-1 \text{ м}^2$ для притрассовых карьеров и более 1 м^2 – для промышленных.

При погрузке горной массы экскаватором «прямая лопата» в притрассовых карьерах возможны четыре схемы (рис. 1.4):

- погрузка в отвал (рис. 1.4, а);
- боковая погрузка (рис. 1.4, б и 1.4, в);
- тупиковая погрузка (рис. 1.4, г).

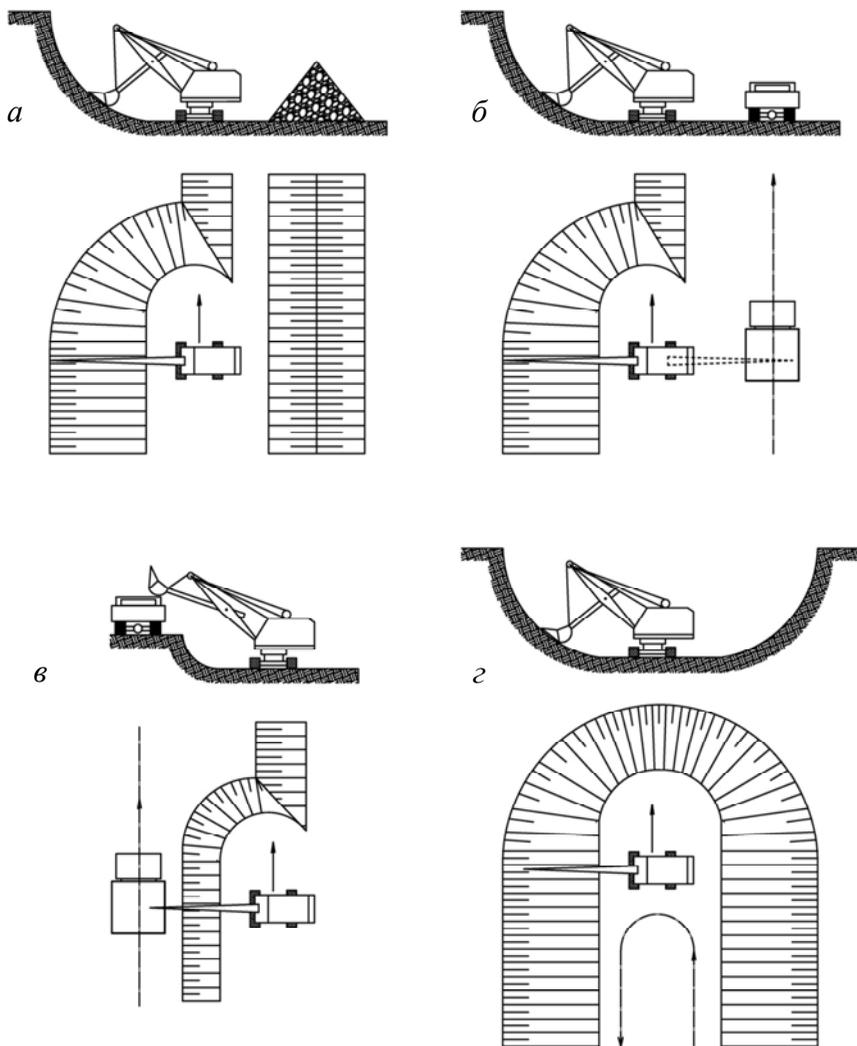


Рис. 1.4. Схемы погрузочных работ экскаватора в забое:
a – погрузка в отвал; *б* – боковая погрузка с расположением транспортных средств на уровне стоянки экскаватора; *в* – то же, с расположением транспортных средств выше уровня стоянки экскаватора; *г* – тупиковая погрузка транспортных средств (стрелками указана ось движения транспорта)

Погрузка в отвал наиболее производительна, так как экскаватор не простаивает во время несвоевременно подаваемых транспортных средств. Однако эта схема (см. рис. 1.4, *а*) применяется очень редко.

Боковая погрузка осуществляется с расположением транспортных средств на одном уровне с экскаватором. Эта схема наиболее распространена (см. рис. 1.4, *б*).

Боковая погрузка с расположением транспортных средств выше стоянки экскаватора (см. рис. 1.4, *в*) возможна только при использовании экскаваторов с удлиненной стрелой. При этом улучшаются условия работы транспорта.

Тупиковая погрузка (см. рис. 1.4, *г*) менее удобна. Условия работы транспорта значительно ухудшаются из-за необходимости разворотов в узком пространстве. Стоимость экскавации увеличивается, поскольку угол поворота стрелы возрастает до 150–180°.

Запас взорванной горной массы в забое должен обеспечивать нормальную работу экскаватора не менее, чем для 15–20 смен (во избежание частых перемещений экскаватора и необходимости организации новых забоев).

В забое необходимо создать благоприятные условия для экскавации. Необходимо подобрать такие параметры буровзрывных работ, при которых образовалось бы минимальное количество негабаритных кусков породы.

Максимальный размер кусков горной массы d_{\max} , погружаемых экскаватором, должен соответствовать емкости его ковша:

$$d_{\max} \leq 0,5\sqrt[3]{V_3}, \quad (1.10)$$

где V_3 – емкость ковша экскаватора, м³.

Негабаритные куски, обнаруженные в горной массе, транспортируют бульдозером в выработанный уступ забоя и разделяют там мелкошпуровым взрывным способом.

При автоперевозках каменных материалов производительность экскаваторов (по сравнению с использованием для перевозок железнодорожного транспорта) возрастает на 20–25 %.

Для транспортировки горной массы используют автосамосвалы грузоподъемностью 5–12 т в притрассовых карьерах и 7–40 т – в промышленных. Ширина проезжей части дорог в карьерах

принимается не менее 3,5 м для однополосного движения и 7,5 м – для двухполосного. Количество полос устанавливают расчетами в зависимости от интенсивности движения.

Тип покрытия карьерных дорог выбирают в зависимости от грузонапряженности движения. Обычно на промышленных карьерах дороги строят с цементно- и асфальтобетонными покрытиями, в при- трассовых – со щебеночными и гравийными покрытиями.

1.2. Переработка каменных материалов

Горную массу, добытую в карьере, доставляют в цехи, оборудованные стационарными или передвижными дробильно-сортировочными установками, в которых ее перерабатывают на материал заданного размера и качества.

Общий комплекс переработки каменных материалов состоит из следующих технологических операций:

- сортировки;
- дробления;
- грохочения;
- обогащения.

1.2.1. Сортировка каменных материалов

Цель сортировки – отделение от горной массы вредных примесей, ухудшающих качество готовой продукции, кусков породы, по размерам, не требующим дробления, а также крупных кусков, которые не проходят через зев дробилки.

Эти операции уменьшают объем горной массы, поступающей на дробилки, что повышает производительность и качество процесса дробления до 25 %.

Сортировка производится на неподвижных колосниковых грохотах (отделителях) и состоит из двух этапов.

На первом этапе отделяют крупные негабаритные куски, которые не должны попасть в приемный зев дробилки, на втором – отделяют чистые фракции, размер которых равен фракциям, выходящим после дробления.

Отделители устанавливают под углом 40–50° к горизонту, что обеспечивает самотечное движение материала по колосникам без задержки.

1.2.2. Дробление каменных материалов

Цель дробления горной массы на щебень – раздробить крупные куски до заданных размеров. Эта технологическая операция самая энергоемкая. Общим показателем ее эффективности является коэффициент дробления горной массы:

$$i = \frac{d_1}{d_2}, \quad (1.11)$$

где d_1, d_2 – наибольший размер частиц породы до и после дробления соответственно.

Величина d_1 определяется размером приемного отверстия (зева) дробилки B . Работа дробилки возможна лишь при подаче в нее камня размером $d_1 \leq 0,8B$.

Степень дробления зависит от типа дробилки, прочности камня и заданных размеров фракций. Чем выше степень дробления, тем значительнее энергетические затраты на дробление и ниже производительность этого процесса.

Различают крупное, среднее, мелкое дробление и помол (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Виды дробления каменных материалов

Диаметр размеров частиц после дробления, мм	Степень дробления i	Наименование дробления
70–300	3–10	Крупное
20–70	3–10	Среднее
1–20	10–30	Мелкое
менее 1	200–1000	Помол

Потребность в получении различных по размерам частиц продуктов дробления привела к необходимости создания различных дробильных машин (рис. 1.5). По конструкции и принципу работы их делят:

- на щековые;
- конусные;
- валковые;
- молотковые и роторные;
- мельницы.

Щековые дробилки применяют для крупного и среднего дробления (см. табл. 1.3) горных пород средней и высокой твердости. Различают два типа таких дробилок: с простым движением щеки (траектория – дуга окружности); со сложным движением щеки (траектория – замкнутый эллипс). Производительность щековых дробилок достигает 300 м³/ч.

В дробилках с простым движением щеки (рис. 1.5, а) подвижная щека 12 с дробящей плитой 2 шарнирно подвешена на оси 3. Эксцентриковый вал 5 с маховиком-шкивом 4 установлен на станине 6. На эксцентриковой части вала 5 подвешен шатун 10, который при вращении вала совершает возвратно-поступательное движение вверх-вниз и передает через распорные плиты 11 движение подвижной щеке, нижний конец которой прижимается к распорной плите пружиной 9 через тягу 8. Неподвижной щекой служит передняя часть станины с дробящей плитой 1. Ширину разгрузочной щели изменяют регулировочным устройством 7.

Дробилку приводит в действие электродвигатель через клиноременную передачу. За один оборот эксцентрикового вала подвижная щека совершает одно качание. При сближении подвижной щеки с неподвижной происходит раздавливание материала, а при удалении – его выгрузка.

Щековая дробилка со сложным движением (качением) щеки (рис. 1.5, б) имеет одну распорную плиту 11; подвижная щека – шатун 12 с дробящей плитой 2 – подвешена на эксцентриковую часть приводного вала 5. Распорная плита через механизм изменения разгрузочной щели 7 опирается на заднюю стенку станины 6. Подвижная щека прижимается к распорной плите 11 через тягу 8. Клиноременная передача передает вращение приводному валу от двигателя через маховик-шкив, посаженный на эксцентриковый вал.

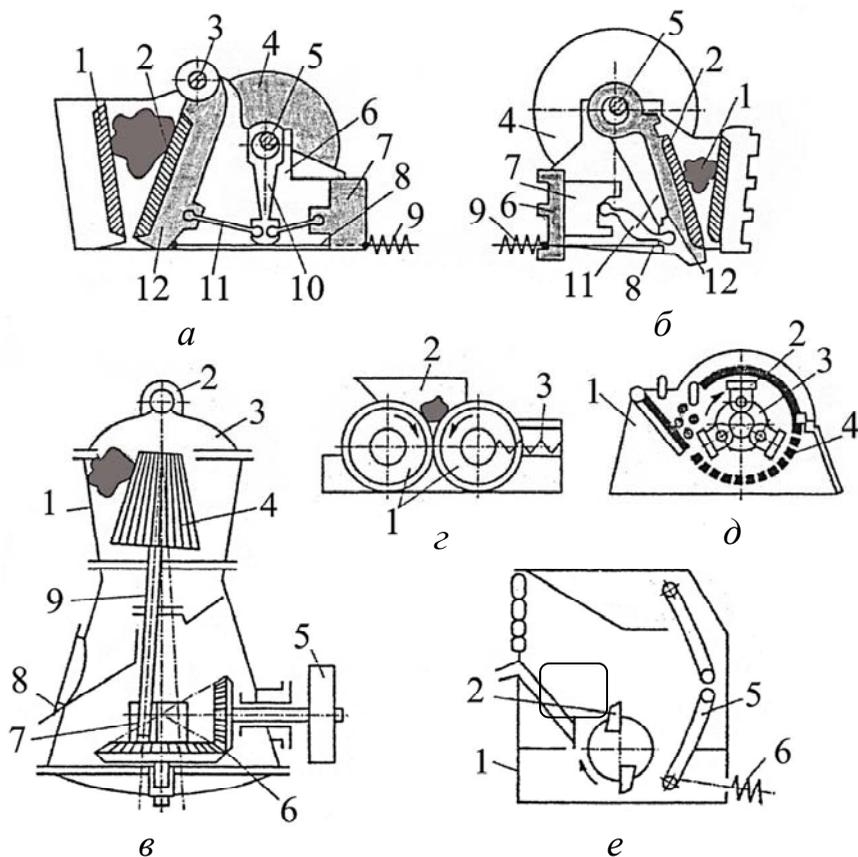


Рис. 1.5. Схемы дробилок:

a – щековая с простым движением щеки; *б* – щековая со сложным движением щеки; *в* – конусная; *г* – валковая; *д* – молотковая; *е* – роторная.

Типоразмер щековой дробилки определяет ширина B и длина L приемного отверстия. Произведение $B \times L$ является главным параметром щековых дробилок. В настоящее время такие дробилки выпускаются от 250×400 до 1500×2100 мм.

Ширина приемного отверстия определяет максимально возможную крупность кусков, загружаемых в дробилку (не должны превышать $0,85B$).

Щековая дробилка с простым движением щеки применяются для крупного дробления каменных материалов различной прочности.

Для среднего дробления используются щековые дробилки со сложным движением щеки ($i = 3-5$). Они на 25–30% производительнее обычных щековых дробилок и имеют примерно в два раза меньшую металлоемкость. Однако у них сравнительно короткий срок службы футеровки щек.

Техническую производительность щековых дробилок определяют по формуле, $\text{м}^3/\text{ч}$:

$$P_T = 60Vn\mu, \quad (1.12)$$

где V – объем материала, выпадающего через разгрузочную щель за один оборот эксцентрикового вала, м^3 ;

$n = 200-250 \text{ мин}^{-1}$ – частота вращения эксцентрикового вала, соответствует частоте качаний подвижной щеки;

$\mu \approx 0,30-0,65$ – коэффициент, учитывающий наличие пустот между дробимыми камнями.

Производительность щековой дробилки, $\text{м}^3/\text{ч}$, также можно определить по формуле

$$P = K_1 K_2 P_{\min} + (P_{\max} - P_{\min}) \frac{b - b_{\min}}{b_{\max} - b_{\min}}, \quad (1.13)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий дробимость породы, он равен 1 для прочных пород, 1,25 – для пород средней прочности;

K_2 – коэффициент, учитывающий отношение фактического насыпного веса материала к насыпному весу по паспорту дробилки;

P_{\min} , P_{\max} – минимальная и максимальная производительность дробилки по паспорту соответственно при минимальной b_{\min} и максимальной b_{\max} щели;

b – ширина щели дробилки, при которой дробится порода, мм.

Конусные дробилки служат для измельчения каменных материалов средней и большой твердости и предназначены для крупного, среднего или мелкого дробления.

Основой конструкции конусных дробилок являются два усеченных конуса: неподвижный 1 и подвижный 4 (рис.1.5, в). Подвижный конус заклинен на валу 9, нижний конец которого свободно входит в эксцентрично расположенное отверстие стакана 7, получающего вращение от приводного шкива 5 через зубчатую передачу 6. Верх-

ний конец вала 9 подвешен шаровой пятой 2 на траверсе 3. В местах сближения подвижного и неподвижного конусов происходит дробление камня, а на противоположной стороне, где поверхности конусов расходятся, измельченный камень опускается под действием собственной массы на лоток 8. Ширина загрузочного кольца этих дробилок для отечественных машин составляет 300–1500 мм.

Максимальная крупность камней, загружаемых в дробилку, не должна превышать 75–80 % ширины загрузочного отверстия. Конусные дробилки обеспечивают степень дробления 3–12 и производительность 12–380 м³/ч. Техническая производительность может быть рассчитана по формуле (1.12).

Конусные дробилки, по сравнению со щековыми, расходуют меньше энергии и выдают более равномерный по крупности щебень. Их недостатки – большие габаритные размеры и масса, сложность обслуживания и ремонта.

Для крупного дробления очень прочных пород применяют коротко конусные дробилки. Они имеют высокую производительность (40–310 м³/ч), простое устройство, обеспечивают значительную степень измельчения ($i = 10–15$).

Валковые дробилки служат для измельчения мягких пород, а также для вторичного дробления каменных материалов средней и большой твердости. Их производительность колеблется от 10 до 120 м³/ч, при этом степень измельчения при дроблении твердых и средних пород достигает 4, а хрупких – 8–15.

Валковые дробилки (рис. 1.5, з) состоят из двух гладких или зубчатых валков 1, вращающихся навстречу друг другу. Камень, загружаемый через воронку 2, защемляется рабочими поверхностями валков, увлекается в сужающееся пространство между ними, измельчается и выпадает вниз. Один из валков делают подвижным с упором пружины 3. При попадании в дробилку кусков более прочных, чем может измельчить дробилка, подвижный валок отодвигается, сжимая пружины, и пропускает этот кусок нераздробленным вниз между валками. Затем под действием пружин подвижный валок устанавливается в первоначальное положение. Окружная скорость на поверхности валков – 2–5 м/с, что соответствует частоте их вращения 40–250 мин⁻¹.

Типоразмер валковой дробилки характеризуют диаметр D_B и длину L_B валков. Их главный параметр – произведение D_B и L_B .

В настоящее время выпускают валковые дробилки диаметром 200–1500 мм и длиной L_v , составляющей 40–100 % от их диаметра.

Молотковые и роторные дробилки (рис. 1.5, *д* и 1.5, *е*) – это дробилки ударного действия, которые служат для дробления известняков и хрупких каменных материалов. Их производительность – 40–400 м³/ч, а степень измельчения достигает 25. Дробилки изготовляют с загрузочным отверстием шириной до 1400 мм, что позволяет загружать камни крупностью до 1100 мм. Дробление в молотковых и роторных дробилках основано на ударе кусков исходного материала молотками 2, шарнирно подвешенными на роторе 3 в молотковых дробилках и жестко закрепленными молотками-билами 2 – в роторных. Окружная скорость молотков (бил) составляет 30–40 м/с. Раздробленный материал в молотковых дробилках выгружают через колосниковую решетку 4, установленную на станине 1 ниже ротора. В роторных дробилках необходимый размер выходной щели (пространство между окружностью вращения ротора и нижним концом отражательной плиты 5) устанавливают с помощью пружинно-регулирующего устройства 6.

Дробилки ударного действия применяются для крупного, среднего и мелкого дробления. Они обеспечивают очень высокую степень измельчения: на первой ступени дробления $i = 10–16$, на второй – $i = 30–40$.

Эффективность дробящих машин оценивают расходом удельной энергии на 1 м³ дробленого продукта

$$\mathcal{E}_{\text{уд}} = \frac{E}{\Pi}, \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3, \quad (1.14)$$

где E – энергия, затраченная на дробление, кВт;

Π – производительность дробилки, м³/ч.

Дробилки ударного действия отличаются от щековых и конусных меньшей массой и пониженным удельным расходом энергии, большей надежностью в работе и высокой производительностью.

Производительность роторной дробилки можно рассчитать по формуле

$$\Pi = \frac{K_1 l D^{1+n}}{V_0 N^n}, \quad (1.15)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий тип дробилки ($K_1 = 0,7-0,9$);
 l – длина ротора, м;
 D – диаметр ротора, м;
 V_0 – окружная скорость ротора, м/с;
 N – количество молотков на роторе;
 n – показатель, зависящий от системы дробилки ($n = 0,5$).

Мельницы. Этот тип машин применяют для измельчения каменных материалов до частиц, мельче 5 мм.

От дробилок мельницы отличаются более тонким помолом материала и используются для получения минерального порошка – компонента асфальтобетонной смеси. Схемы мельниц приведены на рис. 1.6.

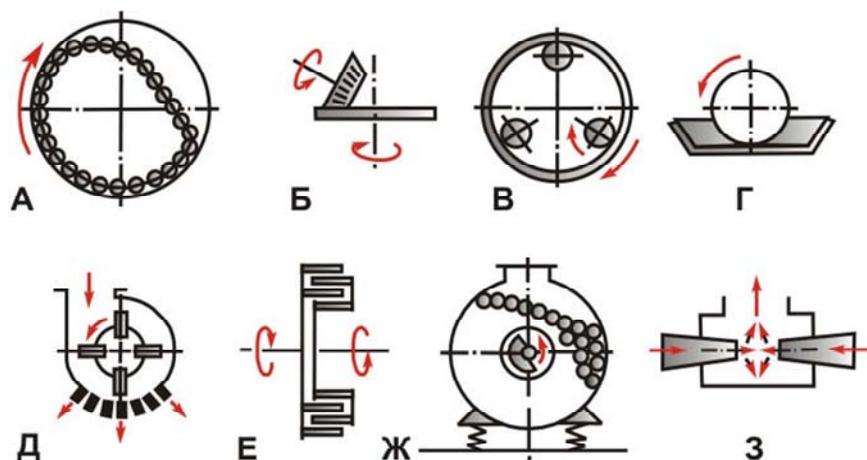


Рис. 1.6. Схемы мельниц:

а – шаровая; *б* – роликовая; *в* – кольцевая; *г* – бегуны; *д* – молотковая;
е – пальцевая (дезинтегратор); *ж* – вибрационная; *з* – струйная

Наиболее часто помол осуществляют в барабанных шаровых и стержневых мельницах, которые обеспечивают высокую тонкость и однородность помола. Материал загружают в барабан, заполненный металлическими шарами или стержнями, изготовленными из марганцевой или хромистой стали, а иногда из отбеленного чугуна. Диаметр шаров и стержней составляет 40–135 мм. При вращении барабана материал измельчается свободно перекатывающимися шарами или стержнями.

Основные параметры шаровой мельницы – внутренний диаметр и длина барабана. Для цилиндрической мельницы соотношение этих параметров составляет 1–2, для трубной 3–6.

Наибольшие объемы измельчения материалов приходится на барабанные мельницы больших размеров.

Разрушение материала в барабанных мельницах происходит под действием ударных нагрузок и истирающих усилий. В качестве мелющих тел используют металлические шары или цилиндрические стержни, изготавливаемые из марганцевистой или хромистой стали. Общий объем мелющих тел составляет примерно 40–50 % от рабочего объема мельницы. Диаметр стержней и шаров составляет 40–135 мм.

1.2.3. Грохочение каменных материалов

Цель грохочения щебня – разделение дробленой породы на фракции. Например, для приготовления плотных асфальтобетонных смесей I марки СТБ 1033-2004 требует применять щебень следующих фракций круглых сит, мм:

- от 2,5 до 5 включительно;
- свыше 5 до 7,5 включительно;
- свыше 7,5 до 10 включительно;
- свыше 10 до 15 включительно;
- свыше 15 до 20 включительно;
- свыше 20 до 25 включительно;
- свыше 25 до 30 включительно;
- свыше 30 до 40 включительно;
- свыше 40 до 50 включительно;
- свыше 50 до 60 включительно;
- свыше 60 до 75 включительно;
- свыше 75 до 90 включительно;
- свыше 90 до 105 включительно;
- свыше 105 до 120 включительно;
- свыше 120 до 150 включительно;
- свыше 150 до 200 включительно.

В дорожном строительстве в общем случае размер фракций щебня стандартизирован (мм):

- 5–10;
- 10–20;
- 20–40;
- 40–70.

Грохочение производят с помощью сортировочных машин-грохотов с рассеивающей поверхностью в виде решета, сита (рис. 1.7) и колосников.

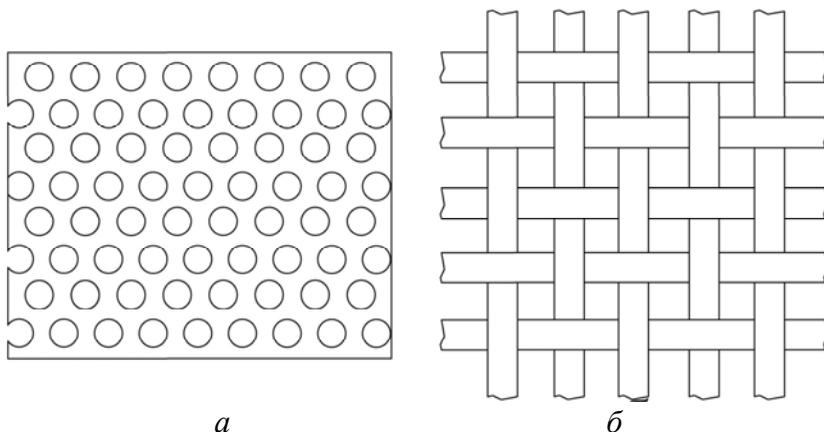


Рис. 1.7. Просеивающие поверхности грохота:
a – решето; *б* – сито

Колосники – это просеивающая поверхность из параллельных профилированных металлических брусков.

Решето – это металлические или армированные резиновые листы с круглыми отверстиями. *Сито* представляет собой сетку с ячейками определенной формы и размера, изготовленную из плетеных сваренных металлических прутков или армированных резиновых шнуров.

Схемы механических грохотов приведены на рис. 1.8.

В зависимости от формы просеивающих поверхностей грохоты бывают плоскими (рис. 1.8, *a*) и барабанными (рис. 1.8, *б*). Плоские грохоты могут быть неподвижными и подвижными. К неподвижным плоским грохотам относятся колосниковые решетки, перекрывающие бункера, или устанавливаемые перед дробилками. Размер между щелями составляет 25–30 мм.

Подвижные плоские грохоты делятся на качающиеся и вибрационные. Качающиеся грохоты (рис. 1.8, *a*) применяют для просеивания песка. Они состоят из подвешенного сита *1*, колеблющегося с помощью кривошипно-шатунного механизма *2*. Частота вращения приводного вала равна 5–8 с⁻¹.

Большое применение получили вибрационные грохоты. Их подразделяют на инерционные (рис 1.8, *в* и 1.8, *г*) и эксцентровые (рис. 1.8, *д*).

По траектории движения рабочего органа различают вибрационные грохоты с круговыми (рис. 1.8, в и 1.8, д) и направленными (рис. 1.8, з) колебаниями.

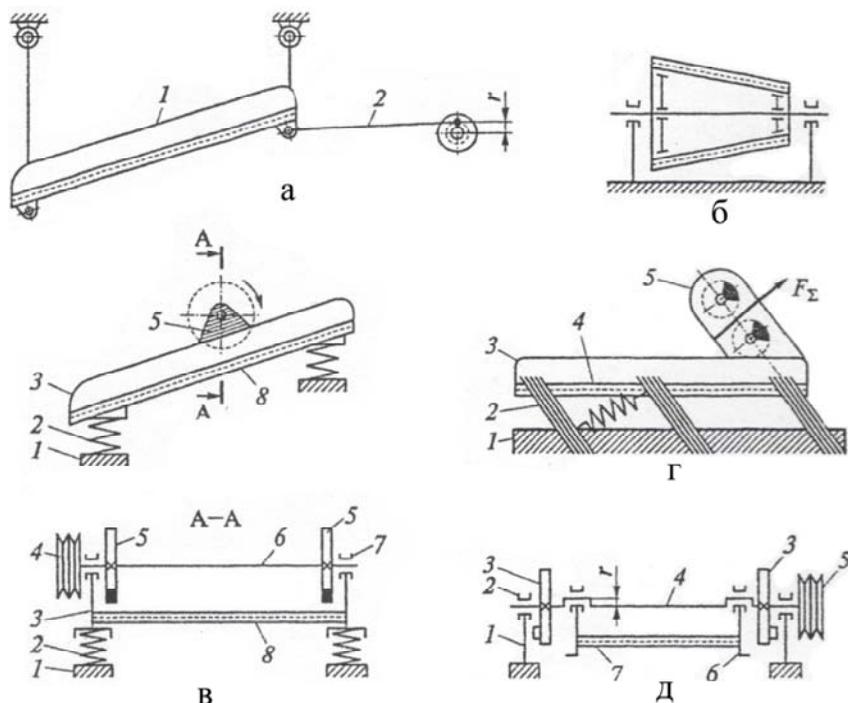


Рис. 1.8. Принципиальные схемы механических грохотов

Инерционные грохоты обеспечивают сортировку материала в результате вибрации, возникающей под действием сил инерции вращающихся неуравновешенных масс (дебалансов).

Грохот с вибратором круговых колебаний (рис. 1.8, в) состоит из неподвижной 1 и подвижной 3 рам, соединенных между собой пружинными амортизаторами 2. На подвижной раме 3 укреплены сита 8 и подшипники 7 вибрационного вала 6, который вместе с дебалансами 5 приводится во вращение клиноременной передачей 4 от электродвигателя.

Под действием вынуждающей силы вибратора частицы сортируемого материала подбрасываются на сите за счет наклонной поверхо-

сти (10–25°), перемещаются вдоль него. Частота колебаний сита – порядка 14 Гц, а амплитуда колебаний – 4,0–4,5 мм. Следует отметить, что величины указанных параметров могут регулироваться в зависимости от гранулометрического состава сортируемого материала.

Установлено, что более эффективное сортирование достигается на грохотах с вибраторами направленного действия (см. рис. 1.8, з). Это осуществляется следующим образом. Подвижная 3 и неподвижная 1 рамы этого грохота соединены между собой амортизаторами в виде пластинчатых рессор 2, параллельно которым расположена линия центров дебалансовых валов вибратора 5. Привод вибратора осуществляется с помощью клиноременной передачи от электродвигателя.

Горизонтальные виброгрохоты чаще всего имеют по два сита, колеблющихся с частотой около 12 Гц и амплитудой 8–12 мм.

Эксцентрикковые грохоты (см. рис. 1.8, д) сортируют материал за счет колебаний подвижной рамы б с ситами 7, закрепленной на эксцентрически смещенных шейках вала 4. На валу установлен шкив 5, получающий вращение от электродвигателя через клиноременную передачу. Вращение эксцентрикового вала вызывает колебание подвижной рамы с постоянной амплитудой. Эксцентриковый вал вращается в подшипниках 2 неподвижной (основной) рамы 1. Вибрационное воздействие на неподвижную раму уменьшается благодаря противовесам 3. При вращении эксцентрикового вала 4 подвижная рама б совершает круговые движения, направленные навстречу потоку материала, что способствует лучшему сортированию. Амплитуда колебаний равна 3–5 мм при частоте колебаний 15–24 Гц. Амплитуда колебаний сит в эксцентриковых грохотах, в отличие от инерционных, не зависит от загрузки грохота и частоты вращения вала. Техническая производительность вибрационных грохотов, м³/ч:

$$P_T = Sqk_1k_2k_3k_4, \quad (1.16)$$

где S – площадь сита грохота, м²;

q – удельная производительность 1 м² сита, м²/ч, (при увеличении размера квадратных отверстий сит 5–70 мм $q = 12–82$);

k_1 – коэффициент, учитывающий процент содержания зерен нижнего класса в исходном материале ($k_1 = 0,58; 1,00$ и $1,25$ при 10, 60 и 90 %-м содержании зерен нижнего класса в исходном материале);

k_2 – коэффициент содержания зерен в нижнем классе, размеры которых меньше 0,5 размера отверстия ($k_2 = 0,63; 1,00$ и $1,37$ при 10; 50 и 90 %-м содержании зерен в нижнем классе, размеры которых менее 0,5 размера отверстия сита);

k_3 – коэффициент, учитывающий угол наклона грохота ($k_3 = 0,5; 0,8; 1,0$ и $1,37$ при угле наклона сит 10; 15; 18 и 22°);

k_4 – коэффициент, учитывающий неравномерность загрузки грохота и его конструкцию ($k_4 = 0,65–0,80$ для горизонтального и $k_4 = 0,5–0,6$ для наклонного виброгрохота).

Каменный материал, добытый в карьерах и переработанный (прошедший дробление и сортировку грохочением), содержит загрязняющие примеси: глину, остатки «вскрыши» и другие материалы, ухудшающие качествоготавливаемых в дальнейшем дорожных и общестроительных бетонов.

При мелкой загрязненности (менее 5 %) гравий и щебень крупностью менее 70 мм промывают в процессе сортировки на грохотах, поливая струей воды из труб, расположенных над поверхностью грохота.

Материал крупностью 300–350 мм промывают на барабанных гравиемойках-сортировках производительностью до 100 м³/ч при расходе воды, равном 2 л на 1 м³ материала.

Для промывки каменных материалов, загрязненных глинистыми примесями, применяют лопастные мойки, выполненные в виде корыта, внутри которого навстречу друг другу вращаются два лопастных вала. Встречное движение материала и воды, подаваемой между валами с интенсивным перемешиванием, обеспечивает промывку с меньшим расходом воды.

В дорожном строительстве дробление и грохочение каменных материалов чаще всего осуществляется на передвижных дробильно-сортировочных установках, располагаемых непосредственно в карьерах. При этом внутрикарьерные перевозки или транспортирование горной массы на камнедробильные заводы сокращается до минимума.

1.2.4. Обогащение каменных материалов

Обогащение каменных материалов состоит в удалении слабопрочных фракций из горной породы.

Из одного и того же месторождения (карьера) может добываться неоднородная порода со значительным отличием сопротивления

сжатию – от 250 до 900 кг/см². При этом фракционный щебень из такого сырья также получается неоднородным по прочностным характеристикам. В связи с этим для изготовления качественных полуфабрикатов необходимо разделить каменные материалы на фракции одинаковой прочности, например (кг/см²):

- 300–400;
- 400–600;
- 600–900.

Этот процесс получил обобщенное название – обогащение. В настоящее время теоретически обосновано несколько принципов обогащения щебня и гравия. Из них наиболее распространены следующие:

- избирательного (прочностного) обогащения;
- обогащения по упругим свойствам материала;
- гравитационного обогащения;
- обогащения в тяжелых суспензиях.

Принцип избирательного (прочностного) обогащения основан на учете сопротивления раздавливанию щебенки различной прочности в дробилке. При дроблении щебенка измельчается и при грохочении удаляются фракции слабых горных пород. Такое обогащение лучше производить на молотковых и роторных дробилках, обеспечивающих меньшую степень измельчения.

Эффективность избирательного дробления можно повысить, если перед дроблением пропускать материал через водяную ванну. При водонасыщении слабые породы, как более влагоемкие, быстрее размокают, лучше дробятся и поддаются грохочению, что обеспечивает их эффективное отделение от прочных горных пород.

Принцип обогащения по упругим свойствам основан на учете различных упругих свойств материалов при воздействии на них ударной нагрузки. При ударе с одинаковой силой куски горной породы отскакивают на различные расстояния, имеют различные траектории и углы падения в зависимости от их прочности.

Для реализации этого принципа обогащения применяют механический классификатор (сепаратор), разделяющий щебень на различные фракции по их упругим (прочностным) свойствам (рис. 1.9).

Классификатор работает эффективно при условии, что фракционный щебень через течку подается в один ряд (монослоем). Если классификатор имеет несколько последовательно установленных барабанов, то щебень можно сортировать по прочности на несколько фракций.

Принцип гравитационного обогащения основан на учете скорости падения кусков разного объемного веса (разной прочности) в различных средах – жидкости, воздухе и др.

Материал, подлежащий гравитационному обогащению, рассеивается на фракции разной крупности и подается в осадочные камеры навстречу восходящей струе воды. Породы меньшей прочности и более легкие концентрируются в верхней части, более прочные и тяжелые – в нижней.

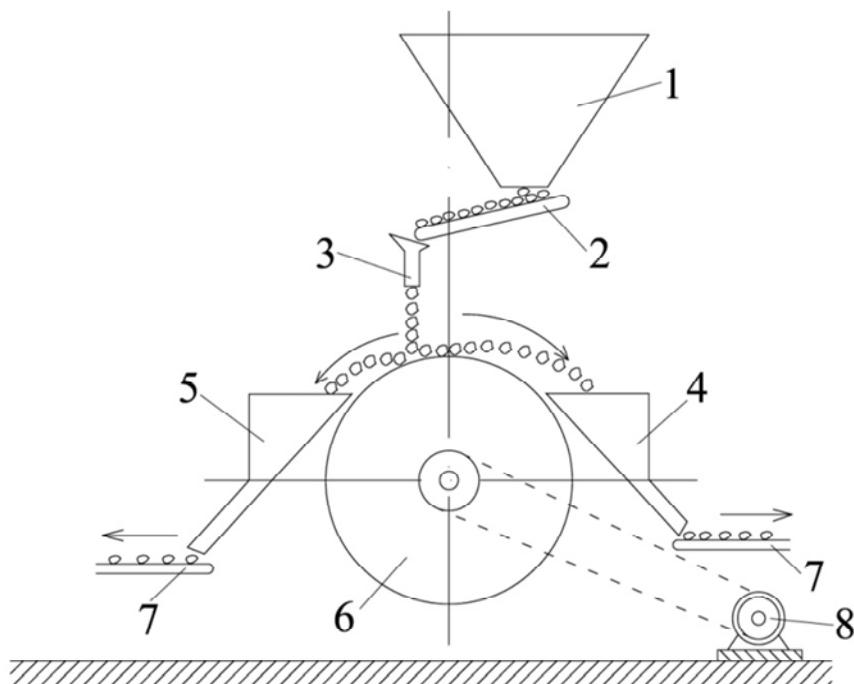


Рис. 1.9. Избирательное обогащение каменных материалов на механическом классификаторе (сепараторе):

1 – бункер; 2 – питатель; 3 – течка; 4 – воронка для материала пониженной прочности; 5 – то же, повышенной прочности; 6 – классифицирующий барабан; 7 – транспортеры; 8 – электродвигатель

Производительность такого процесса – до 25 м^2 в сутки на 1 м^2 площади машины; на 1 м^3 щебня расходуется до 5 м^3 воды и около $0,1 \text{ кВт}$ электроэнергии.

Разновидностью гравитационного обогащения является классификация щебня или гравия на воздушных сепараторах в «кипящем слое» (рис. 1.10).

Вентилятор подает воздух в классификатор. В результате давления воздуха снизу каменный материал встречает сопротивление и в течение некоторого времени находится в плавающем состоянии; мелкие частицы как бы вскипают в этом слое. В зависимости от объемного веса каменного материала крупные фракции падают вниз, мелкие – оттесняются воздушной струей и отделяются от крупных.

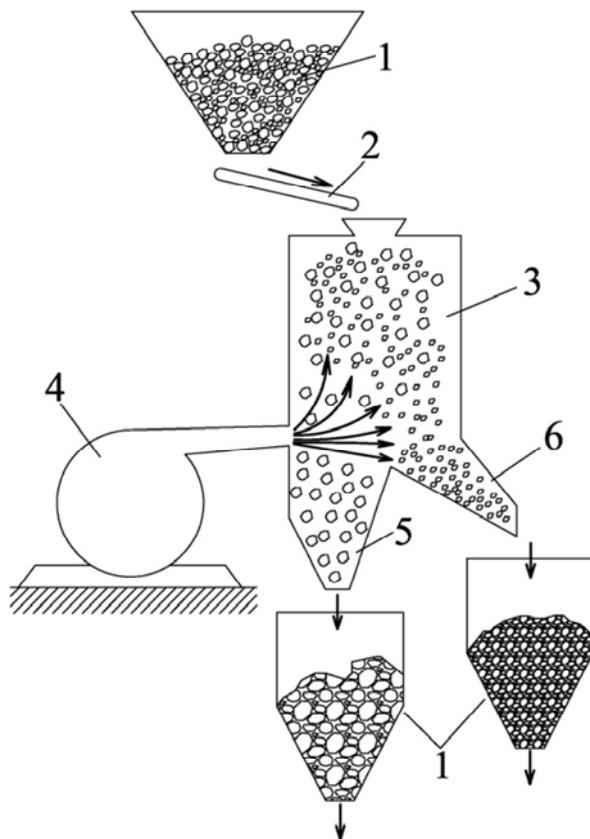


Рис. 1.10. Схема обогащения щебня или гравия в «кипящем слое»:
1 – бункеры; 2 – питатель; 3 – воздушный классификатор; 4 – вентилятор;
5 – крупные фракции материала; 6 – мелкие фракции

Воздушные классификаторы имеют меньшую производительность, чем водяные. Они используются для классификации мелкокускового щебня повышенной пористости и водонасыщенности, когда классификация в водной среде малоэффективна.

Принцип обогащения в тяжелых суспензиях основан на разделении материала по плотности при падении в вязких средах.

Каменный материал, средняя плотность которого превышает плотность суспензии, оседает, а более легкие фракции всплывают.

Технология обогащения по этому принципу (рис. 1.11) состоит из предварительного разделения материала в барабанных сепараторах, приготовления и регенерации суспензии, состоящей из утяжелителя (Fe_2O_3 , FeSi , $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeSi}$) и воды, а также из последующего обогащения. Процесс регенерации суспензии состоит из ее отделения от обогащенных каменных материалов, последующего намагничивания, сгущения и обеспечения требуемой плотности.

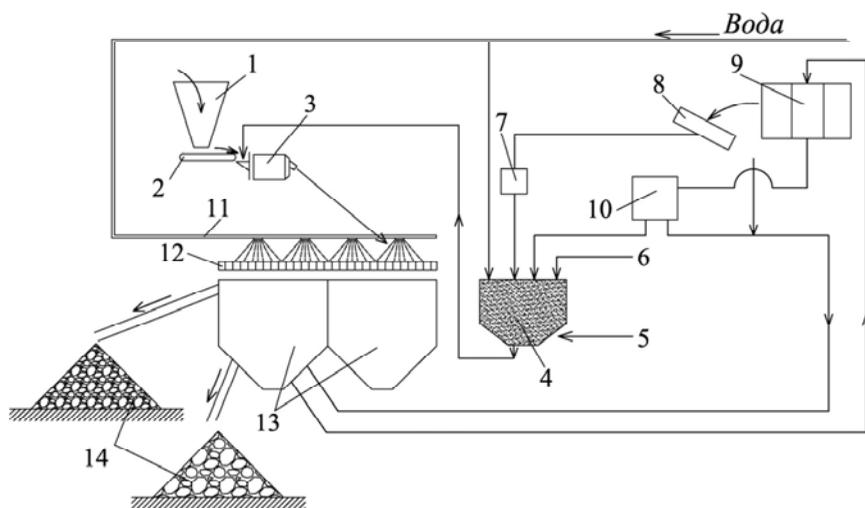


Рис. 1.11. Схема обогащения каменных материалов в тяжелых суспензиях:
 1 – приемный бункер; 2 – питатель; 3 – барабанный сепаратор; 4 – камера для приготовления суспензий; 5 – подача сжатого воздуха от компрессора для перемешивания суспензии; 6 – подача утяжелителя; 7 – размагничивающий аппарат; 8 – классификатор-уплотнитель; 9 – магнитные сепараторы; 10 – сборная ванна; 11 – подача воды для промывки каменного материала; 12 – грохот; 13 – бункеры для обогащения; 14 – склад обогащенного материала

1.3. Добыча и переработка гравия и песка

Гравийно-песчаные материалы состоят из песка, гравия и валунов. Это рыхлые обломочные горные породы – продукты разрушения скальных осадочных пород.

При строительстве автомобильных дорог, приготовлении дорожных бетонов широко применяют гравий, щебень из гравия и песок.

Работы по добыче и переработке гравия и песка состоят из следующих технологических операций:

- подготовительных;
- вскрышных;
- добычных;
- переработки сырья на стандартный материал.

1.3.1. Подготовительные и вскрышные работы

Подготовительные и вскрышные работы ведутся так же, как и при разработке месторождения камня. Обычно мощность вскрыши гравийных и песчаных месторождений мала и не превышает 1–3 м, поэтому технология этих работ значительно упрощается.

1.3.2. Добыча гравия, песка, гравийно-песчаной смеси

Добыча гравия, песка, гравийно-песчаной смеси имеет ряд особенностей:

– поскольку залежи этого сырья маломощны, то их разработка ведется в один уступ;

– песок и гравий часто загрязнены различными примесями, что вызывает необходимость в их промывке и сортировке. Если вблизи карьера есть водоемы, эффективно добывать и перерабатывать материалы гидромеханизированным способом;

– как правило, сырье добавляют без применения буровзрывных работ.

Гравий и песок добывают несколькими способами. Основным критерием выбора способа добычи является степень обводнения месторождения. В сухих месторождениях, если полезное ископаемое расположено выше уровня грунтовых вод, его добывают обычным способом с применением экскаваторов, скреперов, бульдозеров. Песок и гравий предварительно загружают в эстакадные бун-

керы, из которых они затем попадают в транспортные средства. Разработку ведут послойно (иногда возможно предварительное рыхление рыхлителем).

В сырых месторождениях в зависимости от степени обводнения используют грейферы (малая глубина воды в забое – 1–1,5 м), при большой площади обводнения и глубине воды 2–2,5 м применяют драглайны.

В мокрых месторождениях, когда верхняя часть забоя находится под водой, добычу гравия и песка ведут гидромеханизированным способом. При значительной площади обводнения и глубине воды 2,5–3 м добычу целесообразнее вести землесосным снарядом. Гравий и песок намывают в штабеля высотой до 5 м, из которых их берут на переработку.

Гидромеханизированная добыча обеспечивает высокую производительность труда и качество продукции (получают промытый песок и гравий). Однако этот метод эффективен только при наличии больших запасов полезного ископаемого и воды.

В мокрых месторождениях добычу песчано-гравийных смесей ведут с применением гидромониторов и земснарядов. При добыче плавающими земснарядами разрыхление горной породы осуществляется механическим или гидравлическим способом. Размыв породы при гидравлическом способе производится под действием всасывающего напора, создаваемого у наконечника всасывающей трубы. Силой напора частицы породы отрываются от массива и засасываются вместе с водой. Скорость воды для размыва песка составляет 0,3–0,7 м/с.

Производительность землесосных установок при добыче песчано-гравийного сырья определяется по формуле

$$\Pi = \frac{\Pi_{\text{к}}(1 - n + q)}{TK_{\text{в}}}, \quad (1.17)$$

где $\Pi_{\text{к}}$ – сменная потребность в песчано-гравийной массе, перерабатываемой на установках, м³;

n – пустотность сырья, равная 0,3–0,4;

q – удельный расход воды, м³/м³;

T – продолжительность смены, ч;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования времени в течение смены ($K_{\text{в}} = 0,85–0,90$).

Необходимое количество землесосных установок

$$N = \frac{\Pi}{\Pi_y}, \quad (1.18)$$

где Π_y – нормативная производительность установки, м³/ч.

Необходимый напор землесоса (м вод. ст.) определяют по формуле

$$H = h_{\Pi} + h_b + h_l + h_m + h_{\Gamma} + h_o, \quad (1.19)$$

где h_{Π} – расчетная высота подъема

$$h_{\Pi} = h_1 \rho_{\Pi}, \text{ м,}$$

где h_1 – разность отметок оси землесоса и выпуска всасываемого продукта, м;

ρ_{Π} – плотность твердого всасываемого продукта с водой, м/м³;

h_b – расчетная высота всасывания добываемого продукта

$$h_b = h_{\Gamma} \rho_{\Pi}, \text{ м,}$$

где h_{Γ} – разность отметок оси землесоса и горизонта добываемого продукта, м;

h_l – потери напора по длине трубопровода с добываемым продуктом, определяемые расчетом:

$$h_l = L i_{\text{тр}}, \text{ м,}$$

где L – длина трубопровода, м;

$i_{\text{тр}}$ – потери напора на трение в трубопроводе;

h_m – местные потери, м,

$$h_m = 0,1 h_l, \text{ м,}$$

h_{Γ} – потери напора на всасывающем трубопроводе (насадке), м;

h_o – остаточный напор при выпуске всасываемого продукта (около 0,5–1 м вод. ст.)

Горная масса, добытая землесосом, транспортируется в места дальнейшей переработки. Гидротранспортировка горной массы –

трудоемкая операция, поскольку в транспортируемой массе встречаются крупные куски горной породы. Транспортировка осуществляется по металлическим трубам.

Проектирование напорного гидротранспорта горной массы состоит из трех этапов:

I – расчет диаметра трубопровода на основе учета движения в нем пульпы (транспортируемых твердых частиц в водной среде);

II – расчет гидравлических потерь в пульпопроводе с определением потребного напора землесоса;

III – на основе вычисленных производительности землесосной установки II и необходимого напора землесоса H по каталогам подбирают требуемый землесос.

Расчеты по I этапу производят в следующей последовательности:

1. Задаются диаметром пульпопровода из условия, чтобы фактическая скорость $V_{\text{ф}}$ движения пульпы была больше или равна критической скорости $V_{\text{кр}}$

$$V_{\text{ф}} \geq V_{\text{кр}}.$$

Фактическая скорость движения пульпы в пульпопроводе определяется по формуле

$$V_{\text{ф}} = \frac{4\Pi_y}{3600\pi D^2}, \text{ м/с}, \quad (1.20)$$

где Π_y – нормативная производительность землесосной установки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

D – диаметр пульпопровода, м.

2. Критическая скорость движения песчано-гравийной пульпы при $D > 0,2$ м определяется по следующей формуле:

$$V_{\text{кр}} = 9,8\sqrt[3]{D}\sqrt[4]{W} \left(\frac{\rho_{\text{п}}}{\rho_0} - 0,4 \right), \text{ м/с}, \quad (1.21)$$

где W – средняя гидравлическая крупность частиц транспортируемого материала, м/с, определяется в зависимости от диаметра частиц транспортируемого материала (табл. 1.4);

$\rho_{\text{п}}$, ρ_0 – плотность пульпы и воды, $\text{т}/\text{м}^3$.

Таблица 1.4

Значения величин W

Диаметр, d , мм	2	3	5	8	10	15	20	25	30
W , м/с	0,18	0,23	0,30	0,38	0,42	0,52	0,60	0,67	0,74

Ориентировочные значения $V_{кр}$ приведены в табл. 1.5.

Таблица 1.5

Значения величин $V_{кр}$

Вид пульпы	$V_{кр}$, м/с						
	d , м						
	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,60
Песчаная	2,0	2,1	2,2	2,4	2,6	3,0	3,2
Гравийная	2,7	2,9	3,1	3,3	3,5	3,8	4,0

С учетом неоднородности песчано-гравийной смеси ее уточненная критическая скорость движения в пульпопроводе $V_{кр}$ определяется по формуле

$$V'_{кр} = V_{кр} K_p^{0,125}, \text{ м/с}, \quad (1.22)$$

где K_p – коэффициент разнородности ($K_p = 3d_{10}/d_{90}$, где d_{10} и d_{90} – граничные диаметры частиц пульпы, мм).

3. В случае, если окажется, что $V_{\phi} < V_{кр}$, принимают несколько больший диаметр пульпопровода (например, $D + 0,05$ м) и повторно выполняют расчет по формулам (1.19) и (1.21). Необходимо, чтобы выполнялось условие: $V_{\phi} \geq V_{кр}$.

На II этапе расчета определяют гидравлические потери в пульпопроводе.

1. Определяют потери напора из-за трения в пульпопроводе по формуле

$$i_{\text{тр}} = i_o + (i'_{\text{тр}} - i_o) K_p^{0,22}, \quad (1.23)$$

где i_o – потери напора при движении чистой воды

$$i_o = \frac{\lambda V_{\phi}^2 L}{2 D g},$$

где λ – коэффициент сопротивления, зависящий от диаметра пульпопровода D (табл. 1.6);

Таблица 1.6

Значения величины λ

Д, м	0,15	0,20	0,25	0,30	0,35	0,40	0,45	0,50	0,60
λ	0,0185	0,0180	0,0175	0,0165	0,0160	0,0155	0,0155	0,0150	0,0145

$i'_{\text{тр}}$ – потери, определяемые по формуле

$$i'_{\text{тр}} = i_o \rho_{\text{п}} \left[1 + (3,5 + 2 \cdot D + 0,5) \sqrt{d} \left(\frac{\rho_{\text{п}} - \rho_o}{\rho_o} \right)^{0,8} \right]. \quad (1.24)$$

2. Получив значения $i'_{\text{тр}}$ и i_o , вычисляют $i_{\text{тр}}$, а затем h_l ($h_l = L \cdot i_{\text{тр}}$).

Потребный напор землесоса вычисляют по формуле (1.19). Зная величины Π (формула (1.17)) и H (формула (1.19)), по каталогам подбирают землесос.

В карьерах (часто в технологических операциях) применяют сжатый воздух (перфораторы, перекачка пульпы, воды и т.п.).

При снабжении карьера сжатым воздухом от передвижных компрессорных установок их потребное количество Π_k определяют по формуле

$$\Pi_k = \frac{V_p}{\Pi_k}, \quad (1.25)$$

где Π_k – эксплуатационная производительность принятого типа компрессора, м³/мин;

V_p – расчетный расход воздуха, м³/мин, определяется по формуле

$$V_p = \Pi_k q_n K_1 K_2, \quad (1.26)$$

где q_n – нормативный расход воздуха для принятого типа инструмента, использующего сжатый воздух, м³/мин;

K_1 – коэффициент, учитывающий потери воздуха для принятого инструмента ($K_1 = 1,6-1,7$);

K_2 – коэффициент, учитывающий одновременность работы инструментов ($K_2 = 1,00-0,70$). Чем больше инструментов работает одновременно, тем меньше величина K_2 .

Диаметр трубопровода, подающего воздух, определяют по формуле

$$d = 3,18 \sqrt{V_p}, \quad \text{см}, \quad (1.27)$$

где V_p – количество сжатого воздуха, подаваемого по трубопроводу, м³/мин.

1.4. Основы проектирования притрассовых карьеров каменных материалов

При проектировании притрассовых карьеров каменных материалов основной задачей является разработка проекта организации работ (ПОР), который должен обеспечить максимальную производительность и экономический эффект при минимальных затратах трудовых, финансовых и материальных ресурсов.

1.4.1. Паспорт месторождения

Исходным материалом для проектирования карьера является паспорт месторождения, который содержит:

- план месторождения полезного ископаемого;
- геологические разрезы;
- сетку скважин на оконтуренной части карьера с указанием запасов по категориям А, В, С.

Категориями А, В, С разделяют степень разведанности и изученности запасов ископаемого. Запасы А полностью изучены, подготовлены для добычи и используются при эксплуатации карьера. Запасы В достаточны изучены (без детализации условий залегания и вида горных пород), используются для составления проектных заданий. Запасы С ориентировочно изучены и используются для составления проектов новых планов.

На основе разработанного паспорта оформляется документация: земельный отвод и разрешение на выполнение горных работ.

Основанием для разработки ПОР служит задание на разработку карьера, в котором указываются мощность карьера, объем и номенклатура продукции на определенный срок (что необходимо для сооружения коммуникаций и сооружений); сроки ввода карьера в эксплуатацию, директивная продолжительность его работы.

1.4.2. Проект организации работ (ПОР)

На основании подготовленного задания, разрабатывается ПОР притрассового карьера.

Проект организации работы карьера (ПОР) включает:

- общую технико-экономическую характеристику месторождения;
- подготовительные и добычные работы;
- переработку каменных материалов;
- здания и сооружения;
- генеральный план;
- перечень оборудования карьера;
- обслуживающий персонал;
- охрану труда;
- технико-экономические показатели.

Зная объем и номенклатуру продукции карьера, устанавливают расчетную потребность в каменных материалах на основе нормативных документов (СНиП и др).

Общую требуемую производительность карьера рассчитывают по формуле (1.2).

Основным экономическим критерием всего комплекса «карьер–перерабатывающий цех» является приведенная себестоимость продукции:

$$C_{\text{пр}} = C + KE, \quad (1.28)$$

где C – себестоимость продукции, руб/м³;

K – удельные капитальные вложения на 1 м³ продукции, руб;

E – нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений.

Для притрассовых карьеров сооружают сборно-разборные здания временного типа, а также используют передвижные вагончики.

На генеральном плане карьера должно быть нанесено расположение всех цехов, сооружений, зданий, коммуникаций и транспортных путей.

1.4.3. Оборудование карьера

Оборудование для карьера подбирают по часовой производительности того или иного процесса и данным каталогов. При выборе оборудования необходимо стремиться, чтобы машины и механизмы использовались полностью, а уровень комплексной механизации и автоматизации был возможно выше.

1.4.4. Генеральный план карьера

Генеральный план карьера разрабатывается в масштабе 1:100, 1:200 или 1:500. При разработке генпланов карьеров руководствуются следующими положениями:

- размещение всех цехов, складов и оборудования должно соответствовать принятой технологической схеме;
- осуществляемые внутрикарьерные перевозки должны быть минимальными;

- генплан должен учитывать перспективу своего развития;
- должны быть учтены требования промышленной санитарии и пожарной профилактики.

На рис. 1.12 показана схема генерального плана карьера, оборудованного передвижной дробильно-сортировочной установкой.

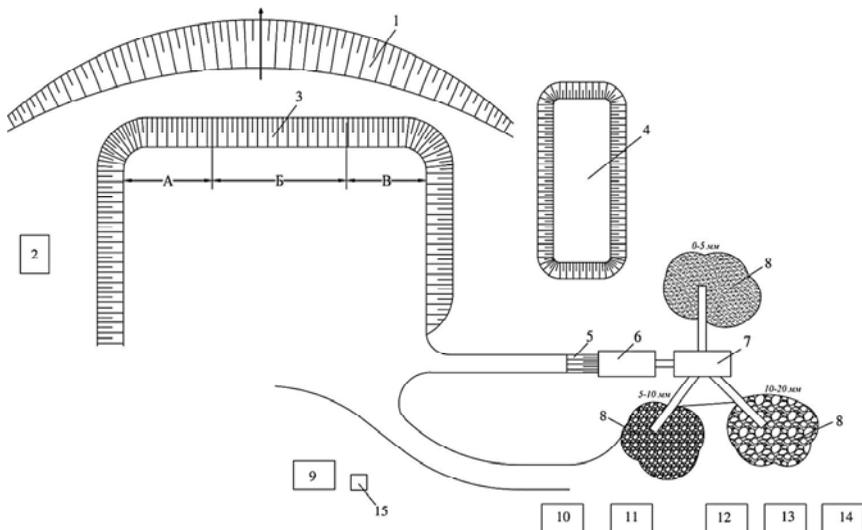


Рис. 1.12. Схема генерального плана притрассового карьера:
 1 – вскрышной уступ; 2 – склад ВВ; 3 – добычный уступ; 4 – отвал; 5 – эстакада;
 6 – агрегат первичного дробления; 7 – агрегат вторичного дробления;
 8 – склад щебня различных фракций; 9 – склад ГСМ; 10 – склад минерального порошка; 11 – ремонтно-механическая мастерская; 12 – буфет; 13 – контора;
 14 – лаборатория; 15 – туалет; А – буровзрывные работы; Б – погрузка взорванной породы экскаватором; В – разделка негабарита

1.4.5. Обслуживающий персонал карьера

Обслуживающий персонал определяют следующим образом: инженерно-технический и младший обслуживающий персонал – по штатному расписанию, рабочих – по технико-экономическому расчету.

Охрана труда на карьерах изложена в гл. 5, а технико-экономические показатели – в гл. 6.

Глава 2. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ БАЗ ОРГАНИЧЕСКИХ ВЯЖУЩИХ МАТЕРИАЛОВ

Общие положения

При строительстве и эксплуатации асфальтобетонных покрытий и оснований, а также конструктивных слоев дорожных одежд из грунтов, щебня (гравия), укрепленных битумами и эмульсиями, требуется большое количество вяжущих материалов. Например, при строительстве оснований из укрепленных грунтов на 1 км дороги нужно до 130–160 т вяжущих, а при устройстве покрытий из щебня (или гравия), укрепленных органическими вяжущими, – 45–65 т.

Для обеспечения строительства дорог и их ремонта органическими вяжущими материалами организуют специальные базы, предназначенные для приготовления и их кратковременного хранения

Технологический процесс работы баз состоит из следующих операций:

- выгрузки вяжущих материалов из транспортных средств;
- хранения вяжущих на базе;
- подогрева вяжущих до заданной температуры;
- приготовления модифицированных вяжущих заданного качества;
- выдачи готовой продукции потребителям.

Нефтяные вязкие битумы доставляют на базы железнодорожным или автомобильным транспортом. В первом случае используются железнодорожные цистерны грузоподъемностью 60–80 т, оборудованные системой трубопроводов для пароподогрева. Во втором случае применяют битумовозы грузоподъемностью 5, 7, 15 и более тонн, имеющие компрессор для разгрузки.

Если дальность доставки вяжущих с НПЗ до базы менее 250 км, целесообразно применять автобитумовозы, при большем расстоянии – железнодорожный транспорт.

2.1. Разгрузка вяжущих

В настоящее время система разгрузки вяжущих на отдельных базах или в битумохранилище АБЗ требует затрат тепловой энергии для доведения вяжущих до температуры текучести, обеспечивающей слив самотеком при подземном хранилище или перекачки насосом – в наземное.

Для вязких битумов температура слива – 85–90 °С. Жидкие вяжущие сливают без подогрева, если температура воздуха не ниже 10–15 °С, при отрицательной температуре их подогревают до +50 °С.

На рис. 2.1 показана схема слива вязкого битума из железнодорожной цистерны в подземное хранилище.

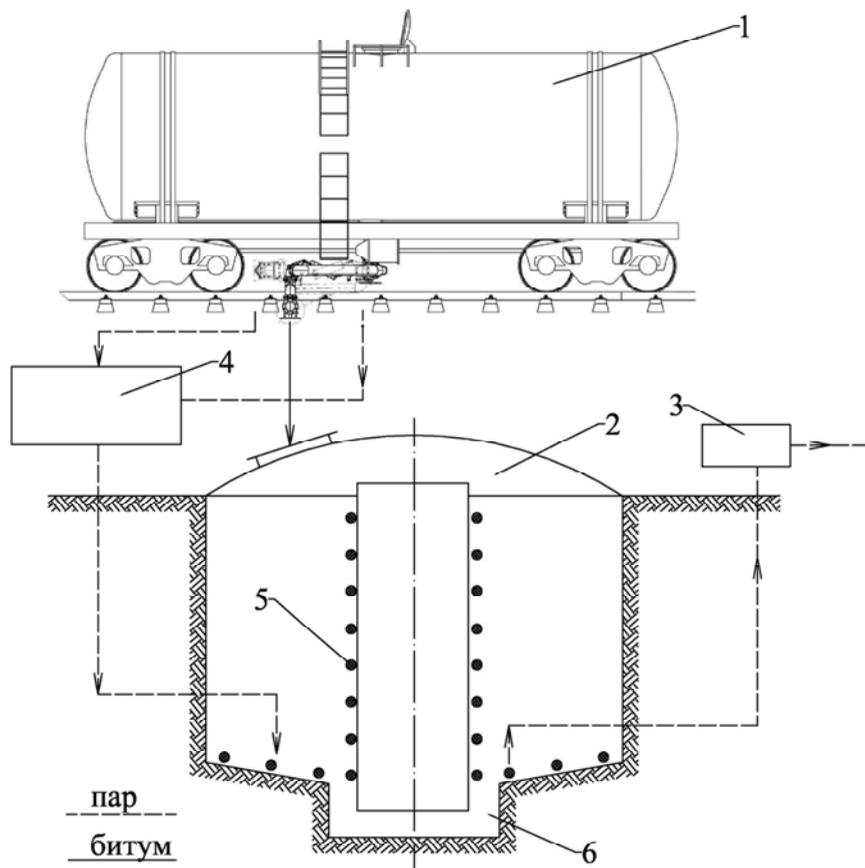


Рис. 2.1. Слив вязкого битума из железнодорожной цистерны в подземное хранилище:

- 1 – цистерна-термос; 2 – битумохранилище; 3 – насос;
 4 – парогенератор передвижной или котельная); 5 – змеевик с паром;
 6 – приямок

Подогрев хранилища осуществляется следующим образом. В хранилище на дне укладывают трубы, а в приемке – змеевики или вертикальные батареи (регистры). Битум в хранилище нагревают до температуры 50–70 °С, обеспечивающей его стекание в приемку. В приемке, где его меньше, чем в основном хранилище, его нагревают до температуры 85–90 °С, обеспечивающей перекачку с помощью насоса по трубопроводам.

Во избежание атмосферного воздействия на вяжущие материалы (их увлажнения) хранилища временного и постоянного типа должны иметь кровлю. При ее отсутствии возможно обводнение вяжущего, что потребует дополнительного расхода тепла на выпаривание влаги. Емкость хранилищ бывает от 100 т (временное хранилище) до 4000 т (хранилище постоянное)

По положению резервуара относительно земли битумохранилища бывают наземного и подземного типа.

Общая схема битумохранилища подземного типа приведена на рис. 2.2. Битумохранилища состоят из емкости-резервуара, приемки, систем подогрева и перекачки вяжущего материала.

В хранилище укладывают донные трубы, а в приемке устанавливают змеевик диаметром 2–3 дюйма (дюйм (британская система измерения длины) равен 25,4 мм), по которым пропускают насыщенный пар с давлением 6–8 ат. При этом способе максимальная температура нагрева вяжущего достигает 100–110 °С.

Пар в систему подают от стационарных котельных или передвижных паробразователей производительностью до 500 кг пара в час. При пароподогреве на 1 т вяжущего расходуется около 100–200 кг насыщенного пара в час.

Пароподогрев не требует сложного оборудования, пожаробезопасен, однако при наличии неплотностей в системе трубопроводов пар проникает в вяжущие материалы и обводняет их, что впоследствии требует дополнительных расходов тепла на выпаривание влаги.

В хранилищах подземного типа применяют нагревательно-перекачивающий агрегат (рис. 2.3), который послойно нагревает (до 90 °С) и перекачивает битум насосом в автобитумовозы, автогудронаторы, битумный цех АБЗ.

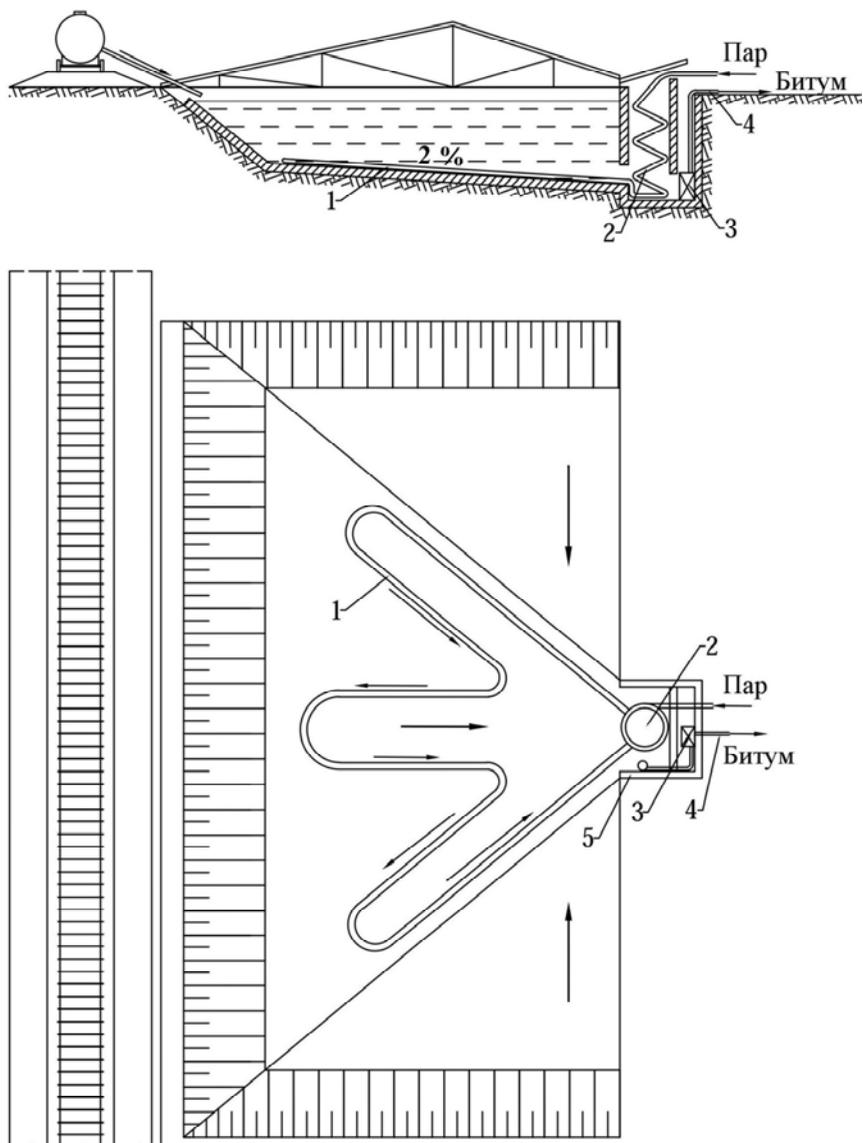


Рис. 2.2. Схема хранилища с пароподогревом:
 1 – донные трубы; 2 – змеевик приемка; 3 – битумный насос;
 4 – битумопровод; 5 – забор битума из приемка

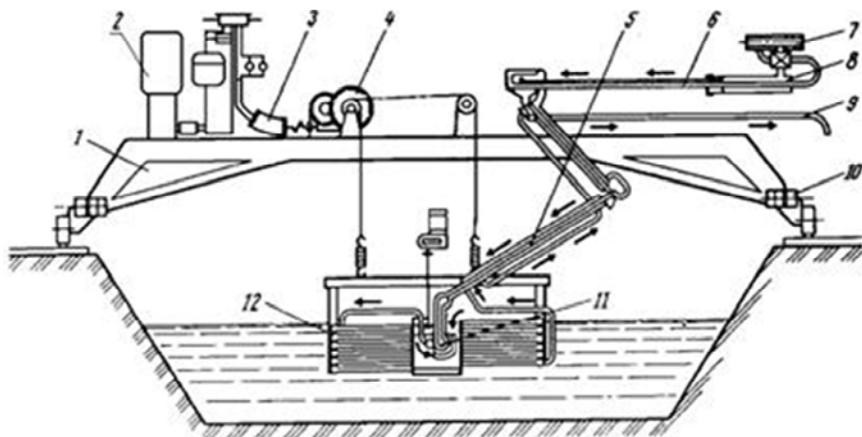


Рис. 2.3. Нагревательно-перекачивающий агрегат:

- 1 – самоходная рама-тележка; 2 – пульт управления; 3 – гидропривод механизма подъема; 4 – лебедка для подъема и опускания нагревательного узла; 5, 6 – обогреваемые битумопроводы; 7 – магистральный битумопровод; 8 – гибкий металлорукав; 9 – отвод конденсата; 10 – электродвигатель привода рамы-тележки; 11 – подводящий паропровод; 12 – пакет трубчатых регистров

Агрегат типа порталного крана монтируют на стальном мосту и перемещают вдоль него по рельсам. К мосту на стальных канатах подвешивают нагреватель (калорифер), который имеет набор труб, соединенных между собой так, что теплоноситель (пар) последовательно проходит все трубы. Битумный насос расположен среди труб в металлической коробке, обеспечивающей подтекание разогретого битума к насосу только из верхнего слоя. По мере послойного разогрева битума происходит опускание нагревателя, нагрев последующего слоя и перекачка его потребителям.

В отличие от донных паровых регистров, размещаемых вблизи дна битумохранилища и ремонтируемых только после полного опорожнения битумохранилища, профилактику, обслуживание и ремонт нагревательно-перекачивающих агрегатов проводят в любое время, так как разогревают определенный объем битума, который дальше перекачивают в битумонагревательные установки (битумоплавильни).

В современных нагревательно-перекачивающих агрегатах в качестве носителя можно и нужно применять электроэнергию, инфокрасные лучи, горячее минеральное масло, что снижает расход энергии, по сравнению с подогревом паром.

Маслоподогрев применяют в некоторых случаях при эксплуатации стационарных битумохранилищ. С помощью этого способа вязкие материалы можно подогреть до температуры 170–180 °С. Маслоподогрев экономичнее пароподогрева, однако коксование материала в трубах и батареях приводит к загрязнению, необходимости чистки и сокращению их срока службы.

2.2. Обезвоживание битума и его нагревание до рабочей температуры в битумоплавильне с масляным обогревом

Нефтеперерабатывающие заводы часто поставляют битум с содержанием влаги более допустимой нормы 2,5 %. Часть битума прибывает с обводнением 10–15 %. Для его обезвоживания и нагрева до рабочей температуры применяют различные нагревательные (правильные) установки.

Технологический процесс работы правильных установок состоит из следующих операций:

- перекачки битума, подогретого до температуры 80–100 °С, из хранилища в котлы-битумоплавильни;
- обезвоживание битума при нагреве до температуры 110–120 °С;
- перекачки обезвоженного битума в рабочий котел, где его продолжают нагревать до рабочей температуры (130–170 °С), предусмотренной технологическим процессом.

Известно, что перегрев битума значительно ухудшает их физико-механические свойства. Общая продолжительность нагрева зависит от марки битума, требуемой рабочей температуры, типа плавильни и колеблется от 5 до 12 ч. Для исключения перегрева битума необходим строгий контроль и автоматизация процесса обезвоживания с тенденцией сокращения его времени.

Цикличные способы нагрева, например, в битумоплавильных котлах, должны быть повсюду категорически запрещены (поскольку такой режим приводит к ускоренному старению битумов).

Нагрев битума в котле с масляным обогревом – наиболее прогрессивный и экономичный способ. Используются минеральные масла с низкой вязкостью, высокой температурой кипения, не разлагающиеся при высокой температуре и не вызывающие коррозии металлических частей установки.

Низкая вязкость масел обеспечивает хороший теплообмен, а высокая точка кипения – работу нагревательной системы без избыточного давления.

Для нагрева минерального масла используют специальные агрегаты (рис. 2.4), которые обеспечивают нагрев битума до рабочей температуры и поддерживают необходимую температуру в цистерне-плавильне.

Масло нагревают форсунками, работающими на дизельном топливе в автоматическом режиме. Система позволяет автоматически контролировать температуру и давление теплоносителя.

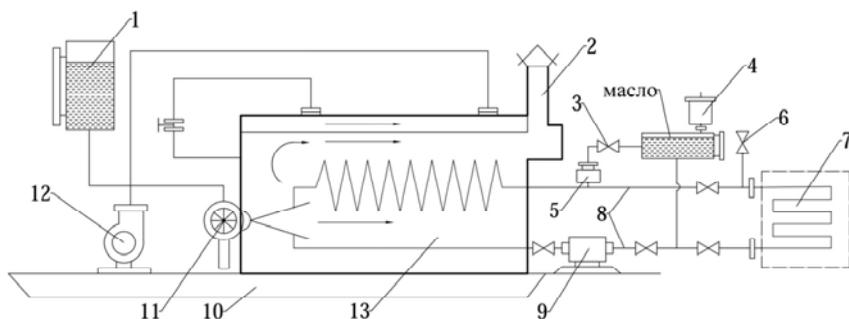


Рис. 2.4. Технологическая схема работы нагревателя цистерны с битумом:

1 – топливный бак; 2 – дымовая труба; 3 – краны регулировки подачи теплоносителя; 4 – силикагельный патрон защиты теплоносителя от влаги;

5 – газосборник; 6 – вентиль подачи сжатого воздуха; 7 – обогреваемые элементы битумного оборудования; 8 – трубопроводы; 9 – насос для перекачки теплоносителя; 10 – опорная рама; 11 – форсунка; 12 – вентилятор; 13 – камера нагрева теплоносителя (масла)

2.3. Обезвоживание битума и его нагрев в бескотловой установке

Несмотря на появление новых котловых плавильных установок, стоимость приготовления органических вяжущих в них остается высокой.

Идея упрощения процесса обезвоживания и нагрева битума до рабочей температуры в тонком слое привела к разработке нового бескотлового метода (Ростовский-на-Дону инженерно-строительный институт, 1966 г).

Технология работы такой установки (рис. 2.5) состоит в следующем. Битум нагревается в приемке битумохранилища до температуры 85–90 °С, допускающей его перекачку насосом в напорный бак безкотловой установки. Из напорного бака битум самотеком поступает на передние лотки поточной линии, которая содержит три лотка: два установлены параллельно друг другу и работают одновременно и один концевой, включенный в линию последовательно с передними.

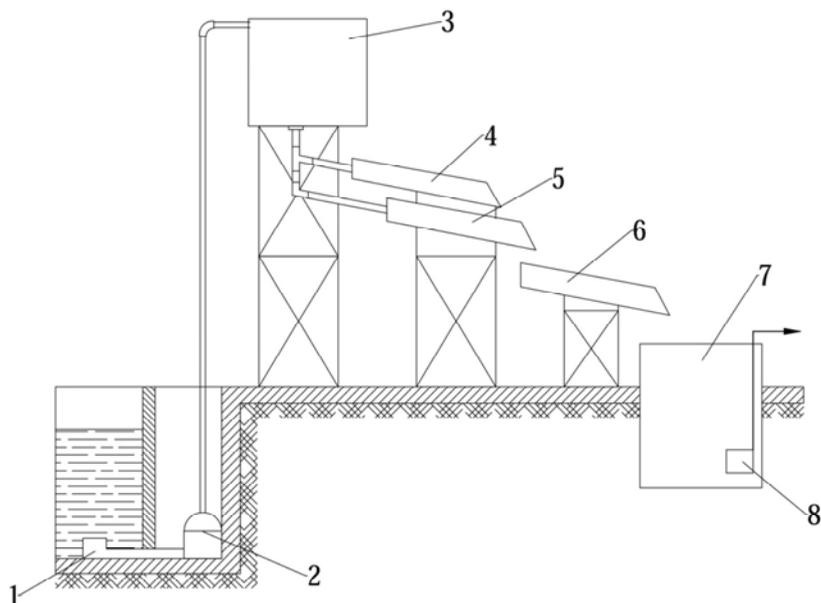


Рис. 2.5. Установка для бескотлового приготовления органических вяжущих материалов:

- 1 – забор вяжущего в хранилище; 2 – шестеренчатый насос; 3 – напорный бак вяжущего; 4, 5, 6 – открытые лотки; 7 – расходный бак; 8 – насос; 9 – приемок

Лотки изготовлены из открытых асбестоцементных труб (их половинок), на дне которых смонтированы стальные электронагревательные элементы. Перемещаясь по лоткам, битум тонким слоем «омывает» электрические нагревательные элементы. Вначале наблюдается бурное выделение паров воды, затем образовавшаяся малостойкая пена разрушается и во второй половине концевой лотка нагревательные элементы обтекает уже обезвоженный битум,

температура которого достигает заданной (то есть рабочей) температуры. Затем битум сливается в расходный бак, откуда насосом подается потребителям.

Как видно из приведенной схемы, битум подвергается предварительному нагреву в битумохранилище 1 до температуры, обеспечивающей его подтекание в приямок с шестеренчатым насосом 2. Здесь битум нагревается до температуры 80–90 °С и насосом подается в напорный бак 3, который обеспечивает постоянство напора и равномерность подачи битума на лотки 4, 5, 6.

Насос наполнения напорного бака включается автоматически, что поддерживает в нем уровень битума в заданных пределах.

Эксперименты, проведенные в зональной НИИ Ростовского инженерно-строительного института (1966 г.), позволили получать следующие результаты. При производительности экспериментальной установки 3,5 кг/ч и напряжении в сети 60 В потребляемая мощность составила 336 Вт. Ток в электрической спирали лотка был равен 5,6 А при плотности 18,6 А/мм², а удельная поверхностная мощность – 0,51 Вт/см².

Температура нагрева битума (при первоначальной обводненности 7 %) на выходе равнялась 160 °С, а удельный расход электроэнергии – 96 Вт·ч/кг.

2.3.1. Мощность установки

Мощность установки для поточного метода обезвоживания и нагрева битумов определяется в зависимости от фактической часовой потребности в битуме.

Необходимое количество тепла, выделяемого нагревательным элементом в течение часа, определяется как сумма четырех слагаемых:

Q_1 – количество тепла, затрачиваемого на подогрев битума от начальной температуры t_n до конечной t_k ;

Q_2 – количество тепла, затрачиваемого на нагрев воды, находящейся в битуме, от начальной температуры t_n до температуры кипения, то есть до 100 °С;

Q_3 – потери тепла на испарение воды;

Q_4 – потери тепла в атмосферу.

Таким образом, общая часовая потребность в тепле для осуществления всего процесса обезвоживания и нагреве битума определяется по выражению

$$\Sigma Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4, \text{ ккал/ч.} \quad (2.1)$$

Величина Q_1 определяется по формуле

$$Q_1 = \Pi C_6 (t_k + t_n), \text{ ккал/ч,} \quad (2.2)$$

где Π – часовая производительность установки, кг;

C_6 – теплоемкость битума в принятом интервале температур, ккал/ч °С.

Величина теплоемкости битума C_6 приведена в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Теплоемкость битума в зависимости от температуры

Температура нагрева битума, °С	Теплопроводность битума C_6 , ккал/кг·°С
30–65	0,30
65–115	0,35
115–150	0,40
150–180	0,45

Затраты тепла на нагрев воды до температуры кипения определяется по формуле

$$Q_2 = \Pi \alpha C_B (100 - t_n), \text{ ккал/ч,} \quad (2.3)$$

где α – коэффициент, учитывающий степень обводненности битума;

C_B – теплоемкость воды, ккал/кг °С.

Затраты тепла на испарение воды при атмосферном давлении определяется по формуле

$$Q_3 = \Pi \alpha i, \text{ ккал/ч,} \quad (2.4)$$

i – скрытая теплота испарения воды при атмосферном давлении, ккал/кг.

Непроизводительные потери тепла происходят с зеркала битума через боковые стенки лотка и его днище (рис. 2.6).

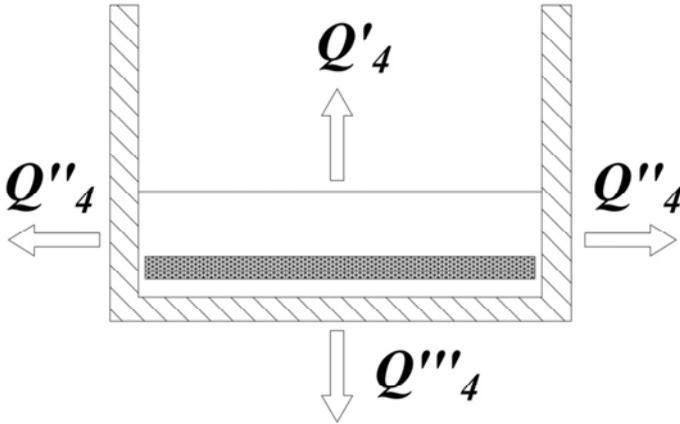


Рис. 2.6. Схема потерь тепла с лотков

Общая потеря тепла в атмосферу составляет

$$Q_4 = Q'_4 + Q''_4 + Q'''_4, \text{ ккал/ч}, \quad (2.5)$$

где Q'_4 – потеря тепла с зеркала битума;

Q''_4 – потеря тепла с боковых стенок лотка;

Q'''_4 – потеря тепла с днища лотка.

Величина Q'_4 определяется по формуле

$$Q'_4 = F_6 (\alpha_k + \alpha_n) (T_n + T_b), \text{ ккал/ч}, \quad (2.6)$$

где F_6 – площадь поверхности битума, м^2 ;

α_k – коэффициент теплоотдачи конвекцией от поверхности битума к окружающему воздуху, $\text{Вт/м}^2 \cdot \text{К}$;

α_n – то же излучением, $\text{Вт/м}^2 \cdot \text{К}$;

T_n – температура поверхности битума, К ;

T_b – температура окружающей среды, К .

Величина α_k определяется по формуле

$$\alpha_k = 3,234\sqrt[4]{T_{\text{п}} - T_{\text{в}}}. \quad (2.7)$$

Величина $\alpha_{\text{н}}$ определяется по формуле

$$\alpha_{\text{н}} = C_{\text{п}} \frac{\left(\frac{T_{\text{п}}}{100}\right)^4 - \left(\frac{T_{\text{в}}}{100}\right)^4}{T_{\text{п}} - T_{\text{в}}}, \quad (2.8)$$

где $C_{\text{п}}$ – приведенный коэффициент излучения битума

$$C_{\text{п}} = \varepsilon_6 C_0,$$

где ε_6 – степень черноты битума ($\varepsilon_6 = 0,6$);

C_0 – коэффициент излучения абсолютно черного тела ($C_0 = 5,78 \text{ Вт/м}^2 \cdot \text{К}$).

Потери тепла через боковые стенки находятся по формуле

$$Q_4'' = KF_6(T_6 - T_{\text{в}}), \quad (2.9)$$

где K – коэффициент теплопередачи, $\text{Вт/м}^2 \cdot \text{К}$

$$K = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta}{\lambda} + \frac{1}{\alpha_2}}, \quad (2.10)$$

где α_1 – коэффициент теплоотдачи «битум–стенка», $\text{Вт/м}^2 \cdot \text{К}$;

δ – толщина стенки, м;

λ – коэффициент теплопроводности материала стенки, $\text{ккал/м} \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С}$;

α_2 – коэффициент теплоотдачи «стенка–воздух», $\text{ккал/м} \cdot \text{ч} \cdot ^\circ\text{С}$.

В рассмотренном случае коэффициент теплопередачи в системе определяется в основном коэффициентом теплоотдачи «стенка–

воздух», поскольку $\frac{1}{\alpha_1} \ll \frac{1}{\alpha_2}$, а соотношение $\frac{\delta}{\lambda} \leq \frac{1}{\alpha_2}$. Поэтому

можно считать, что $K \approx \alpha_2$

Потери тепла через днище лотка определяются по такой же структурной формуле, что и потери тепла через боковые стенки (2.9), с учетом материала возможного утепления днища.

Для практических расчетов величину теплопотерь можно учитывать введением в формулу потерь тепла коэффициента полезного действия установки. В этом случае

$$\Sigma Q = \frac{Q_4' Q_4'' Q_4'''}{\eta_t}, \text{ ккал/ч.} \quad (2.11)$$

Мощность установки определяется по формуле

$$P = \frac{\Sigma Q}{N \eta_t}, \text{ кВт,} \quad (2.12)$$

где ΣQ – суммарное количество подводимого тепла;

N – тепловой эквивалент одного киловатт-часа ($N = 864$ ккал).

Количество выделяемого тепла находится в прямой зависимости от величины мощности, отнесенной к единице поверхности отдачи тепла.

В зависимости от принятой величины удельной поверхностной мощности при работе нагревателей в условиях поточной линии значительные изменения претерпевает их собственная температура (рис. 2.7).

Отбор тепла от нагревательных элементов II зоны проходит с наибольшей интенсивностью вследствие сравнительно низкой температуры поступающего битума и наличия в нем воды.

В III зоне интенсивность отбора тепла от нагревательных элементов падает, температура битума повышается, что вызывает необходимость снижать величину удельной поверхностной мощности установки с целью предотвращения вероятности «ухода» легких углеводородов битума.

Практика эксплуатации подобных установок показала необходимость снижения удельной мощности спирали P_y III зоны на 18–20 % против принимаемого ее значения для I и II зон.

Рекомендуются следующие значения P_y : для I и II зон $P_y = 0,5–0,52$ Вт/см² для III зоны $P_y = 0,4–0,42$ Вт/см².

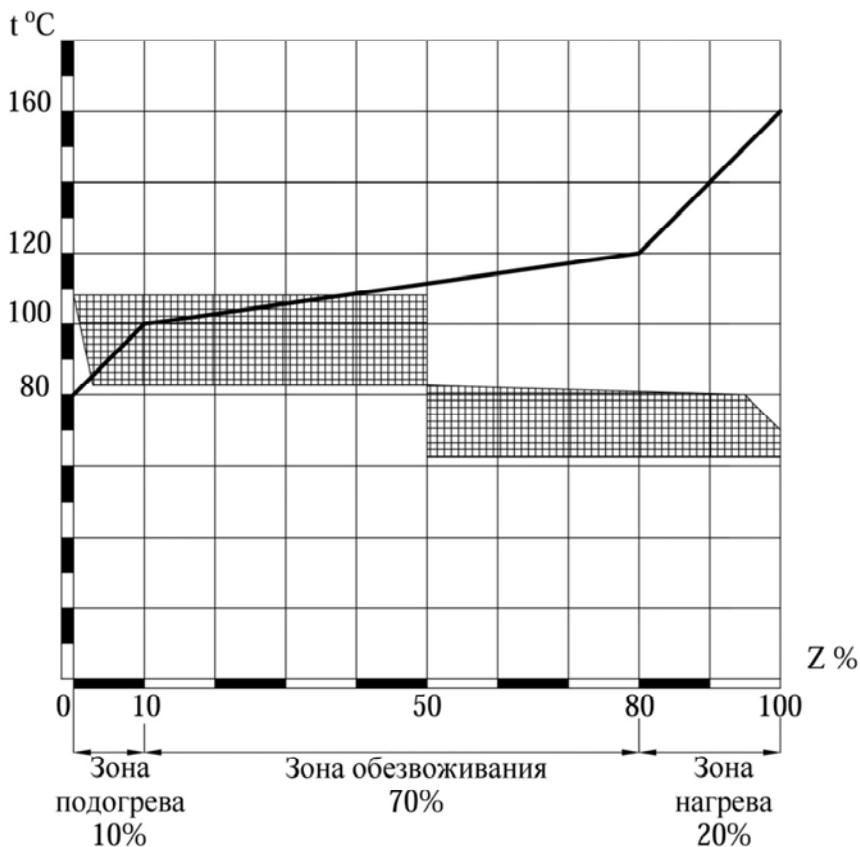


Рис. 2.7. Изменение температуры битума по зонам его тепловой обработки (в зависимости от расхода тепла, %)

Спирали нагревательных элементов рекомендуется изготавливать из тонкого листового металла. Для придания виткам нужной поперечной жесткости раскроенная спираль гофрируется и собирается на шиферной доске лотка (рис. 2.8).

Схема движения битума по лотку показана на рис. 2.9, на нем так же показано расположение магнитного поля, создаваемого вокруг витков спирали.

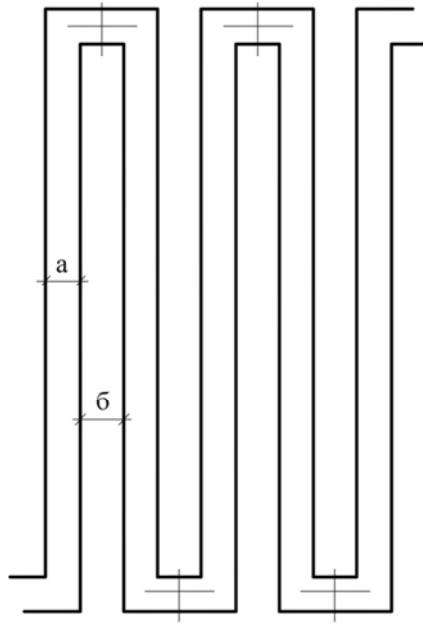


Рис. 2.8. Схема расположения спирали по ширине дна лотка:
 a , b – ширина полос укладываемой спирали

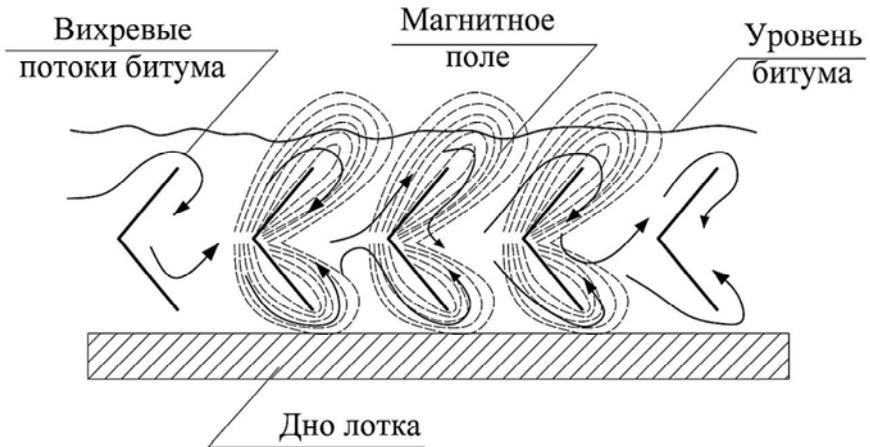


Рис. 2.9. Схема продольного разреза лотка с указанием течения битума вокруг спиралей

2.3.2. Расчет нагревательных элементов

Определение сечения и длины спиралей нагревательных элементов ведется с учетом ранее приводившихся основных требований, выявленных при проведении экспериментальных работ:

1. Собственная температура спиралей – t , °С, должна соответствовать технологии процесса и лежать в пределах:

- для нагревателей хранилища и приямка $t = 100$ °С;
- для нагревателей поточных линий $t = 220–230$ °С.

2. Значение удельной поверхностной мощности P_y , Вт/см², принимается в зависимости от температуры спирали.

3. Поверхность отдачи тепла спиралью одного нагревательного элемента определяется из выражения

$$F = \frac{P_n}{P_y n}, \text{ см}^2, \quad (2.13)$$

где P_n – мощность тока питания нагревательного элемента, Вт;

n – число параллельно включаемых спиралей.

Длину спирали элемента рекомендуется определять по формуле

$$L = \sqrt{\frac{500U^2\delta}{P_y R_y}}, \text{ см}, \quad (2.14)$$

где U – напряжение тока питания;

δ – толщина металла, идущего на изготовление спирали в миллиметрах;

P_y – принятое значение удельной поверхностной мощности, Вт/см²;

R_y – удельное электрическое сопротивление материала спирали

$$R_y = \rho(1 + \alpha\Delta t), \text{ Ом} \cdot \text{м/мм}^2,$$

где ρ – электрическое сопротивление материала при $t = 0$ °С или $t = 20$ °С, взятое из справочников или определенное приборами, Ом;

α – температурный коэффициент измерения электрического сопротивления материала;

Δt – разность между принятым значением температуры спирали, °С, и ее температурой, соответствующей взятому значению ρ .

2.4. Приготовление битумных эмульсий

Общие положения

Дорожные эмульсии, как органические вяжущие материалы, широко используются при строительстве, содержании и ремонте дорожных одежд. Применение эмульсий имеет ряд преимуществ:

- обеспечивается экономия битумов;
- можно вести работы при пониженных температурах (до $-5\text{ }^{\circ}\text{C}$);
- обрабатывать влажные каменные материалы без подогрева;
- применять эмульсии без подогрева.

Эмульсии – вяжущие, приготавливаемые из диспергированных (раздробленных на мельчайшие частицы размером до 1 мк) битумов или дегтей и несмешивающейся с ними воды. Каждая частица битума имеет тончайшую пленку из эмульгатора, которая предохраняет ее от слипания с другой частицей.

Для образования устойчивой коллоидной дисперсной системы к вяжущим и воде добавляют поверхностно-активные вещества или тонкодисперсные порошки (эмульгаторы). В дорожном строительстве обычно используют водорастворимые органические эмульгаторы с поверхностно-активными анионо- или катионоактивными веществами.

По скорости распада прямые эмульсии разделяются на быстро-, средне- и медленнораспадающиеся.

При взаимодействии эмульсии с обрабатываемыми материалами эмульгатор адсорбируется на их поверхности. При этом толщина защитной пленки эмульгатора, которая покрывает частицу вяжущего, уменьшается и частицы вяжущего соединяются. Это характеризует распад эмульсии.

Скорость распада эмульсии зависит от вида и количества эмульгатора, минералогического и фракционного состава обрабатываемых материалов, степени их загрязнения, а также от метеорологических условий в период выполнения работ. Быстрораспадающиеся эмульсии распадаются в течение 10–30 мин, среднераспадающиеся – 30–60 мин, медленнораспадающиеся – 4–24 ч.

Эмульсии применяют для различных целей – для подгрунтовки оснований, обеспыливания, укрепления грунтов, устройства слоев из гравийных и щебеночных оснований, укрепленных эмульсиями по способу пропитки, смешения на дороге или в установке, для

ухода за свежеуложенной цементобетонной смесью, приготовления асфальтобетона. Область применения эмульсий зависит от их типа, вида, скорости распада, содержания вяжущих.

Быстрораспадающиеся эмульсии пригодны для различных дорожных ремонтных мероприятий – подгрунтовок, устройства поверхностных обработок и др.

Среднераспадающиеся эмульсии используют для пропитки при приготовлении черных материалов из щебня основных пород смешением в установке и для различных дорожно-ремонтных работ.

Медленнораспадающиеся эмульсии идут для приготовления черных материалов любого фракционированного состава смешением в установке и на дороге, а также для дорожно-ремонтных работ.

Щелочные эмульсии лучше прилипают к каменным материалам основных пород и хуже к кислым породам; кислые эмульсии лучше прилипают к каменным материалам кислых пород.

2.4.1. Приготовление эмульсий

В качестве эмульгаторов при приготовлении прямых эмульсий используют анионо- и катионоактивные вещества. Очень распространены анионоактивные эмульгаторы. В эмульсиях их свойства оценивают способностью растворяться в воде (непосредственно или после омыления едким натром). Реже применяют катионоактивные эмульгаторы. Их также оценивают степенью растворимости в воде непосредственно или после подкисления соляной кислотой.

Наиболее распространены следующие эмульгаторы: для быстрораспадающихся эмульсий – таловое масло и кубовый остаток, для среднераспадающихся эмульсий – контакт Петрова, древесная газогенераторная смола, соапсток; для медленнораспадающихся эмульсий – газогенераторная смола, сульфитно-спиртовая барда.

Эмульсии, как правило, готовят на базах (цехах) по приготовлению битума (дегтя), но при большой потребности в эмульсии (20 т и более в смену) возникает необходимость в создании специальных баз по их приготовлению.

Технология приготовления эмульсий состоит из трех основных операций: приготовления вяжущих материалов, водного раствора эмульгатора, перемешивания этих компонентов.

В технологии приготовления битумных эмульсий одним из главнейших является процесс перемешивания.

В дорожном строительстве используют различные способы перемешивания компонентов – механический, гидродинамический, химический. Пока наиболее распространен механический способ. При приготовлении щелочных концентрированных эмульсий методом механического перемешивания применяется технологическая схема, изображенная на рис. 2.10.

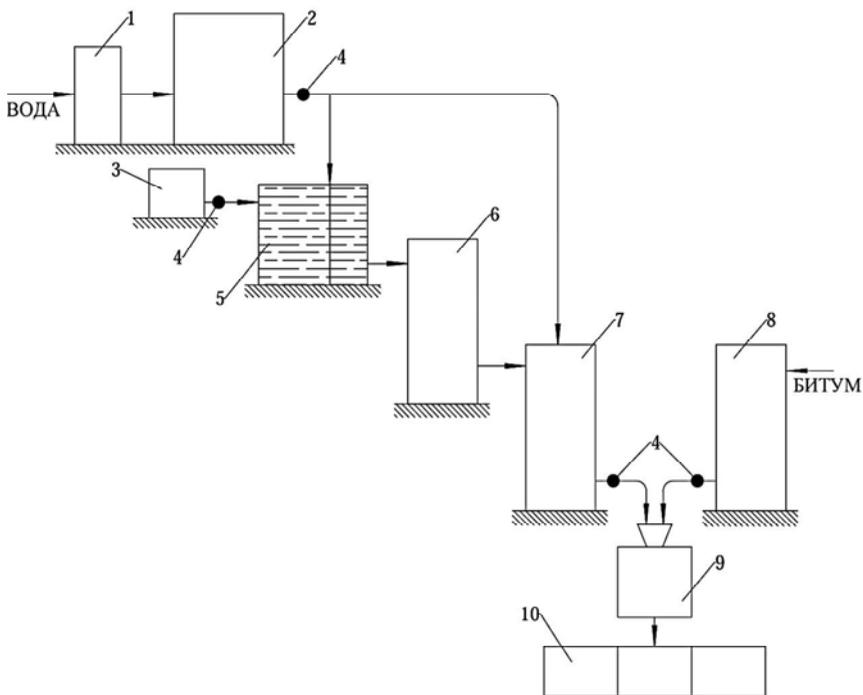


Рис. 2.10. Технологическая схема приготовления эмульсий:

- 1 – фильтры для приготовления нежесткой воды; 2 – резервуар для воды;
- 3 – резервуар для эмульгатора; 4 – дозаторы; 5 – лопастная мешалка для приготовления водного раствора эмульгатора; 6 – запасной резервуар для раствора эмульгатора; 7 – рабочий резервуар для раствора эмульгатора;
- 8 – рабочий резервуар для органического вяжущего материала; 9 – смеситель;
- 10 – резервуары для хранения готовой эмульсии

Вода, проходя через фильтр, умягчается и поступает в резервуар. В лопастной мешалке готовят концентрированный водный раствор

эмульгатора. Сюда через дозаторы подается необходимое количество эмульгатора, нежесткой воды и едкого натра. Емкость резервуара мешалки – до 1–2 м³. Мешалка должна иметь оборудование для подогрева (электро, газо- или пароподогрев). Смесь в мешалке тщательно перемешивают, если нужно, кипятят в течение 3–4 ч.

Приготовленный концентрированный эмульгатор поступает в запасной резервуар емкостью 3–4 м³, далее – в рабочий резервуар емкостью 5–10 м³.

Запасной резервуар должен иметь систему подогрева или хорошую теплоизоляцию для поддержания в нем температуры водного раствора эмульгатора не ниже 60–65 °С. Нежесткая вода, подогретая до 70–90 °С, и водный раствор эмульгатора перемешиваются в рабочем резервуаре. Качество водного раствора эмульгатора в рабочем резервуаре контролируется лабораторией.

Для приготовления эмульсий с механическим перемешиванием в дорожном строительстве применяют однороторные, трехступенчатые и многощелевые диспергаторы.

Однороторные диспергаторы устроены следующим образом. Внутри литого корпуса на валу вращаются два закрепленных между собой диска со скоростью до 3000 об/мин. Между корпусом и дисками предусмотрен регулируемый зазор 0,1–2 мм, через который при смешении пропускается смесь эмульгатора и битума. При вращении вязущие материалы распыляются в водной среде, а эмульгатор обволакивает их частицы, придавая им повышенную устойчивость.

Трехступенчатый диспергатор. В приемный патрубок поступают битум (деготь) и водный раствор эмульгатора, которые последовательно проталкиваются дисками через рабочие щели (между дисками и неподвижными кольцами). Ширину щели регулируют с помощью втулки от 0,5 до 4 мм. Для обогрева диспергатора устроена паровая рубашка. Готовая эмульсия выдается через выходной патрубок. Производительность диспергатора – до 4,5 т/ч, число оборотов – 1450 в минуту, мощность двигателя – 7 кВт. В трехступенчатом диспергаторе битум и эмульгатор проходят относительно большой путь смешения, что повышает качество эмульсий.

Производительность *многощелевого диспергатора* – от 1,5 до 3 т/ч. Приготовление эмульсий смешением их составляющих сжатым воздухом или паром производится в открытом резервуаре, на дне которого уложены трубы с отверстиями. По трубам из компрессор-

ной установки под давлением подается воздух. Выходя из отверстий, воздух производит смешение. Производительность установки при этом способе повышается до 30–40 т в смену.

Гидродинамический, или акустический, способ приготовления эмульсий основан на использовании гидродинамического эффекта. Если смесь из воды, эмульгатора и битума пропускать с большой скоростью через сопло (рис. 2.11), перед которым установлен вибратор – нож, то смесь будет разбиваться о необтекаемый нож. Возникающие завихрения создают колебание ножа, а затем и сопла. Вследствие колебаний ножа и турбулентного движения жидкости в ней создается непрерывно меняющееся поле давлений, производящее смешение.

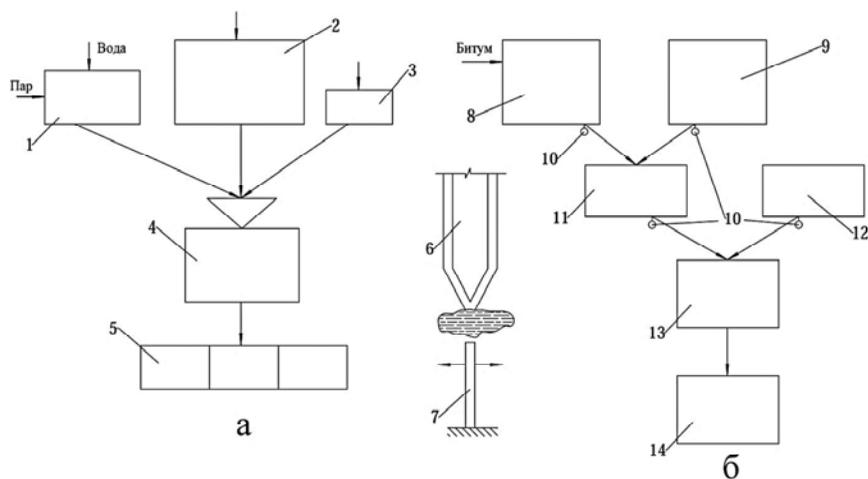


Рис. 2.11. Схема технологического процесса приготовления эмульсий:

а – акустическим (гидродинамическим) методом, *б* – химическим:

- 1 – резервуар для воды; 2 – резервуар для битума; 3 – емкость для эмульгатора;
- 4 – акустический диспергатор; 5 – емкость для готовой эмульсии; 6 – сопло;
- 7 – вибратор-нож; 8 – емкость для битума; 9 – котел для кубовых остатков СЖК;
- 10 – дозаторы; 11 – емкость для перемешивания; 12 – емкость для приготовления водного раствора едкого натра; 13 – емкость для химического эмульгирования;
- 14 – емкость для готовой эмульсии

Наибольший гидродинамический эффект смешения достигается при наступлении резонанса. Система настраивается на резонанс регулированием скорости движения смеси, размером сопла и подбором материалов вибратора.

На гидравлическом принципе работают несколько установок для приготовления битумных эмульсий. Технологическая схема таких установок приведена на рис. 2.11, а. В акустический диспергатор подается вода, вязкий битум, подогретый до температуры 110–120 °С, и водный раствор эмульгатора. Отдозированные составляющие – вода, битум и эмульгатор – из емкостей под давлением 6–12 ат пропускаются через сопло гидродинамического преобразователя. При емкости бака диспергатора 300 л длительность смешения составляет 8–10 мин. Готовую эмульсию сливают в емкости для хранения. Перед выдачей эмульсии в автогудронаторы ее перемешивают циркулирующей в течение 5–10 мин для ликвидации поверхностной пленки. Длительность одного цикла приготовления эмульсии – около 15–20 мин.

Акустический метод приготовления эмульсии очень прост по технологии и оборудованию. Стоимость приготовления эмульсии несколько ниже, чем на обычных гомогенизаторах (диспергаторах). Качество эмульсии хорошее и не уступает качеству эмульсий, приготовленных обычным методом. Однако из-за отсутствия акустических диспергаторов в достаточном количестве и малой производительности этот метод на практике пока применяется редко. В последние годы начали широко применять химический способ приготовления эмульсий.

При химическом эмульгировании раздробление битума на мельчайшие частицы при образовании эмульгатора производится с помощью химических реакций. В битумы вводят высокомолекулярные кислоты, которые при реакции с водными растворами щелочей образуют мыла. Химическое эмульгирование обеспечивает хорошее качество эмульсий.

Для приготовления эмульсий химическим способом используют следующие материалы: битумы БНД-130/200, БНД-90/130 и БНД-60/90, в качестве эмульгатора используют СЖК – кубовые остатки жирных кислот, получаемые при окислении парафина, для приготовления водных растворов – едкий натр. Вода не должна быть жесткой.

Состав эмульсии при химическом эмульгировании: битума 50–55 %; СЖК – 2,5 %; едкого натра в воде 0,3 %; нежесткой воды 42–48 %.

Технологический процесс получения эмульсии химическим способом заключается в следующем (рис. 2.11, б).

Битум из хранилища по магистральному трубопроводу поступает в емкость, где подогревается до температуры 95–100 °С. В специальном котле содержатся кубовые остатки СЖК, также подогреваемые до температуры 95–100 °С. В зависимости от состава эмульсии дозируются подогретые битум и СЖК и подаются в емкость для перемешивания, создаваемого циркуляцией.

Водный раствор едкого натра, подогретого до температуры 85–90 °С, готовится в отдельной емкости. Отдозированные компоненты битума, смешанного с СЖК, и водный раствор едкого натра подаются в емкость, где происходит химическое эмульгирование. Здесь компоненты перемешиваются с помощью сжатого воздуха, поступающего от компрессора. Приготовленная эмульсия поступает в емкость для хранения.

Концентрированные щелочные эмульсии хранят на базах в цистернах, баках или железобетонных хранилищах при температуре воздуха от +2 до +40 °С не более трех месяцев.

Если при хранении эмульсия расслаивается или загустевает, перед погрузкой в транспортные средства ее необходимо тщательно перемешать или подогреть до температуры 30 °С.

Высококонцентрированные эмульсии после разбавления водой хранят, как и концентрированные эмульсии.

2.4.2. Выбор конструкции и режимов работы диспергаторов для приготовления битумных эмульсий

Среди оборудования для приготовления битумных эмульсий одним из важнейших элементов является диспергатор. Именно от качества его работы – заключительной операции технологического процесса – разделение битума на капли требуемой дисперсности в водном растворе ПАВ (эмульгатора) – зависит качество готовой эмульсии. Эта заключительная операция во многом определяется конструкцией и режимом работы диспергатора.

Для приготовления эмульсий высокого качества из различных битумов в конструкции диспергатора необходимо обеспечить возможность регулирования его рабочих параметров (например, частоты вращения рабочего органа, зазоров между его подвижными и неподвижными частями) с целью изменения интенсивности воздействия рабочего органа на компоненты эмульсии.

Считается нецелесообразным излишнее силовое воздействие на эмульсию в диспергаторе, поскольку процесс ее образования состоит как из дробления капель, так и из их объединения и укрупнения. Конструкция диспергатора должна обеспечивать получение эмульсии одноразовым воздействием рабочим органом на исходные компоненты по всему их объему.

Одним из основных факторов, влияющих на мощность, которая требуется для работы диспергаторов, является гидравлическое сопротивление аппарата. Конструкция диспергатора должна обеспечивать минимальное гидравлическое сопротивление во время работы, что дает возможность снизить до минимальных энергозатрат на рабочий процесс.

Однородность эмульсии во многом характеризуется близостью размеров частиц битума и равномерностью распределения битума по объему. Иногда возникновение определенной неоднородности эмульсии предопределяется самой конструкцией диспергатора. Неоднородность может возникнуть, в частности, в результате различного воздействия, которому подвергаются части потока жидкости, проходящие близко к оси вращения рабочего органа (например, диска), и частиц потока, проходящих около внешней кромки рабочего органа. Для повышения однородности готовой эмульсии конструкция рабочего органа должна обеспечивать одинаковое силовое воздействие на все части потока жидкости, проходящей через диспергатор.

Под механическим воздействием смеси жидких компонентов, предназначенных для приготовления битумных эмульсий, при контакте с воздухом зачастую проявляют склонность к пенообразованию. Для снижения пенообразования конструкция диспергатора должна исключать возможность свободного попадания воздуха в зону воздействия рабочего органа на жидкую среду.

Анализ показал, что наиболее полно удовлетворяет выдвинутым требованиям конструкция диспергатора, рабочий орган которого состоит из ротора и статора, имеющих форму конуса с прямолинейными сквозными пазами по поверхности.

Конусность составных частей рабочего органа незначительна, что делает их форму достаточно близкой к цилиндру. При этом силовое воздействие на поток жидкости практически одинаково по всей поверхности ротора и статора, что способствует повышенной однородности получаемых эмульсий.

Выбранная конструкция обеспечивает регулировку рабочих параметров диспергатора. Имеется возможность изменять частоту вращения ротора и зазоры между статором и ротором за счет незначительного смещения последнего вдоль оси вращения.

Принятая конструкция рабочего органа, состоящая из одного подвижного (ротора) и одного неподвижного (статора) элементов, обеспечивает одноразовое воздействие на рабочую среду.

В разработанной конструкции диспергатора воздействие ротора на жидкость способствует ее прохождению через диспергатор, чем обеспечивается малое гидравлическое сопротивление оборудования и существенное снижение энергозатрат на процесс.

Наличие плотного корпуса у диспергатора исключает свободный подход воздуха к рабочему органу, что ограничивает пенообразование во внутренней полости диспергатора. Отвод из диспергатора готовой эмульсии через трубопровод, установленный в нижней части корпуса, также содействует снижению содержания пузырьков воздуха в эмульсии.

При расчете диспергатора ротор и статор принимаются цилиндрическими со средним диаметром D и высотой B . В роторе и статоре под некоторым углом α к основанию выполнены пазы. Пазы на роторе и статоре наклонены друг к другу под углом 2α . Ширина пазов δ и перемычек между ними принимается одинаковой.

Считается, что жидкие компоненты эмульсии, прошедшие через быстровращающийся ротор, хорошо перемешаны, то есть в любом выделенном рабочим органом объема жидкости содержится заданное по составу эмульсии количество битума.

Объемный расход битумной эмульсии через отверстие составляет

$$\Delta V = \frac{4V\delta^2}{\pi DB \sin 2\alpha}. \quad (2.15)$$

где V – объемный расход эмульсии через все отверстия.

Максимальный диаметр битумных капель шаровой формы определяется из формулы

$$d = \sqrt[3]{6 \frac{\Delta V}{\pi}} = 1,2 \left(\frac{\delta}{D} \sqrt{\frac{kV}{Bn \sin \alpha}} \right), \quad (2.16)$$

где K – объемная доля битума в эмульсии;

ΔV – объем эмульсии, проходящей через отверстие.

Необходимая частота вращения ротора для достижения заданной дисперсности эмульсии составляет

$$n = 1,44 \frac{kV\delta^2}{D^2 d^2 B \sin \alpha}. \quad (2.17)$$

Указанные зависимости использованы для расчета промышленных образцов оборудования для треста Мосасфальтострой.

2.5. Основы проектирования баз органически вяжущих материалов

При проектировании и организации работы баз органических вяжущих материалов необходимо учитывать следующие основные положения. База должна обеспечивать объект строительства или эксплуатации необходимым количеством материалов заданных марок. Количество материалов должно быть высоким и соответствовать требованиям нормативных документов, а себестоимость продукции быть минимальной. Должны быть соблюдены требования промышленной санитарии, техники безопасности и пожарной профилактики.

В процессе проектирования баз (цехов) вяжущих решают следующие основные вопросы:

- выбор места расположения базы;
- определение требуемой производительности и количества материалов;
- разработка технологического процесса;
- расчет оборудования;
- расчет генерального плана.

2.5.1. Выбор места расположения базы

Автономные стационарные базы должны иметь железнодорожный тупик для подвозки материалов, также его желательно иметь временным притрассовым базам.

Притрассовую базу обычно располагают в середине строящегося участка дороги. Общее требование к удаленности базы от потребителей состоит в том, чтобы доставка к ним органически вяжущих материалов обеспечивалась с требуемой температурой, предусмотренной техплотехническим процессом. Максимальное удаление базы определяют технологическим расчетом с учетом времени, за которое вяжущее остывает до расчетной температуры.

В случае проектируемого битумного цеха на АБЗ требование к работе цеха заключается в том, чтобы он обеспечивал выдачу требуемого битума с необходимыми параметрами в соответствии с производительностью асфальтосмесительных установок.

2.5.2. Требуемая производительность битумной базы

Общее необходимое количество органически вяжущих материалов за строительный сезон определяется из выражения

$$B_c = V_1q_1 + V_2q_2 + \dots + V_nq_n, \text{ т}, \quad (2.18)$$

где V_1, V_2, \dots, V_n – объемы работ по устройству дорожных покрытий и оснований из асфальтобетона или по способу пропитки, смешивания в установке или на дороге и т. д.;

q_1, q_2, \dots, q_n – нормы расхода органических вяжущих материалов на единицу соответствующих работ, т.

По формуле (2.18) ведут расчет отдельно для вязких и жидких вяжущих. Значение q принимают по СНиП или по расчету.

Поскольку при погрузке, хранении и разгрузке возможна частичная потеря материалов, их нужное количество принимается с учетом

$$B_n = B_c K, \quad (2.19)$$

где K – коэффициент, учитывающий естественные потери органических вяжущих, равный 1,013.

Для обеспечения бесперебойной работы базы (цеха) требуется иметь некоторый единовременный запас вяжущих материалов, определяемый по формуле

$$B_3 = n \frac{B_H}{T}, \quad (2.20)$$

где n – норма хранения неснижаемого запаса материалов, сут. Принимается для битумов и эмульсий в зависимости от условий доставки: по железной дороге – 25–30 суток, автомобильным транспортом при дальности доставки более 50 км – 15–20 суток, менее 50 км – 12 суток;

T – количество рабочих дней базы в году (строительный сезон), определяется расчетом.

Требуемая часовая производительность базы (цеха) определяется по формуле

$$B_ч = \frac{B_H}{NK_B}, \quad (2.21)$$

где N – количество часов работы базы в году (строительный сезон).

K_B – коэффициент использования времени, равный 0,85–0,90.

2.5.3. Разработка технологического процесса

Разработка технологического процесса является основным этапом при проектировании баз (цехов) органических вяжущих материалов.

С учетом имеющегося оборудования разрабатывают варианты схем технологического процесса. Возможны три принципиальные схемы приготовления (тепловой подготовки) органических вяжущих материалов: одноступенчатая, двухступенчатая и бескотловой способ.

Одноступенчатая схема технологически наиболее простая: она предполагает прибытие на базу необходимых битумов, что предусматривает снабжение базы с «колес», но она редко достижима.

Наилучшее качество материалов обеспечивает двухступенчатая схема, однако она требует монтажа плавильни, что усложняет технологический цикл подготовки органических вяжущих и ограничивает производительность баз.

Наименьшую материалоемкость и максимальную простоту базы дает бескотловой способ.

При обосновании технологической схемы базы главное внимание уделяется способу подогрева вяжущих материалов.

При наличии достаточного количества электроэнергии от линий электропередач предпочтение отдается электроподогреву. Если в районе расположения базы имеется газопровод, то наиболее эффективным способом тепловой подготовки вяжущих будет газоподогрев. При газоподогреве существенно упрощается монтаж оборудования.

Окончательный выбор способа подогрева вяжущих материалов (как и в целом технологического процесса) должен быть обоснован технико-экономическим расчетом.

2.5.4. Расчет основного оборудования баз органических вяжущих материалов

Расчет основного оборудования баз включает:

- определение размеров хранилища;
- тепловые расчеты;
- расчет трубопроводов;
- расчет количества котлов битумоплавильни;
- подбор насосов для перекачки вяжущих материалов.

Определение размеров хранилища

Средняя площадь подземного битумохранилища определяется по формуле

$$S_{\text{ср}} = \frac{B_3}{h}, \quad (2.22)$$

где h – глубина (толщина слоя) вяжущих в хранилище, принимаемая для временных хранилищ 1,5–3 м, для стационарных – 4–5 м.

Для наземных металлических битумохранилищ цилиндрической формы диаметр резервуара определяют по формуле

$$d = \sqrt{\frac{4S_{\text{ср}}}{\pi}}. \quad (2.23)$$

На битумных базах в плане обычно устраивают хранилища квадратной или прямоугольной формы.

Задаваясь шириной b , определяют среднюю длину хранилища L :

$$L = \frac{S_{\text{ср}}}{b}. \quad (2.24)$$

Если устраивают подземное хранилище временного типа, то обычно стены имеют крутизну откоса 1:1 или 1:1,5.

При хранении различных органически вяжущих на базе предварительно для каждого из них вычисляют B_3 и площадь $S_{\text{ср}}$. После этого определяют общие размеры хранилища, предусматривая хранение материалов в различных секциях.

Тепловой расчет хранилища

Такой расчет включает определение требуемого количества тепла и параметров нагревательных приборов.

Все битумохранилища оборудуют системами подогрева битума. В настоящее время наиболее распространены системы парового и электрического разогрева. Нагрев, как правило, осуществляется в основной емкости хранилища до температуры текучести битума 60 °С (для битумов типа БНД 60/90), что дает возможность для его стекания в приямок хранилища, где температура доводится до 90–100 °С (см. рис. 2.1).

Общее количества тепла Q , ккал/ч, необходимое для нагревания органического вяжущего материала в хранилище, определяют по формуле

$$Q = K_{\text{п}} [B_{\text{ч}} C_{\text{б}} (t_{\text{к}} - t_{\text{н}}) + \mu B_{\text{ч}} C_{\text{в}} (t_{\text{к}} - t_{\text{н}})], \quad (2.25)$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий теплопотери, в расчетах принимается равным 1,2;

$B_{\text{ч}}$ – часовая производительность хранилища, кг/ч, определяемая по формуле (2.21);

$C_{\text{б}}$ – удельная теплоемкость битума, ккал/кг·°С, для вязкого битума принимается по табл. 2.2.

$t_{\text{к}}$, $t_{\text{н}}$ – соответственно конечная и начальная температуры вяжущего, °С;

μ – средняя обводненность вяжущего в долях единицы, обычно равная 0,03–0,08;

C_v – удельная теплоемкость воды, ккал/кг·°С.

Таблица 2.2

Удельная теплоемкость битума в зависимости от температуры

Температура t , °С	30–65	65–115	115–150	150–180
Теплоемкость битума C_b , ккал/кг·°С	0,30	0,35	0,40	0,45

По формуле (2.25) ведут расчет отдельно для резервуара хранилища и для приемка. Поэтому значения начальной и конечной температуры будут различными (табл. 2.3).

Таблица 2.3

Значения t_k и t_n

Тип схемы	t_n , °С	t_k , °С	t_n , °С	t_k , °С
	Для резервуара		Для приемка	
Одноступенчатая	10–15	60–70	60–70	120–180
Двухступенчатая	10–15	60–70	60–70	120–130
Котловой способ	10–15	60–70	60–70	80–90

По величине Q рассчитывают нагревательные устройства.

Пароподогрев

При пароподогреве определяют длину и диаметр труб (змеевиков) отдельно для резервуара хранилища и для приемка, а затем – площадь паровых котлов.

Поверхность нагрева труб (змеевиков) для резервуара хранилища или приемка определяют по формуле

$$S_{тр} = \frac{2Q}{K((t_{п} + t_{кп}) - (t_{к} - t_{н}))}, \quad (2.26)$$

где K – коэффициент теплопередачи, в расчетах принимаемый равным 40 ккал/м²·ч·°С при $t \leq 100$ °С и 60 ккал/м²·ч·°С – при $t > 100$ °С;

t_n – температура насыщенного пара, зависящая от его давления и равная 158 °С при $p = 6$ атм и 170 °С при $p = 2$ атм;

$t_{кп}$ – температура конденсата пара, принимаемая в зависимости от его давления и равная 120 °С при $p = 2$ атм.

Требуемая поверхность парового котла определяется по формуле

$$S_k = \frac{K_{пк}(Q_{хр} + Q_{пр})}{pq}, \quad (2.27)$$

где $K_{пк}$ – коэффициент, учитывающий потери тепла в котле, равный 1,2;

$Q_{хр}$ – количество тепла, расходуемое на нагревание вязущих материалов в резервуаре хранилища, ккал/ч, вычисляемое по формуле (2.25);

$Q_{пр}$ – то же, расходуемое на нагревание вязущих в приемке, ккал/ч, вычисляется по формуле (2.25);

p – теплосодержание пара ($p = 662$ ккал/кг или 2800 кДж при давлении $p = 0,8$ МПа);

q – паропроизводительность котла, кг/ч.

По величине S_k по табл. 2.4 подбирают площадь нагрева котла и его марку.

Таблица 2.4

Паровые котлы

Показатели	Шухова-10	ММЗ-0,4/8	Шухова-Сараф	ВГД-28/8	ММЗ-0,7/8	ВГД-40/8	ШС-3/3
Максимальная паропроизводительность, кг/ч: при естественной тяге	200	300	350	450	550	675	400
дутье	300	450	500	800	700	1000	700
Рабочее давление, МПа	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8

Показатели	Шухова-10	ММЗ-0,4/8	Шухова-Сараф	ВГД-28/8	ММЗ-0,7/8	ВГД-40/8	ШС-3/3
Площадь теплоотдающей поверхности, м ²	10–12	15,3	19	23–28	22	35–40	15,7
Съем пара с 1 м ² теплоотдающей поверхности, кг/ч	17–25	17–25	17–25	25–40	17–25	40	25–40
Масса котла, кг	2300	2765	3800	3800	3124	2700	2140

Задаваясь диаметром трубопровода ($d = 2,5\text{--}3$ дюйма) и имея значения $S_{\text{тр}}$, определенные по формуле (2.26), вычисляют длину змеевиков паропровода – отдельно для резервуара хранилища и прямка – по формуле

$$l = \frac{S_{\text{тр}}}{\pi d}. \quad (2.28)$$

Газоподогрев

При использовании тепла нагретых газов для подогрева битума в хранилище поверхность жаровых труб $S_{\text{ж.тр}}$ газопровода – отдельно для резервуара хранилища и прямка – определяют по формуле

$$S_{\text{ж.тр}} = \frac{Q}{K_1 (0,5(t_{\text{T}} + t_{\text{Y}}) - 0,5(t_{\text{K}} + t_{\text{H}}))}, \quad (2.29)$$

где K_1 – коэффициент теплопередачи, определяемый расчетом;

t_{T} – температура газов в топке (около 1300 °С);

t_{Y} – температура уходящих газов (около 250 °С).

Длину змеевиков жаровых труб определяют по формуле (2.28).

Электроподогрев

При электроподогреве общая требуемая мощность нагревателей N определяется по формуле

$$N = \frac{Q}{864\eta}, \text{ кВт}, \quad (2.30)$$

где η – коэффициент, учитывающий потери тепла, для закрытых хранилищ равный 0,90–0,95.

При расчете электронагревателей для хранилища и приемка значение Q рассчитывают по формуле (2.25).

При расчете электронагревателей для котлов плавильни значение Q необходимо определять по формуле

$$Q = K [B_{\text{ч}} C_{\text{б}} (t_3 - t_2) + \mu B_{\text{ч}} C_{\text{в}} (100 - t_2) + \mu B_{\text{ч}} p], \quad (2.31)$$

где t_3 – конечная температура обезвоживания, около 130–140 °С;

t_2 – начальная температура вяжущего, закачиваемого в котлы, около 80–90 °С;

μ – средняя обводненность вяжущего, закачиваемого в котлы;

p – скрытая теплота парообразования, равная 662 ккал/кг.

Количество котлов плавильной установки определяют по формуле

$$m = \frac{B_{\text{с}}}{\Pi_{\text{к}}} + 1, \quad (2.31)$$

где $B_{\text{с}}$ – суточная потребность в вяжущих материалах, т;

1 – резервный котел;

$\Pi_{\text{к}}$ – паропроизводительность одного котла, т/сут, можно принимать (с пересчетом на кг/ч) по табл. 2.4 или определять по формуле

$$\Pi_{\text{к}} = \frac{24V_{\text{к}}K_{\text{в}}K_{\text{з}}K_{\text{н}}\gamma}{t_3 + t_{\text{в}} + t_{\text{н}}}, \quad (2.33)$$

где $V_{\text{к}}$ – емкость котла, м³;

K_B – коэффициент использования рабочего времени, равный 0,85–0,95;

K_3 – коэффициент неравномерности забора материала, равный 1,1–1,3;

K_H – коэффициент наполнения котла, равный 0,75–0,80;

γ – плотность вяжущего, т/м³;

t_3, t_B, t_H – соответственно времена загрузку, нагрев и выгрузку материала, ч.

Загрузка материала t_3 осуществляется насосом:

$$t_3 = \frac{V_K K_H}{\Pi_H}, \quad (2.34)$$

где Π_H – производительность насоса при загрузке котла, т/ч.

Значение t_H принимается от 5 до 10 ч.

Для транспортировки на базе органических вяжущих материалов диаметр трубопроводов d рассчитывают по формуле

$$d = \sqrt{\frac{4q}{\pi V t_3}}, \quad \text{м}, \quad (2.35)$$

где q – емкость, которая должна быть заполнена, м³;

V – скорость движения вяжущих материалов в трубопроводах, м/с, принимаемая равной 0,6–0,9;

t_3 – время заполнения этой емкости, с.

Диаметр трубопроводов для транспортировки органических вяжущих материалов обычно находится в пределах 0,075–0,125 м.

Для перекачки материалов производительность насоса Π_H должна быть

$$\Pi_H = \frac{V_e}{t_3}, \quad \text{м}^3/\text{с}, \quad (2.36)$$

где V_e – емкость, м³, которую нужно заполнить за время t_3 , с.

Производительность насоса рассчитывается по емкости котла плавильной установки.

Для перекачки вязущих трубопроводы располагают в канале или на подвесках. Устройство трубопроводов в каналах целесообразно на стационарных базах. На притрассовых базах их обычно располагают на высоте 2–2,5 м с устройством термоизоляции; в местах проезда транспорта, учитывая его габариты, эту высоту увеличивают до 4–4,5 м.

При высоком расположении трубопроводов проверяют возможность насоса обеспечить расчетный напор H_p по формуле

$$H_p = K_n (H_1 + H_2 + H_3), \quad (2.37)$$

где K_n – коэффициент, учитывающий запас напора, принимается равным 1,1;

H_1 – максимальная требуемая высота подачи органического вяжущего материала; принимается равной расстоянию по вертикали от центра насоса до центра трубопровода с наибольшей отметкой, м;

H_2 – потери напора от трения в трубах, м;

H_3 – местные потери напора, м, принимаемые в расчетах в размере 5–10 % от величины H_2 .

Величину потери напора от трения в трубах принимают пропорционально длине труб:

$$H_2 = il, \quad (2.38)$$

где i – удельные потери напора от трения в трубах диаметром d , м, определяемые по формуле

$$i = \frac{\alpha V^2 \beta}{2dq}, \quad (2.39)$$

где α – коэффициент, учитывающий сопротивление трубы, определяется по формуле

$$\alpha = 0,02(1 - V0,25d);$$

V – скорость движения жидкого материала в трубах, м/с;

β – коэффициент, учитывающий загрязнение трубы, равный 1,9–2,0;

g – ускорение силы тяжести, равное 9,81 м²/с.

По вычисленному значению H_p и характеристике принятого насоса определяют, может ли данный насос обеспечить подъем вяжущего жидкого материала в трубопроводы, подвешенные на максимальной высоте.

Требуемая мощность электродвигателя для насоса производительностью Π_n , т/ч, вычисляют по формуле

$$N = \frac{\Pi_n H_p^3}{3,675\eta 1,36}, \text{ кВт}, \quad (2.40)$$

где η – КПД двигателя, равный 0,85–0,90.

2.5.5. Генеральный план баз органических вяжущих материалов

Генеральный план баз органических вяжущих разрабатывается в масштабе 1:200 или 1:500 с учетом изложенных ниже требований.

Генеральный план по возможности, должен иметь меньшую и вместе с тем такую площадь, которая обеспечивала бы нормальную работу всех объектов базы и транспортных коммуникаций. Расположение всех узлов должно соответствовать технологической схеме приготовления вяжущих материалов. Необходимо исключать пересечения транспортных потоков.

Генплан должен соответствовать требованиям охраны труда, окружающей среды и противопожарной техники.

На рис. 2.12 приведена схема генерального плана прирельсовой битумной базы с двухступенчатым пароподогревом.

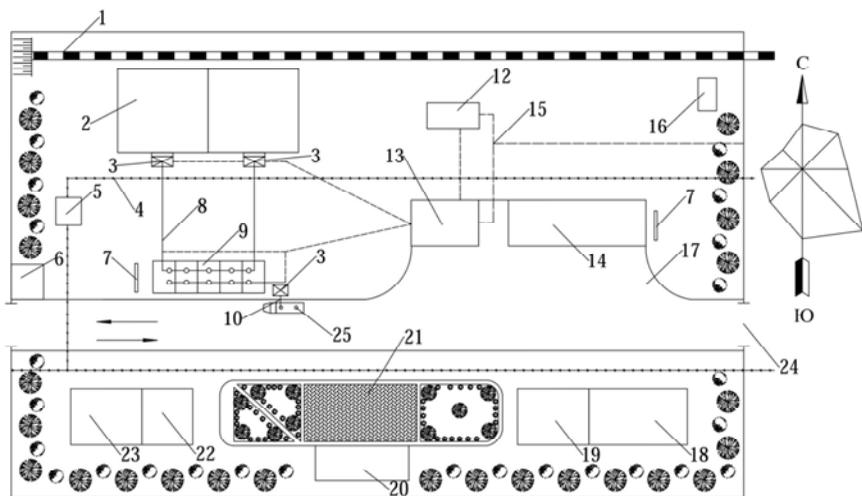


Рис. 2.12. Схема генерального плана битумной базы с двухступенчатым пароподогревом:

- 1* – железнодорожный тупик; *2* – битумохранилище на две секции;
- 3* – битумный насос; *4* – электролиния; *5* – трансформаторный киоск;
- 6* – проходная; *7* – пожарный щит; *8* – битумопровод; *9* – плавильня;
- 10* – выдача готового битума; *11* – паропровод; *12* – душевая; *13* – котельная;
- 14* – склад топлива; *15* – водопровод; *16* – туалет; *17* – проезд и площадка с твердым покрытием;
- 18* – склад запчастей и смазочных материалов;
- 19* – механическая мастерская; *20* – столовая; *21* – площадка отдыха;
- 22* – лаборатория; *23* – контора; *24* – пожарный (запасной) проезд;
- 25* – битумовоз

Глава 3. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ АСФАЛЬТОБЕТОННЫХ ЗАВОДОВ (АБЗ)

Общие положения

Асфальтобетонные заводы (АБЗ) – специализированные производственные предприятия, приготавливающие асфальтобетонные смеси (горячие, теплые, холодные, литые).

На АБЗ также выпускают щебень, обработанный битумом (черный щебень), перерабатывают старый асфальтобетон.

По капитальному признаку строят АБЗ стационарного типа (прирельсовые), полустационарные (притрассовые) и легкоперебазируемые (передвижные).

По компоновке оборудования АБЗ делят на партерные (расположенные вдоль горизонтальной площадки) и башенные, по выдаче замеса – на цикличные и непрерывного действия.

По степени автоматизации технологического процесса – автоматизированные частично (управление ведет оператор в ручном режиме) или полностью (оператор следит за процессом по дисплею). Фактически, в данном случае АБЗ работает в автоматическом режиме.

Для обеспечения нормальной работы АБЗ должен иметь цехи:

- складской (щебень, песок, минеральный порошок, битум);
- транспортный (доставка компонентов к смесителям);
- смесительный;
- энергетический и компрессорный.

На территории АБЗ размещаются следующие здания: контроля, лаборатории, механических мастерских, склад ГСМ, столовой, медпункта, душевых, туалетов.

Центральным технологическим центром АБЗ является смесительное отделение, выпускающее товарный полуфабрикат – готовую продукцию в виде асфальтобетонных смесей. Поэтому все остальные подразделения являются вспомогательными, призванными вовремя обеспечить смесителю необходимые компоненты в нужном количестве и качестве.

3.1. Основы проектирования АБЗ

При проектировании и организации АБЗ первоначально задаются общими вопросами (первый этап):

1. Каковы темпы и сроки строительства дорог с асфальтобетонным покрытием?

2. Какая конструкция асфальтобетонного покрытия и составы асфальтобетона (верхний, нижний слой)?

3. Каково наличие требуемых исходных материалов?

4. Существуют ли подъездные дороги к АБЗ, и есть ли источники снабжения энергией, водой, топливом?

Второй этап при проектировании АБЗ заключается в решении следующих задач:

1. Выбор места расположения завода.

2. Определение производительности завода и расчеты количества материалов, входящих в состав асфальтобетонных.

3. Разработка схемы технологического процесса, выбор и расчет количества смесителей.

4. Разработка средств автоматизации основных технологических процессов.

5. Проектирование складского хозяйства.

6. Расчет требуемых энергоресурсов.

7. Разработка генерального плана завода.

8. Расчет штатного персонала завода.

9. Составление калькуляции стоимости асфальтобетонной смеси и расчет основных технико-экономических показателей работы АБЗ.

10. Разработка мероприятий по защите окружающей среды, охране труда и противопожарной технике.

3.2. Выбор места расположения завода

Выбор обосновывается основным экономическим критерием – приведенной стоимостью продукции (1т асфальтобетонной смеси):

$$C_{\text{пр}} = C + KE, \quad (3.1)$$

где C – себестоимость продукции, руб. за 1 т смеси;

K – удельные капиталовложения на 1т продукции, руб.;

E – нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложения.

При необходимости выбора расположения АБЗ между двумя вариантами рассчитывают срок окупаемости капиталовложений для этих вариантов:

$$T = \frac{K_1 - K_2}{C_2 - C_1}. \quad (3.2)$$

3.3. Определение производительности завода

Требуемую производительность АБЗ (его мощность, т) за год или строительный сезон рассчитывают по формуле

$$П_{АБЗ} = m_1 S_1 h_1 \rho_1 + m_2 S_2 h_2 \rho_2 + Q, \quad (3.3)$$

где m_1, m_2 – коэффициенты, учитывающие дополнительный объем смеси, вследствие ее возможного остывания ($m_1 = 1,08-1,2$; $m_2 = 1,03-1,05$);

S_1, S_2 – площадь укладки смеси в нижний и верхний слой дорожного покрытия, м²;

h_1, h_2 – толщина нижнего и верхнего слоя, м;

ρ_1, ρ_2 – средняя плотность асфальтобетона нижнего и верхнего слоя, т/м³;

Q – количество смеси для других целей (изготовление смеси в холодный период, выдача другим организациям, для нужд собственного строительства и пр.), т.

По величине $П_{АБЗ}$ и рабочим чертежам строящихся объектов устанавливают необходимое количество различных видов смесей: крупно- и мелкозернистых, горячих, теплых или холодных.

Количество требуемых материалов для приготовления смесей (битума, щебня, песка, минерального порошка, ПАВ) рассчитывают по НРР. Сборник 27 Автомобильные дороги, 2017 г.

3.4. Технологический процесс и оборудование

Технологию приготовления асфальтобетонных смесей разрабатывают на основе лабораторного анализа свойств исходных материалов, запроектированных составов асфальтобетона, наличия оборудования (типов смесителей, определения их требуемого количества) и других факторов.

Детально разрабатывают все технологические операции: разгрузку поступающих материалов, их хранение, транспортировку, сушку, смешение.

При составлении технологического процесса учитывают научные достижения (например, активацию материалов) и передовой производственный опыт.

Необходимое оборудование подбирают в соответствии с принятой технологией. При этом основное внимание уделяют смесительному цеху.

Приготовление горячих асфальтобетонных смесей

Производительность смесителя, т/ч, циклического действия определяют по формуле

$$\Pi_T = \frac{3600qk_B}{t_1 + t_2 + t_3}, \quad (3.4)$$

где q – масса одного замеса, т;

k_B – коэффициент использования времени, равный 0,85–0,9;

t_1, t_2, t_3 – соответственно время на загрузку смесителя, перемешивания и выгрузки смеси, с.

Необходимое количество одноименных смесителей N_c определяется из соотношения

$$N_c = \frac{\Pi_{пч}}{\Pi_T}, \quad (3.5)$$

где Π_T – часовая техническая производительность смесителя, определяемая по каталогам, а также вычисляемая (в конкретных случаях) по формуле (3.4);

$\Pi_{пч}$ – требуемая часовая производительность завода, равная

$$\Pi_{пч} = \frac{\Pi_{АБЗ}}{Nk_B}, \quad (3.6)$$

где $\Pi_{АБЗ}$ – требуемая производительность завода за сезон, определяемая по формуле (3.3);

N – число часов работы завода за сезон, рассчитывается после определения числа рабочих дней функционирования завода за сезон;

k_B – коэффициент использования времени, равный 0,90–0,95.

При выборе смесителей более целесообразным считается устанавливать два смесителя меньшей производительности, чем один высокопроизводительный. Это обеспечивает непрерывность работы завода при профилактических ремонтах, а также одновременную выдачу разных смесей.

Необходимое количество котлов плавильной установки и их производительность определяют по формулам (1.58) и (1.59).

Производительность насоса для транспортировки органически вязущих определяют по формуле (1.62), а мощность двигателя – по формуле (1.66).

Производительность ленточных транспортеров $\Pi_{л}$ при перемещении сыпучих и кусковых материалов определяют по формуле

$$\Pi_{л} = 3600SV\rho k_{в}k_1k_2k_3, \quad (3.7)$$

где S – площадь поперечного сечения материала на ленте, m^2 . Для плоских лент она равна $0,05B^2$, для желобчатых – $0,11B^2$ (здесь B – ширина ленты транспортера, м);

V – скорость движения ленты, равная 1–3 м/с;

ρ – объемная плотность материала, t/m^3 ;

$k_{в}$ – коэффициент использования времени, принимаемый равным 0,8–0,9;

k_1 – коэффициент неравномерности загрузки ленты транспортера. Для сухого песка и минерального порошка – 0,5–0,6, для щебня и гравия – 0,6–0,8;

k_2 – коэффициент, учитывающий степень разрыхления материала, для песка равный 1,15–1,2, минерального порошка – 1,1, щебня – 1,4;

k_3 – коэффициент, учитывающий крупность породы, для минерального порошка равный 1, песка – 0,9, щебня и гравия – 0,75.

Производительность передвижных транспортеров изменяется в пределах от 50 до 100, звеньевых – от 50 до 250 т/ч.

Иногда щебень и песок от мест отгрузки подают к складам, а из них – к бункерам предварительного дозирования с помощью различных автопогрузчиков.

Для вертикального транспортирования щебня и песка под углом к горизонту более 30° применяют ленточные и цепные ковшовые элеваторы. Ленточные ковшовые элеваторы используют при высоте подъема до 20–35 м, цепные ковшовые элеваторы – до 20 м.

Ковшовые элеваторы обычно заключают в металлические кожухи, что предохраняет материал от его раздувания ветром и увлажнения дождем.

Производительность ковшового элеватора $\Pi_л$, т/ч, определяют по формуле

$$\Pi_л = 3600 \frac{q}{l} V \rho \psi, \quad (3.8)$$

где q – емкость одного ковша, м^3 , принимается по каталогам;

l – шаг (расстояние) между ковшом, м, равный 2–3 высотам ковшей;

V – рабочая скорость движения ковшей, м/с;

ψ – коэффициент наполнения ковша.

Производительность ковшовых элеваторов, применяемых на АБЗ, составляет 10–50 т/ч.

При транспортировке минерального порошка на короткие расстояния (до 25–30 м) иногда применяют винтовые конвейеры (шнеки), с помощью которых материал перемещается в закрытом кожухе.

Производительность винтовых конвейеров $\Pi_в$ определяют по формуле

$$\Pi_в = 60 \frac{\pi D^2}{4} L V_в \rho \psi K_y, \quad \text{т/с}, \quad (3.9)$$

где D , L – соответственно диаметр и шаг винта, м;

$V_в$ – скорость вращения винта, об/мин, зависящая от D винта (табл. 3.1).

ψ – коэффициент, учитывающий наполнение площади поперечного сечения винта, равный 0,2–0,40;

K_y – коэффициент, зависящий от угла наклона β конвейера (табл. 3.2).

Таблица 3.1

Величина скорости вращения винта в зависимости от диаметра D

D , мм	150	200	250	300	400	500	600
$V_в$, об/мин	25–150	25–150	25–120	20–120	20–95	20–95	15–75

Таблица 3.2

Величина коэффициента K_y

β , град	0	5	10	15	20
K_y	1,0	0,9	0,8	0,7	0,65

Производительность винтовых конвейеров (шнеков), применяемых на АБЗ, составляет 10–25 т/ч.

Наиболее эффективный способ транспортировки минерального порошка – пневматический, дальность перемещения составляет 25–500 м по горизонтали и до 35 м по вертикали. Производительность пневматических устройств (эрлифтов, аэрожелобов, пневмопитателей) изменяется в пределах от 10 до 100 т/ч.

При транспортировке пылевидных материалов в трубопроводах возникает смесь материала с воздухом. Весовая концентрация смеси μ представляет собой отношение веса транспортируемого материала к весу воздуха. Для транспортировки минерального порошка и цемента обычно используют нагнетательные системы высокого давления (2,5–5 ат). В этом случае значение μ можно ориентировочно представить в функции от приведенной длины транспортировки (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Зависимость от L_n

L_n , м	100	200	400	800
μ , кг/кг	55	38	25	16

Необходимый расход воздуха

$$Q_B = \frac{M_{\text{ч}}}{3,6\gamma_B\mu}, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (3.10)$$

где γ_B – удельный вес воздуха для нагнетательных устройств, равный 1,6–2,0 кг/м³.

$$d = \sqrt{\frac{4Q_B}{\pi V}}, \text{ м.} \quad (3.11)$$

По ГОСТу и значению d подбирают бесшовные стальные трубы.

Требуемую производительность компрессора Π , м³/мин, определяют по формуле

$$\Pi = \frac{\pi d}{4} K_2 V 60, \quad (3.12)$$

где K_2 – коэффициент, учитывающий потери воздуха в системе трубопроводов, равный около 1,1.

Необходимую мощность двигателя компрессора N_d , кВт, определяют по формуле

$$N_d = \frac{\Pi A}{60 \cdot 102 \eta}, \quad (3.13)$$

где η – КПД компрессора, равный 0,6–0,8.

3.5. Складское хозяйство

Проект складского хозяйства материалов включает:

- расчеты запасов хранения;
- определение площади складов;
- обоснование способов погрузочно-разгрузочных работ.

При установлении запасов хранения материалов необходимо обращать внимание на рациональную величину их объемов. Дело в том, что сверхнормативные запасы (а к этому стремятся многие АБЗ) требуют больших площадей хранения, большего количества обслуживающего персонала. Вместе с тем малые запасы материалов могут не обеспечить строительство асфальтобетонных покрытий с заданными темпами. Поэтому организация снабжения материалами должна быть такой, чтобы при запланированных темпах строительства длительность пребывания материалов на складах была минимальной.

Идеальной считается такая организация складского хозяйства, когда АБЗ работает «с колес», то есть ему в заданные сроки поставляют то количество материалов, которое необходимо ему для ежедневной (сменной) выработки асфальтобетонной смеси.

Различают три вида запаса материалов: минимальный, максимальный и текущий.

Минимальный (неснижаемый) запас V_{\min} – это такое количество хранимых материалов, которого достаточно для ведения строительства с заданными темпами в течение строительного сезона. Этот запас определяют по формуле

$$V_{\min} = npK_n, \quad (3.14)$$

где K_n – коэффициент, учитывающий потери материала при хранении, погрузке и разгрузке, равный 1,01–1,02;

n – минимальная норма запасов хранения материалов (в днях), принимаемая в зависимости от вида материала и условий его доставки на строительство (табл. 3.4);

p – суточный (сменный) расход данного материала, т или м³,

$$p = \frac{V}{D_p}, \quad (3.15)$$

где V – суммарная потребность каждого материала за строительный сезон (см. п. 3.2);

D_p – число рабочих дней в строительном сезоне.

Таблица 3.4

Величина минимальной нормы запаса материалов n

Наименование материалов	Доставляются транспортом		
	железнодорожным	автомобильным на расстояние	
		более 50 км	до 50 км
Битум, битумные эмульсии, арматура, лесные материалы, химические добавки	25–30	15–20	12

Наименование материалов	Доставляются транспортом		
	железнодорожным	автомобильным на расстояние	
		более 50 км	до 50 км
Цемент, минеральный порошок, известь, стекло, металлоконструкции	20–25	10–15	8–12
Щебень, гравий, песок, шлак, кирпич, сборные железобетонные конструкции	15–20	7–12	5–10

Максимальный запас V_{\max} – это предельное количество материалов, которое можно (допустимо) хранить на складах, определяется по формуле

$$V_{\max} = V_0 m K_n, \quad (3.16)$$

где V_0 – общая потребность в данном материале на строительный сезон;

m – максимальная норма хранения материалов, принимается:

- для привозных каменных материалов (щеб) – 0,3;
- при собственной заготовке (песка, гравия) – 0,5;
- для порошкообразных (цемента, извести, минерального порошка) – 0,15;
- жидких органических вяжущих (битума) – 0,3.

Текущий запас V_T характеризует количество материала, хранимого в данный момент. Очевидно, что

$$V_{\min} \leq V_T \leq V_{\max}.$$

После определения V_{\min} и V_{\max} вычисляют требуемые площади складов. Как правило, их определяют в расчете на максимальный запас хранения материалов V_{\max} .

При хранении щебня, гравия, песка, шлака открытым способом полезную площадь складов $S_{\text{п}}$, м², вычисляют по формуле

$$S_{\text{п}} = \frac{V_{\max} K}{h}, \quad (3.17)$$

где V_{\max} – максимальный запас материала, м³;

K – коэффициент, учитывающий устойчивость штабеля, равный 1,2–1,4;

h – высота штабеля, м.

При хранении материалов (кроме органически вяжущих) в закрытых складах (или под навесом) полезная площадь определяется по формуле

$$S_{\text{п}} = \frac{V_{\max}}{n}, \quad (3.18)$$

где n – предельное количество материала, укладываемого на 1 м² полезной площади склада. Ориентировочные значения n (в тоннах) приведены в табл. 3.5.

Таблица 3.5

Значения n с учетом хранения

Вид материала и условия его хранения	n , т
Минеральный порошок, цемент (хранение навалом)	2–3
То же, в силосах	до 15-20
Хранение извести навалом	до 2,5
Арматурная сталь в бухтах	1,2
Прутковая сталь	4,0
Швеллера, двутавры	1,0
Уголки	2,5
Рулонные материалы	до 30 рулонов

На территории складов устраивают проезды для транспорта, проходы, служебные помещения, противопожарные разрывы и др. Поэтому общая площадь складов S_0 превышает его полезную площадь $S_{\text{п}}$:

$$S_0 = \alpha S_{\text{п}}, \quad (3.19)$$

где α – коэффициент, учитывающий дополнительную площадь; для открытых складов он равен 1,2–1,3; бункерных и силосных – 1,3–1,4; универсальных – 1,5–1,7.

Минимальная ширина проездов принимается равной габаритной ширине транспорта, она должна быть не менее 5,5 м при двустороннем и 3,5 м при одностороннем движении. Иногда эти размеры увеличивают на 1–1,25 м для прохода рабочих.

По вычисленной площади S_0 устанавливают размеры складов в плане. Обычно они имеют прямоугольную форму. Ширину склада b назначают в зависимости от условий хранения материалов, радиуса разгрузки кранов, длины бетонных конструкций и др. Величина ширины складов обычно находится в пределах 20–50 м.

Затем вычисляют длину склада

$$L = \frac{S_0}{b}, \text{ м.}$$

Для повышения производительности труда и снижения себестоимости складских расходов большое значение имеет организация погрузочно-разгрузочных работ.

Погрузочно-разгрузочные средства выбирают в зависимости от вида транспортных средств, вида материалов, темпов строительства, типа склада, а также с учетом возможности комплексной механизации и автоматизации этих работ.

Желательно, чтобы на территории склада был железнодорожный тупик (или два: для разгрузки щебня, гравия и битума при одновременности совершаемых операций).

Длину железнодорожного пути у разгрузочной площадки вычисляют по формуле

$$L_{\text{п}} = l_{\text{т}} \frac{nK_{\text{н}}}{q_{\text{т}}}, \text{ м,} \quad (3.20)$$

где l_T – длина единицы транспортных средств, м; для грузовых полувагонов ее цистерн – 12 м;

n – количество одновременно подаваемого груза, т;

q_T – грузоподъемность единицы транспорта, т (50–80т);

K_H – коэффициент, учитывающий неравномерность подачи транспортных средств, равный 1,2–1,3.

Иногда длина склада зависит от длины фронта разгрузки. Минимальная длина фронта разгрузки будет равна

$$L_M = nl_T + a(n-1), \text{ м}, \quad (3.21)$$

где n – количество одновременно подаваемых транспортных средств;

a – расстояние между транспортными средствами при разгрузке, м.

В случае доставки грузов в транспортных средствах, не имеющих собственной системы разгрузки, требуемая часовая производительность разгрузочных средств должна быть

$$\Pi = \frac{nq_T m K_H}{TK_B}, \text{ т/ч}, \quad (3.22)$$

где m – количество поставок в течение смены;

T – продолжительность смены, ч;

K_B – коэффициент использования времени, равный 0,8–0,9.

Из формулы (3.22) можно определить продолжительность разгрузки одной партии груза:

$$t = \frac{nq_T}{\Pi}. \quad (3.23)$$

По вычисленным значениям Π и t подбирают погрузочно-разгрузочные средства.

3.6. Расчет энергоресурсов

На АБЗ пар необходим:

– для подогрева органических вяжущих в хранилище (в том числе приямке);

– распыления топлива через форсунки;

- обогрева битумопроводов;
- отопления помещений и пр.

Общее количество водяного пара Q , кг/ч, требуемое для работы АБЗ

$$Q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4, \quad (3.24)$$

где q_1 – расход пара на нагрев вяжущих в хранилище;

q_2 – расход пара для распыления топлива в форсунках;

q_3 – расход пара на обогрев битумопроводов;

q_4 – расход пара на отопление.

Расход пара на нагрев вяжущих в хранилище и его приемке (см. п. 2.5)

$$q_1 = \frac{Q_1 + Q_2}{i}, \text{ кг/ч}, \quad (3.25)$$

где Q_1 , Q_2 – расход тепла на нагрев вяжущего, определяемый по формуле (2.25) отдельно для резервуара хранилища и приемки, ккал/ч;

i – теплосодержание пара ($i = 662 \text{ ккал/кг} = 2800 \text{ кДж}$ при давлении пара 0,8 МПа).

Если в сушильных барабанах материал подогревают жидким топливом, распыляемым через форсунки с помощью пара, то расход пара рассчитывают по формуле

$$q_2 = q_y \Pi_{\phi} q_T, \text{ кг/ч}, \quad (3.26)$$

где q_y – удельный расход пара, кг, подаваемого через форсунку, на 1 кг израсходованного топлива в среднем равен 0,5–0,6 кг;

Π_{ϕ} – фактическая производительность смесительных установок, т/ч;

q_T – удельный расход топлива, кг, на 1 т приготавливаемой смеси (в среднем $q_T = 8 \text{ кг/т}$).

Расход пара на обогрев битумопровода можно определить по формуле

$$q_3 = q' L, \text{ кг/ч}, \quad (3.27)$$

где q' – удельный расход пара на 1 м битумопровода, который должен обеспечить подвод тепла. Равен 125–175 ккал/ч;

L – общая длина обогреваемых битумопроводов, м.

Зная общий расход пара Q , определяемого по формуле (3.24), необходимая поверхность парового котла F_k определяется по формуле

$$F_k = \frac{Qk_1k_2}{q_k}, \text{ м}^2, \quad (3.28)$$

где q_k – паропроизводительность котла, кг/м²ч;

k_1 – коэффициент, учитывающий неравномерность потребления пара, равный 1,2–1,3;

k_2 – коэффициент, учитывающий потери пара, равный 1,1–1,15.

По вычисленному значению F_k подбирают марку и количество котлов, пользуясь табл. 3.6 или 3.7.

Таблица 3.6

Паровые котлы

Показатели	Шухова-10	ММЗ-0,4/8	Шухова-Сараф	ВГД-28/8	ММЗ-0,7/8	ВГД-40/8	ШС-3/3
Максимальная паропроизводительность, кг/ч: при естественной тяге дутье	200	300	350	450	550	675	400
	300	450	500	800	700	1000	700
Рабочее давление, МПа	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8
Площадь теплоотдающей поверхности, м ²	10–12	15,3	19	23–28	22	35–40	15,7
Съем пара с 1 м ² теплоотдающей поверхности, кг/ч	17–25	17–25	17–25	25–40	17–25	40	25–40
Масса котла, кг	2300	2765	3800	3800	3124	2700	2140

В некоторых случаях при малых площадях теплоотдающей поверхности нагревательных устройств используют передвижные паровые котлы – паробразователи (см. табл. 3.7), но для стационарных АБЗ более целесообразно применение паровых котлов (см. табл. 3.6).

Таблица 3.7

Парообразователи

Показатели	Д-163Б	Д-563 (ДС-19)	Д-563А	Д-534 (ДС-20)
Паропроизводительность, кг/ч	500	до 690	до 690	до 690
Давление пара, МПа	0,8	1,0	1,0	1,0
Влажность пара, %	5	5	5	5
Геометрическая вместимость котла, л	–	1010	1010	1010
Объем воды в котле, л	640	900	900	900
Площадь поверхности нагрева, м ²	12,5	14,4	14,4	14,4
Вместимость топки, м ³	–	0,2	0,2	0,2
Топливо	Моторное + керосин в соотношении от 1:2 до 1:3			
Давление топлива, МПа	0,8	1–1,5	1–1,5	1–1,5
Расход топлива на 1 кг пара, кг/кг	до 0,085			
Вместимость топливного бака, л	–	320	320	–
Двигатель привода вспомогательных механизмов	Дизельные УД-1		Электродвигатель А02–31–2	
Мощность, кВт	3	3	3	3
Частота вращения, с ⁻¹	50	50	50	50
Рама и ходовая часть	Одноосные пневмошасси			Рама–салазки
Габаритные размеры, мм:				
длина	4500	4250	4250	3250
ширина	2100	2100	2100	1550
высота	2050	2250	2250	1700
Масса, кг	2600	2600	2585	2100

3.7. Расчет потребности в электроэнергии на АБЗ

Электрическая энергия на АБЗ расходуется на силовые потребители (сушильные барабаны, смесители, компрессорную станцию, котельную, очистные устройства от выбросов пыли и газов, транспортные линии); внутреннее освещение зданий; наружное освещение мест производства работ, складов, подвозных путей и территории АБЗ.

Потребная электрическая мощность ΣP для АБЗ вычисляется по формуле

$$\Sigma P = \alpha \left(\frac{K_1 \Sigma P_c}{\cos \varphi_1} + K_2 \Sigma P_{\text{во}} + K_3 \Sigma P_{\text{но}} \right), \text{ кВт}, \quad (3.29)$$

где α – коэффициент, учитывающий потери мощности в зависимости от напряжения сети ($\alpha = 1,05-1,10$);

ΣP_c – сумма номинальных мощностей всех силовых установок при условии возможного совпадения во время их эксплуатации, кВт;

$\Sigma P_{\text{во}}$ – общая мощность осветительных приборов внутреннего освещения, кВт;

$\Sigma P_{\text{но}}$ – общая мощность осветительных приборов наружного освещения, кВт;

K_1, K_2, K_3 – коэффициенты спроса, учитывающие несовпадение нагрузок потребителей: $K_1 = 0,5$; $K_2 = 0,8$; $K_3 = 1,0$;

$\cos \varphi_1$ – коэффициент мощности, зависящий от загрузки силовых потребителей ($\cos \varphi_1 = 0,6-0,7$).

Ориентировочные мощности потребителей приведены в табл. 3.8.

На объектах дорожного строительства преимущественно эксплуатируются асфальтосмесительные установки ОАО «Кредмаш» (Украина). Установленная электрическая мощность на комплектах оборудования для приготовления асфальтобетонных смесей приведена в табл. 3.8.

Таблица 3.8

Мощность агрегатов смесительного оборудования

Тип установки	ДС-158	ДС-185	ДС-168	КДМ-201
Производительность т/ч при влажности минеральных материалов 5%	40	56	160	110
Удельная мощность, кВт	195	215	420	330

Примечание. Указана только силовая мощность без учета электронагревателей.

Мощность силовых установок ΣP_c вычисляют суммированием произведений количества n каждого вида оборудования на его мощность. Для смесителей применяют формулу

$$\Sigma P_c = nP_{эд} + nP_{эн}, \text{ кВт}, \quad (3.30)$$

где n – количество смесителей данного типа;

$P_{эд}$ – установленная мощность электродвигателей на данном смесителе, кВт;

$P_{эн}$ – установленная мощность электронагревателей, кВт.

Значения $P_{эд}$ и $P_{эн}$ берутся из справочников.

Итоговая форма расчета для более подробного определения потребляемой электроэнергии приведена в табл. 3.9.

Таблица 3.9

Мощность агрегатов смесительного оборудования

Наименование потребителей	Единица измерения	Количество	Удельная мощность, кВт	Суммарная мощность
Силовые потребители P_c – сушильный барабан – смесители: ДС-158 – компрессор для сжатого воздуха – битумный насос – конвейерная линия	шт. шт. ... шт. шт. шт.			
Итого $P_c =$				
Внутреннее освещение бытовых помещений $P_{во}$	100 м ²			
Итого $P_{во} =$				
Наружное освещение зон производства работ, проездов $P_{но}$	100 м ²			
Итого $P_{но} =$				
Всего $\Sigma P =$				

3.8. Расчет потребности в сжатом воздухе

На АБЗ сжатый воздух используется для распыления через форсунки топлива работы пневматических инструментов транспортировки минерального порошка.

Общее количество сжатого воздуха $V_{\text{в}}$, м³/мин, необходимого для работы АБЗ, составляет

$$V_{\text{в}} = V_1 + V_2 + V_3, \quad (3.31)$$

где V_1 – расход воздуха на распыление топлива через форсунки;

V_2 – расход воздуха для работы пневматических инструментов;

V_3 – расход воздуха для транспортировки минерального порошка.

Значение V_1 можно вычислить по формуле

$$V_1 = \frac{1}{60} \sum n V_i q_{\text{ф}} K, \quad \text{кг/ч}, \quad (3.32)$$

где V_i – удельный расход воздуха, м³ на 1 кг топлива, равный 0,7–1,0 м³/кг;

n – количество форсунок разного типа;

$q_{\text{ф}}$ – расход топлива форсункой данного типа, кг/ч;

K – коэффициент одновременности работы форсунок:

– при двух форсунках $K = 1,0$;

– трех форсунках $K = 0,90$;

– четырех форсунках $K = 0,85$;

– пяти форсунках $K = 0,82$.

Расчетный расход воздуха для работы пневмоинструментов V_2 определяется по формуле (1.25), а необходимое количество компрессоров – по формуле (1.24), диаметр трубопровода, подающего воздух, определяется по формуле (1.26).

Расход воздуха на работу нагнетательного или всасывающего устройства V_3 для транспортирования минерального порошка рассчитывают также по формуле (1.25).

Расчетный суммарный расход сжатого воздуха, м³/мин,

$$V_{\text{р}} = V_{\text{в}} K_{\text{п}}, \quad (3.33)$$

где $K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери воздуха в компрессоре и трубопроводе, равный 1,4–1,5.

3.9. Расчет потребности в воде

На АБЗ вода расходуется на различные нужды:

- хозяйственно-питьевые q_1 ;
- бытовые q_2 ;
- производственные q_3 ;
- противопожарные q_4 .

Общий расход воды за смену составляет

$$Q = q_1 + q_2 + q_3 + q_4. \quad (3.34)$$

Сменная потребность в воде, л, на хозяйственно-питьевые нужды

$$q_1 = PnK_n, \quad (3.35)$$

где P – количество работников на заводе;

n – норма потребности в воде на хозяйственно-питьевые нужды на одного работника, принимаемая 25 л в смену;

K_n – коэффициент неравномерности водопотребления, равный 3.

Расход воды на бытовые нужды определяется по формуле

$$q_2 = m_1n_1 + m_2n_2, \quad (3.36)$$

где m_1, m_2 – количество кранов и душевых сеток соответственно;

n_1 – норма воды на один кран, равная 180–200 л в смену;

n_2 – норма воды на одну сетку душа, равная 375 л в смену.

Расход воды на производственные нужды q_3 состоит из расходов на промывку каменных материалов V_1 , поливку территории с целью обеспыливания V_2 , приготовления эмульсий V_3 , мойку машин V_4 :

$$q_3 = V_1 + V_2 + V_3 + V_4. \quad (3.37)$$

Расход V_1 определяется по формуле

$$V_1 = v_1q_{\text{см}}, \text{ л/см}, \quad (3.38)$$

где v_1 – удельный расход воды, л, на проливку 1 м^3 каменного материала, который в зависимости от степени загрязнения материала изменяется от 1000 до 3000 л/м³;

$q_{\text{см}}$ – установки по промывке каменного материала, м³ в смену.
Расход воды на поливку территории АБЗ определяют по формуле

$$V_2 = S \frac{P}{m}, \text{ л/см}, \quad (3.39)$$

где m – число рабочих смен в сутках;

S – площадь, подлежащая поливке, м²;

p – норма поливки, л на 1 м^2 территории в сутки, равная 1,5–4 л/м².

Расход воды на приготовление эмульсий

$$V_3 = v_3 q_3, \text{ л/см}, \quad (3.40)$$

где v_3 – расход воды, л, на приготовление 1 т эмульсии, равный в среднем 500–700 л/т;

q_3 – производительность эмульсионной установки, т в смену.

Расход воды на мойку автомобилей определяют по формуле

$$V_4 = v_4 N, \text{ л/см}, \quad (3.41)$$

где v_4 – норма расхода воды на мойку одного автомобиля, равная 50 л в сутки;

N – количество обмываемых автомобилей.

Расход воды на противопожарные нужды в литрах за смену для производственных предприятий с площадью территории менее 100 га определяют, считая, что на территории предприятия в течение смены не может возникнуть более одного пожара, причем пожар должен быть ликвидирован не более, чем за 3 ч. При таких допущениях требуемый нормативный расход воды на тушение пожара составляет 5 л/с. Следовательно, общий расход воды на тушение пожара составит

$$q_4 = 3 \cdot 3600 \cdot 5 = 54\,000 \text{ л/см}. \quad (3.42)$$

После установления суммарного расхода воды вычисляют расчетный расход:

$$Q_p = \frac{Q K_1 K_2}{3600 T}, \text{ л/см,} \quad (3.43)$$

где K_1 – коэффициент неравномерности водопотребления в течение смены, равный 1,1–1,6;

K_2 – коэффициент, учитывающий утечку воды, равный 1,15–1,25;

T – продолжительность смены, ч.

По величине Q_p определяют необходимый диаметр водопроводного коллектора:

$$d = \sqrt{\frac{4 Q_p}{\pi 1000 V}}, \text{ м,} \quad (3.44)$$

где V – скорость течения воды в трубах, равная 101,5 м/сек.

Источниками водоснабжения могут быть местная водопроводная сеть или скважины подземных вод. Выбор источника и определение воды регламентируется ГОСТами на питьевую воду. Все вопросы, связанные с водоснабжением, согласовываются с местными органами государственного санитарного надзора.

Предпочтение следует отдавать снабжению завода водой от действующей сети. При организации снабжения из скважин устраивают временные водозаборы, фильтры воды, разводящую сеть и водонапорную башню. Водопроводную сеть из стальных труб укладывают в траншеи с учетом глубины промерзания. Минимальный напор воды в наиболее отдаленной точке должен быть не менее 1,5–2 ат. Конфигурация сети обуславливается расположением зданий и сооружений на территории АБЗ.

Если снабжение завода водой из указанных источников организовать нельзя, ее доставляют цистернами или поливомоечными машинами в запасной резервуар завода. На территории завода следует предусматривать пожарный водоем емкостью не меньше 100 м³.

3.10. Разработка генерального плана завода

Разработке генеральных планов предшествует определение размеров всех зданий и сооружений. На стационарных заводах устраивают здания капитального типа, на временных – используют сборно-разборные здания или вагончики.

На генеральном плане указывается расположение смесительно-дозировочного цеха, плавильной установки, складов минеральных материалов, битумохранилища, лаборатории, конторы, транспортных путей, коммуникаций энергохозяйства и др.

При разработке генеральных планов АБЗ необходимо учитывать ряд рекомендаций.

1. Площадь завода должна быть минимальной и компактной и вместе с тем дающей возможность удобно расположить все необходимое оборудование.

2. Основным принципом проектирования генплана является рациональное расположение оборудования, при котором в полной мере соблюдается принятая технологическая схема с наименьшими затратами на переработку сырья и транспортировку материалов. Поэтому движение материала от одного агрегата к другому должно быть прямоточным, по кратчайшему пути без дополнительных перегрузок. Нужно избегать встречных потоков грузов, так как они ухудшают условия эксплуатации завода.

3. Склады щебня, песка, минерального порошка, по возможности, следует располагать ближе к смесительному цеху. Это сокращает стоимость транспортных галерей и транспортировки грузов другими средствами.

4. При доставке щебня и минерального порошка по железной дороге разгрузочные пункты (площадки) необходимо располагать непосредственно у железнодорожных тупиков и вблизи приемных точек бункерных галерей или транспортных линий.

5. Ближе к смесителям располагают штабели щебня, а дальше – штабели песка. Это объясняется тем, что обычно в применяемых составах асфальтобетона потребность в щебне (по весу) примерно в 1,5–1,7 раза больше, чем в песке.

6. При проектировании транспортных путей на территории АБЗ целесообразно организовывать кольцевое движение автомобилей, чтобы избежать встречных или пересекающихся маршрутов. Шири-

на проездов должна быть не менее 5,5 м при двустороннем движении и 3,5 – при одностороннем. Радиусы поворотов автомобилей должны быть не менее 15–20 м.

7. Желательно, чтобы завод имел (кроме выезда с весовой) еще и противопожарный съезд.

8. Важно правильно организовать (разместить) площадки у смесителей. Обычно перед ним устраивают площадку 500–600 м² для погрузки, маневрирования и кратковременной стоянки автомобилей (в случаях ожидания погрузки). Все транспортные пути и площадки должны иметь твердое покрытие.

9. С целью удобной выгрузки и последующей подачи вяжущих битумохранилище (наземное или подземное) следует располагать вблизи железнодорожного тупика и рядом с котельной (при наличии подземного хранения битума). Битумоплавильню необходимо располагать непосредственно у смесителей для уменьшения потерь тепла при подаче в них горячего битума.

10. Для избежание пыле- и газозасорения воздушного пространства вблизи площадок отдыха и территории, где расположен административный блок (контора, лаборатория, столовая-буфет), а также санитарно-бытовые помещения (душевые, умывальные, медпункт, туалеты), необходимо отделять от промышленного блока (смесителей, складов, минеральных материалов, плавильни, мастерских), руководствуясь предварительно составленной розой ветров.

11. При проектировании генпланов АБЗ должны быть учтены требования промсанитарии и пожарной профилактики.

12. Вся территория АБЗ должна быть ограждена. На территории завода должны быть зеленые насаждения, цветники.

13. На генеральном плане АБЗ (или на отдельном чертеже) должны быть нанесены инженерные сети: схемы водопровода, газовых коммуникаций, электросетей, битумопроводов, паропроводов, канализации.

14. Генплан АБЗ вычерчивают в масштабе 1:500. На рис. 3.1 приведена схема генплана АБЗ с двумя параллельно размещенными смесителями.

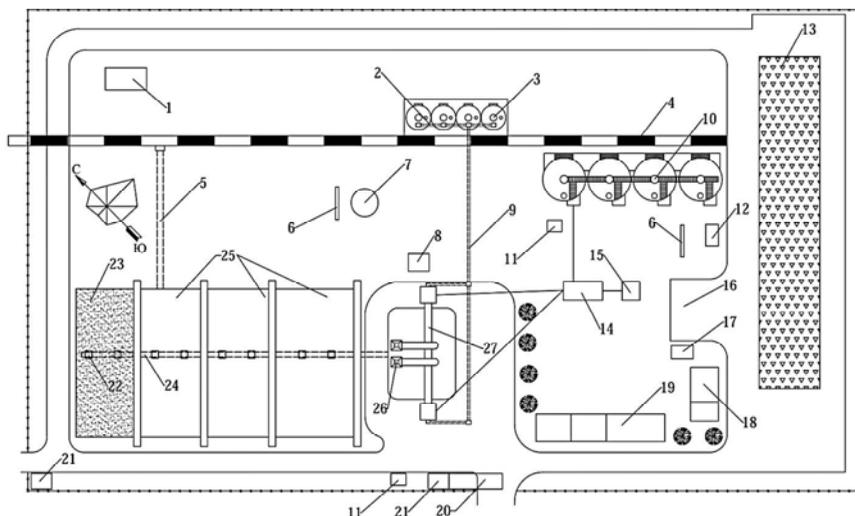


Рис. 3.1. Схема генерального плана асфальтобетонного завода с двумя смесителями:

1 – склад топлива и смазочных материалов; 2 – шнек выдачи минерального порошка; 3 – склад минерального порошка; 4 – железнодорожный тупик; 5 – линия разгрузки щебня на склад; 6 – пожарные щиты; 7 – склад мазута; 8 – пульт автоматизированного управления АБЗ; 9 – шнек подачи минерального порошка к смесителю; 10 – битумохранилище; 11 – трансформаторная подстанция; 12 – туалетные; 13 – склад для хранения холодной асфальтобетонной смеси (или регенерированного асфальтобетона); 14 – битумоплавильная установка; 15 – установка для приготовления ПАВ; 16 – площадка для стоянки машин; 17 – душевая; 18 – механическая мастерская и склад; 19 – контора, лаборатория, медпункт; 20 – весовая; 21 – проходная; 22 – вибропитатель; 23 – склад песка; 24 – транспортер; 25 – склад щебня; 26 – бункера предварительного дозирования минеральных материалов и сушильные барабаны; 27 – смесители

3.11. Строительно-монтажные работы (СМР) на АБЗ

СМР по сооружению АБЗ состоят из двух частей:

- проекта организации работ (ПОР);
- непосредственного выполнения СМР на основе ПОР.

Проект организации работ является плановой частью намеченного строительства АБЗ – это как бы «статика» сооружения.

ПОР включает в себя следующую документацию:

- строительные чертежи на фундаменты под оборудование, здания и сооружения;

- схемы и графики монтажа оборудования;
- ведомости материалов;
- расчет необходимого числа рабочих различных специальностей;
- расчет монтажных приспособлений;
- генеральный план строительства АБЗ;
- сметно-финансовый расчет.

Непосредственное выполнение СМР – это действия по конкретному осуществлению строительства АБЗ, то есть как бы «динамика» реализации объекта.

В общий комплекс СМР входят:

- подготовительные работы;
- устройство коммуникаций и фундаментов под оборудование;
- строительные работы;
- монтаж оборудования, «прокручивание» и его пробный пуск;
- благоустройство завода (площадки отдыха, озеленение и пр.);
- ограждение территории;
- оформление готового завода к сдаче в эксплуатацию.

Подготовительные работы

Работы по строительству АБЗ начинают с подготовки территории:

- производят планировку поверхности;
- устраивают ограждение территории;
- разбивают и закрепляют оси фундаментов зданий и сооружений.

Монтажные работы:

- прибывающее оборудование складировуют в соответствии с очередностью монтажа;
- собирают отдельные узлы;
- проверяют детали и узлы по спецификациям и др.;
- выполняют работы по устройству и монтажу наземных или подземных битумохранилищ;
- устраивают фундаменты под смесители, сушильные барабаны, питатели, бункеры, электродвигатели, битумоплавильные котлы, насосы, компрессоры, паровые котлы и другое оборудование.

Фундаменты под оборудование делают из сборного железобетона. Одновременно со строительством фундаментов ведут строительство электросети, водо-, битумо-, мазуто-, газо- и паропроводы. Строительство фундаментов выполняют по типовым чертежам. При бетонировании в фундаментах оставляют анкерные колодцы, в которые при монтаже помещают крепежные болты. Монтаж оборудо-

вания ведется после того, как бетон фундаментов приобретает не менее 75 % проектной прочности. После установки оборудования делают геодезическую выверку, устанавливают закладные детали и болты, устраивают опалубку и заливают анкерные колодцы быстротвердеющим бетоном. Монтаж оборудования выполняют согласно монтажным схемам и инструкциям.

Смесители монтируют укрупненными узлами. Для монтажа используют передвижные краны грузоподъемностью 7–10 т.

Смонтированное оборудование прокручивают в течение нескольких часов, предусмотренных инструкций. После прокручивания с дачи по акту оборудование проверяют еще раз пробным пуском.

Кадры АБЗ

Необходимое количество работников АБЗ (ИТР, рабочие, вспомогательный персонал) определяется специальными технико-экономическими расчетами, на основании которых разрабатывается штатное расписание.

Стоимость асфальтобетонной смеси

Калькуляции стоимости асфальтобетонных смесей различных марок составляется с учетом фактической стоимости материалов, составов асфальтобетонных смесей, выпускаемых на АБЗ, по данным их подбора и всех фактических затрат на приготовление смесей.

Технико-экономические показатели (ТЭП) работы АБЗ его эффективности определяются по методике, изложенной в главе 6.

Глава 4. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЦЕМЕНТОБЕТОННЫХ ЗАВОДОВ (ЦБЗ) И ЗАВОДОВ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ИЗДЕЛИЙ (ЗЖБК)

Цементобетонные заводы (ЦБЗ) Общие положения

Цементобетонные заводы (ЦБЗ) – сложный комплекс технологического, энергетического и вспомогательного оборудования, выполняющего ряд операций по приготовлению бетонных смесей.

Современные ЦБЗ отличаются большим многообразием компоновочных и технологических решений. От правильного их выбора зависит производительность этих предприятий, качество и стоимость сооружения автомобильных дорог с цементобетонным покрытием.

Для строительства автомобильных дорог с цементобетонным покрытием используют два типа бетонных заводов: прирельсовые и притрассовые.

Прирельсовые ЦБЗ постоянного типа устраивают у железной дороги. Они включают в себя ряд отделений основного и вспомогательного назначения.

Основные отделения ЦБЗ:

– *склады каменных материалов*, состоящие из устройств для разгрузки щебня из железнодорожных вагонов и последующей укладки его в штабеля; погрузочных машин и транспортирующих линий для доставки каменных материалов из штабелей в расходные бункеры смесительных установок;

– *склады цемента*, состоящие из устройств (разгрузчиков железнодорожных (или автомобильных) цементовозов, оборудования для транспортирования цемента на склады-силосы и от них – в расходные бункеры бетоносмесительных установок;

– *бетоносмесительные установки*, включающие расходные бункера для каменных материалов и емкости для цемента, резервуары для воды и специальных химических добавок; технологического оборудования для дозирования компонентов и приготовления бетонной смеси; узлы выдачи готовой смеси в автомобильный транспорт;

– *вспомогательное отделение* – электростанции или трансформаторные подстанции; парокотельные установки; компрессорные

устройства; устройства водоснабжения, канализации; служебные и бытовые помещения.

Притассовые ЦБЗ организуются вблизи мест укладки бетонной смеси, предназначены для кратковременного использования (не более года) на одном месте. Эти предприятия включают дозирочные и смесительные отделения; расходные склады заполнителей (щебня, гравия, песка) и цемента; источники водоснабжения; передвижные компрессорные установки и электростанции.

С учетом особенностей организации процессов приготовления и транспортирования бетонных смесей ЦБЗ подразделяются на заводы с законченным и незаконченным циклом.

ЦБЗ с законченным циклом производят готовую бетонную смесь, затворенную водой и перемешанную. Заводы с незаконченным циклом выдают отдозированную сухую смесь, которая загружается в автобетоносмесители, перемешивается в пути, а на месте доставки затворяется водой и используется как готовая товарная смесь.

По принципу работы технологического оборудования ЦБЗ подразделяется на два вида: циклические и непрерывные.

На ЦБЗ циклического действия используются установки периодического действия и порционные дозаторы для дозирования компонентов бетонной смеси. Такие ЦБЗ применяются в дорожном строительстве.

ЦБЗ непрерывного действия применяются при массовом производстве штучных изделий однотипного сортамента (плит, плиток, бортового камня и др.). На таких заводах операции дозирования, перемешивания и выдачи готовой смеси совмещены во времени.

По мощности бетоносмесительных установок ЦБЗ подразделяются на следующие типы:

- малой производительности до $30 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- средние $30\text{--}90 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- большие $90\text{--}240 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- сверхмощные $240\text{--}480 \text{ м}^3/\text{ч}$.

По компоновке технологического оборудования на территории завода в вертикальной плоскости ЦБЗ делятся на башенные и партерные.

По степени инвентарности ЦБЗ делятся на стационарные, передвижные и мобильные.

4.1. Основные задачи проектирования ЦБЗ

При проектировании ЦБЗ учитывают следующие исходные данные:

- темп и срок строительства заданного участка дороги с цементобетонным покрытием;
- конструкцию с цементобетонным покрытием;
- наличие необходимых материалов;
- подъездные пути к ЦБЗ;
- источники снабжения водой, электроэнергией, сжатым воздухом, топливом.

Основная задача: ЦБЗ должен обеспечить строящуюся дорогу с цементобетонным покрытием высококачественными смесями в нужном количестве и в заданные сроки.

При проектировании ЦБЗ решают следующие основные вопросы:

- выбор расположения ЦБЗ с учетом его особенностей;
- определение производительности ЦБЗ с расчетом необходимого количества и качества материалов, входящих в состав цементобетона;
- разработка схемы технологического процесса ЦБЗ;
- подбор оборудования и механизмов, соответствующих выбранной технологической схеме;
- разработка средств автоматизации основных технологических операций;
- расчет складского хозяйства;
- расчет требуемых энергоресурсов (электроэнергии, газа, топлива, сжатого воздуха);
- расчет необходимого количества воды;
- разработка генерального плана ЦБЗ с размещением основных служб;
- расчет необходимого количества работников (штатное расписание);
- составление калькуляций стоимости цементобетонных смесей и общего сметно-финансового расчета стоимости ЦБЗ;
- разработка основных мероприятий по охране труда, технике безопасности, противопожарной технике и охране окружающей среды;
- определение основных технико-экономических показателей (ТЭП) работы ЦБЗ.

4.2. Особенности размещения ЦБЗ

Практика показывает, что при строительстве магистральных автомобильных дорог с цементобетонным покрытием наиболее оптимальным вариантом является вариант *раздельного размещения* притрассового ЦБЗ и прирельсовой разгрузочной базы для компонентов цементобетонной смеси.

При такой организации работ вдоль строящейся автомобильной дороги для притрассовых ЦБЗ с прирельсовой базы заранее (преимущественно в зимний период) вывозят крупный заполнитель на выбранные площадки. Песок добавляют из местных карьеров по потребности в период непосредственного выпуска готовой бетонной смеси. Указанная организация работ обеспечивает сокращение дальности транспортирования готовой смеси, что положительно влияет на темп и качество работ, возможность более равномерного распределения объемов перевозок каменных материалов в течение года и упрощения работы технологического транспорта на прирельсовом и притрассовом ЦБЗ.

На крупных строительствах автомагистралей не исключена организация мощных комплексных прирельсовых ЦБЗ.

4.3. Производительность ЦБЗ

Требуемая производительность ЦБЗ за год или строительный сезон рассчитывают по формуле

$$\Pi_{\Gamma} = m_1 S_1 h_1 \rho_1 + m_2 S_2 h_2 \rho_2 + Q, \text{ м}^3, \quad (4.1)$$

где m_1, m_2 – коэффициенты, учитывающие дополнительный расход смеси из-за неровности основания цементобетонного покрытия и основания нижележащего слоя дорожной одежды ($m_1 = 1,02\text{--}1,03$; $m_2 = 1,05\text{--}1,07$);

S_1, S_2 – площадь верхнего и нижнего слоев цементобетонного покрытия толщиной h_1 и h_2 ;

Q – количество смеси, используемой на изготовление сборных железобетонных деталей и конструкций, отпускаемых другими организациями, м^3 .

Количество необходимых материалов для приготовления бетонной смеси объемом Π_{Γ} рассчитывают по НРР 8.03.127 – 2017, как и для асфальтобетонной смеси.

Далее разрабатывают технологию приготовления цементобетонной смеси.

Производительность смесительных установок циклического действия определяют по формуле

$$\Pi_p = \frac{9600q_m\rho K_B K}{t_1 + t_2 + t_3}, \text{ т/ч}, \quad (4.2)$$

где q_m – масса одного замеса, т;

ρ – средняя плотность смеси;

K_B – коэффициент использования времени, равный 0,9–0,95;

K – коэффициент выхода смеси, равный 0,67;

t_1, t_2, t_3 – соответственно время загрузки, перемешивания и выгрузки, с.

Величина t_1, t_3 равна 10–15 с, t_2 – 35–40 с.

Количество смесителей на ЦБЗ определяется по формуле

$$N_c = \frac{\Pi_{\text{чп}}}{\Pi_{\Gamma}}, \quad (4.3)$$

где Π_{Γ} – часовая производительность смесителя, принимаемая по каталогам или вычисляемая по формуле (4.2);

$\Pi_{\text{чп}}$ – требуемая часовая производительность завода

$$\Pi_{\text{чп}} = \frac{\Pi_{\text{п}}}{NK_B}, \quad (4.4)$$

где $\Pi_{\text{п}}$ – требуемая производительность завода за сезон (см. формулу (4.1));

N – количество часов работы завода за сезон, ч.

4.4. Расчет складов цемента

Склады цемента предназначены для хранения цемента, а также для его приема из транспортных средств и выдачи в расходные бункера бетономесительных цехов.

В настоящее время разработаны типовые проекты автоматизированных силосных складов цемента с вместимостью от 240 до 720 т – для притрассовых складов (табл. 4.1) и от 240 до 4000 т – для прирельсовых складов (табл. 4.2).

Таблица 4.1

Типовые притрассовые склады цемента

Показатели	Вместимость склада, т			
	240	360	480	720
Производительность склада по выдаче цемента, т/ч	45(20*)	45(20)	45(20)	45(20)
Количество силосов, шт.	4	6	4	6
Вместимость одного силоса, т	60	60	120	120
Диаметр силоса, м	3	3	3	3
Высота силоса, м	4	6	4	6
Установленная мощность оборудования, кВт	42,8(50,8)	52,8(60,8)	42,8(50,8)	52,8(60,8)
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	9,3 (10,5)	9,3 (10,5)	9,3 (10,5)	9,3 (10,5)
Расход тепла на отопление склада при температуре окружающего воздуха – 30 °С, кДж/ч	43 000	43 000	43 000	43 000
Количество обслуживающего материала, чел.	2	2	2	2

*В скобках – показатели для варианта выдачи цемента пневматическим винтовым насосом (остальные данные для варианта с пневматическим винтовым подъемником).

Таблица 4.2

Техническая характеристика типовых прирельсовых
складов цемента

Показатели	Вместимость склада, т							
	240	360	480	720	1100	1700	2500	4000
Производительность склада по приему цемента, т/ч: из вагонов бункерного типа	38	38	38	38	70	70	100	100
Производительность склада по выдаче цемента, т/ч: струйным насосом	16,5	16,5	16,5	16,5	–	–	–	–
пневмовантовым насосом	20	20	20	20	20	20	20	20
камерным насосом	30	30	30	30	-	-	-	-
винтовым конвейером	30	30	30	30	40	40	40	40
Количество силосов, шт.	4	6	4	6	4	6	4	6
Диаметр одного силоса, м	3	3	3	3	6	6	6	6
Высота силоса, м	10,1	10,1	16,1	16,1	14,74	14,74	25,54	25,54
Установленная мощность оборудования, кВт	141,55	156,05	141,55	156,05	192	244	291	343
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	36,4	36,4	36,4	36,4	71,48	71,48	71,48	71,48
Расход тепла на отопление склада при температуре окружающего воздуха – 30 °С, кДж/ч	43 000	43 000	43 000	43 000	51 500	51 500	51 500	51 500

Примечание. 1. Производительность каждого склада по приему цемента из крытых вагонов составляет 20 т/ч из вагонов-цементовозов с пневматической выгрузкой 95 т/ч.

2. Каждый прирельсовый склад обслуживают четыре человека.

В качестве основного применяется пневматический транспорт цемента. В зависимости от расположения склады делятся на при-трассовые и прирельсовые. Эти склады имеют одинаковые технологические схемы, отличаются только составом оборудования и имеют различную производительность по приему и выдаче цемента.

Притрассовые склады включают в себя силосные емкости и два помещения в виде металлических каркасов, огороженных щитами. Одно из помещений предназначено для пульта управления и комплекта оборудования для очистки сжатого воздуха; в другом расположено оборудование для управления выдачей цемента.

Цемент выдается из силосов с помощью донных выгрузателей, а затем (в зависимости от дальности транспортирования) направляется в пневмовинтовой подъемник или пневмовинтовой насос. Во всех силосах предусмотрены аэрационные сводообрушающие устройства в виде аэродорожек, а также сигнализаторы уровня. Для очистки воздуха, выходящего из силосов при загрузке, предусмотрены рукавные фильтры типа со встряхивающим устройством. Очистка сжатого воздуха от масла и влаги осуществляется с помощью оборудования типа, серийно выпускаемого промышленностью.

Прирельсовые склады рассчитаны на прием цемента из железнодорожного и автомобильного транспорта. Состав оборудования позволяет выгружать цемент как из специальных вагонов цементовозов, так и из крытых вагонов. Вагоны бункерного типа выгружаются в приемный бункер, а из него с помощью пневмоподъемника – в силосы. Выгрузка крытых вагонов осуществляется пневморазгрузчиками всасывающе-нагнетательного действия. Выдача цемента из складов в зависимости от дальности подачи может выполняться пневмовинтовым, струйным или камерным насосами, а также механическим способом с помощью винтового конвейера.

В типовых проектах предусмотрены прирельсовые склады в стационарном и инвентарном исполнении. Силосные емкости стационарных складов и бункеры приемного устройства железобетонные, а в инвентарных складах – металлические. Прирельсовые склады вместимостью от 1100 до 4000 т отличаются от группы складов вместимостью 240–720 т тем, что имеют в своем составе силосы диаметром до 6 м и оборудование большей производительности. На рис. 4.1 показан склад вместимостью 2500–4000 т.

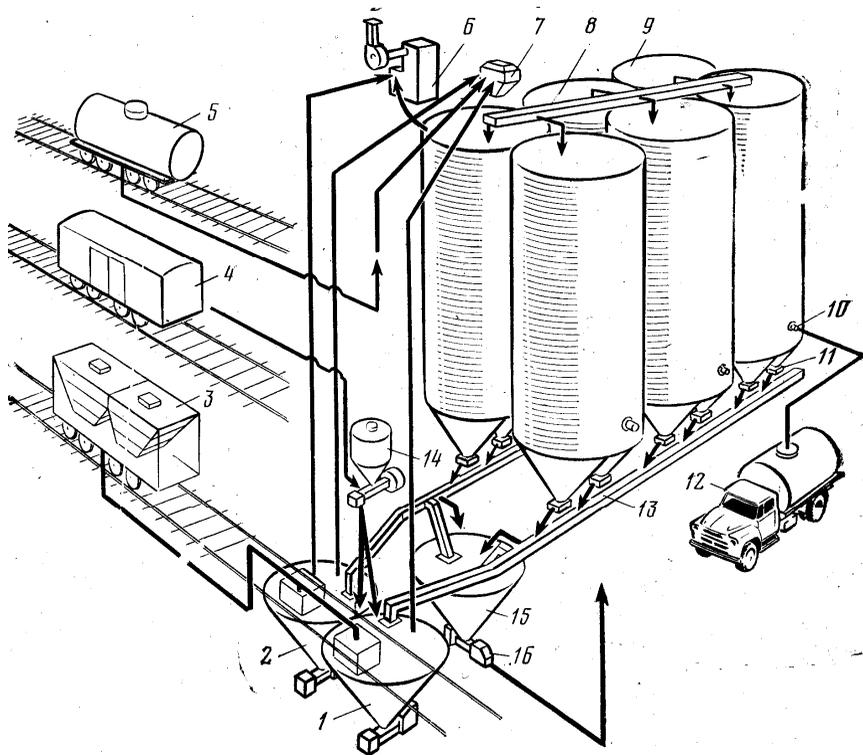


Рис. 4.1. Типовой прирельсовый склад цемента вместимостью 2500–4000 т:
 1 – приемный бункер; 2 – пневмоподъемник; 3 – бункерный вагон-цементовоз;
 4 – крытый вагон; 5 – цистерна-цементовоз; 6 – фильтр; 7 – бункер осадитель;
 8 – верхний аэрожелоб; 9 – силос; 10 – боковой пневморазгрузатель;
 11 – донный пневморазгрузатель; 12 – автоцементовоз; 13 – нижний аэрожелоб;
 14 – пневматический разгрузчик цемента; 15 – бункер выдачи цемента;
 16 – пневмовинтовой насос

Склады цемента проектируются в соответствии с технологическими нормами (табл. 4.3)

Таблица 4.3

Некоторые показатели технологических норм
проектирования складов цемента

Наименование	Норма
Запас цемента на складе при поступлении, расчетные рабочие сутки: – железнодорожным транспортом – автотранспортом	7–10 5–7
Число емкостей для хранения цемента на предприятиях производительностью: – до 100 тыс. м ³ в год – то же, свыше 100 тыс. м ³ в год	не менее 4 не менее 6
Коэффициент заполнения емкостей	не менее 0,9
Средняя плотность цемента, т/м ³ : – минимальная расчетная в разрыхленном состоянии (для расчетов складов) – максимальная в слежавшемся состоянии (для расчета емкостей на прочность)	1 1,75

4.5. Расчет склада заполнителей и транспортирования материалов

Склады заполнителей заводов железобетонных изделий классифицируют по способу выгрузки материалов, способу хранения, виду транспортных средств для доставки и типу емкостей.

Тип склада необходимо выбирать с учетом района строительства завода ЖБИ и климатических условий. Кроме того, на складах должно быть обеспечено раздельное хранение заполнителей по видам, фракциям и сортам. При проектировании складов заполнителей надо учитывать технологические нормы (табл. 4.4).

Таблица 4.4

Некоторые показатели норм технологического проектирования складов заполнителей

Наименование	Норма
Запас заполнителей при поступлении, расчетные рабочие сутки:	
– железнодорожным транспортом	7–10
– автотранспортом	5–7
Максимальная высота штабеля при свободном падении заполнителей, м	12
То же, при складировании мелких заполнителей, м	15
Максимальный угол откоса, град., ленточных конвейеров с гладкой лентой для подачи:	
– щебня и песка	18
– гравия и керамзитового гравия	13–15
Угол естественного наклона заполнителей при отсыпке в штабель, град.	40
Наименование число отсеков для:	
– песка	2
– крупного заполнителя	4

Полезная площадь склада, m^2 , необходимая для одновременного хранения заполнителей, определяется по формуле

$$F = \frac{Q_{\text{п}}}{q}, \quad (4.5)$$

где q – средняя удельная вместимость склада, m^3/m^2 ($км \cdot т/m^2$);

$Q_{\text{п}}$ – производительный (максимальный) запас заполнителей (щебня, песка), m^3 , определяется по формуле

$$Q_{\text{п}} = Q_0 m K_{\text{п}}, \quad (4.6)$$

где Q_0 – общая потребность в данных материалах на расчетный сезон, которая устанавливается расчетом по РСН 8.03.127-2007;

m – максимальная норма хранения расходных материалов, принимается в долях от общей потребности: для привозных каменных материалов – 0,3; при собственной заготовке в притрассовых карьерах – 0,5–0,7;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент, учитывающий потери при доставке и хранении, равный 1,01–1,0.

Суммарный и другой метод расчета производственного запаса, м^3 , одновременно хранящихся на складе:

$$Q_{\text{п}} = \frac{\Pi_{\Gamma} Z n K_{\text{п}}}{N_{\text{р}}}, \text{ м}, \quad (4.7)$$

где Π_{Γ} – годовая производительность ЦБЗ, м^3 ;

Z – средний расход заполнения, м^3 на 1м^3 бетона, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

n – запас заполнителей на количество рабочих дней (принимается по табл. 4.4), сут;

$K_{\text{п}}$ – коэффициент возможных потерь (для песка, щебня и гравия $K_{\text{п}} = 1,02$);

$N_{\text{р}}$ – расчетный годовой фонд времени работы оборудования, сут.

Ориентировочный расход заполнителей для приготовления 1 м^3 бетонной смеси Z можно принять по табл. 4.5

Таблица 4.5

Нормы расхода заполнителей на бетонную смесь

Вид бетона и раствора	Расход заполнителей, м^3 на 1 м^3 бетона	
	щебня (гравия)	песка
Бетоны тяжелые	0,9	0,45
Бетоны легкие:		
– конструктивные	0,8	0,55
– теплоизоляционные	1,05	0,2
– конструктивно-теплоизоляционные	1,0	0,4
Растворы	–	1,1

При выборе формы штабеля для открытого склада стремятся обеспечить удобство загрузки и выдачи материала из штабеля и максимально загрузить занимаемую штабелем площадь. Объем штабеля заполнителя, м^3 , отсыпаемого стационарным ленточным конвейером в виде кругового конуса (рис. 4.2), определяется по формуле

$$V = \frac{\pi 3H^3}{3\text{tg}^2\varphi}, \text{м}^3, \quad (4.8)$$

где H – высота штабеля, м;

φ – угол естественного откоса материала, равный 40° .

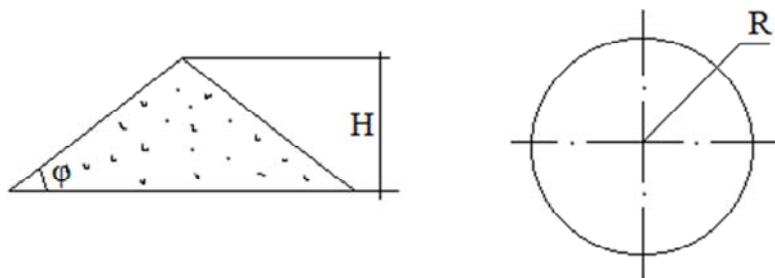


Рис. 4.2. Схема к расчету объема конусного штабеля заполнителей

При отсыпке заполнителя в штабель отвальной конвейером самоходной разгрузочно-штабелирующей машины получают штабель с гребнем постоянной высоты (рис. 4.3).

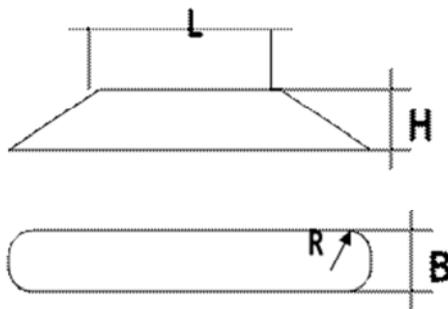


Рис. 4.3. Схема к расчету объема призматического прямолинейного штабеля заполнителей

Такой штабель состоит из горизонтально расположенной призмы и замыкающих полуконусов.

Объем штабеля, м^3 , определяется по формуле

$$V = \frac{H^2 L}{\text{tg}\varphi + \frac{\pi H^2}{12 \text{tg}^2 \varphi}}, \text{ м}^3, \quad (4.9)$$

где H – высота штабеля, м^3 ;

L – длина призматической части штабеля, м ;

φ – угол естественного откоса материала, равный 40° .

При подготовке материалов в зимнее время необходимо учитывать, что температура воздуха -40°C , -30°C , -20°C соответственно -20°C , -15°C и -10°C .

Для перемещения сыпучих и мелкокусковых материалов применяют винтовые конвейеры (шнеки), которые обеспечивают движение пылевидных материалов по вертикали, а мелкокусковых – по горизонтали до 40 м и под углом до 20° .

Число оборотов шнека – 50 – 150 об/мин. Число оборотов винта $n_{\text{в}}$ рекомендуют выбирать по формуле

$$n_{\text{в}} = \frac{A}{\sqrt{D}}, \quad (4.10)$$

где A – коэффициент, для порошкообразных материалов принимается равным 60 , для кусковых абразивных – 45 , для песчаных смесей – 30 ;

D – диаметр винта, принимаемый равным $0,15$; $0,2$; $0,25$; $0,3$; $0,5$ и $0,6 \text{ м}$.

Производительность винтового конвейера $\Pi_{\text{к}}$ принимают по формуле, т/ч ,

$$\Pi_{\text{к}} = 10^{-3} 60 F V \rho, \quad (4.11)$$

где F – средняя площадь потока, м^2 ;

V – скорость перемещения материала вдоль оси желоба, м/мин ;

ρ – средняя плотность материала, кг/м^3 .

При этом значение F и V определяют из выражений

$$F = \frac{\pi D_B^2 c}{4};$$

$$V = S n_B,$$

где D_B – диаметр винта, м;

c – эмпирический коэффициент, учитывающий изменения средней площади сечения потока в зависимости от расположения конвейера: при углах наклона соответственно $0^\circ - 0,9$; $5^\circ - 0,9$; $10^\circ - 0,8$; $20^\circ - 0,65$;

S – площадь винта, м, равная $0,8-1,0 D_B$;

n_B – число оборотов винта в минуту (см. формулу (4.10)).

Ковшовые элеваторы применяют при больших углах наклона (подъема) материалов (до 90°).

По скорости движения элеваторы бывают тихоходные (до 1 м/с) и быстроходные (до 2 м/с).

Производительность ковшового элеватора Π_3 определяют по формуле

$$\Pi_3 = 3600 \frac{Vq}{a}, \text{ т/с}, \quad (4.12)$$

где V – скорость движения тягового органа, м/с;

a – расстояние между ковшами, м;

q – масса одной порции материала, т, определяемая из выражения

$$q = \frac{\omega \alpha \rho_H}{1000}, \quad (4.13)$$

где ω – емкость ковша элеватора, л;

α – коэффициент изменения накопления ковша;

ρ_H – насыпная плотность материала, т/м³.

Величина α при глубоких ковшах принимается равной: для песка $0,7-0,9$; при мелких ковшах: для цемента – $0,5-0,7$; для гравия и щебня – $0,6-0,8$.

Производительность пневматических установок для транспортирования цемента определяется по формуле

$$P_y = 2,84\rho_b mVD^2, \text{ кг/с}, \quad (4.14)$$

где ρ_b – плотность воздуха, кг/м^3 , равная 1,29;

m – весовая концентрация смеси «цемент–воздух», кг/кг ;

V – скорость движения смеси по трубопроводу, м/с , принимаемая 9–25 м/с ;

D – внутренний диаметр трубопровода, м , равный 150–300 мм .

Расход воздуха Q_b зависит от концентрации аэросмеси и производительности установки и определяется по формуле

$$Q_b = \frac{Q_m}{\mu\rho_b}, \text{ кг/с}, \quad (4.15)$$

где Q_m – производительность установки, кг/с ;

μ – коэффициент массовой концентрации аэросмеси;

ρ_b – плотность воздуха (около 1,2 кг/м^3).

Внутренний диаметр трубопровода в этом случае определяется по выражению

$$D = \sqrt{\frac{4Q_b}{\pi V_b}}. \quad (4.16)$$

4.6. Расчет бетоносмесительного цеха

При применении бетоносмесительных цехов следует соблюдать технологические нормы (табл. 4.6).

Производительность бетоносмесительных цехов составляет 40–320 тыс. м^3 бетонной смеси в год.

Смесительные машины бетоносмесительных цехов подразделяют на машины периодического (циклического) и непрерывного действия.

По способу перемешивания материалов их подразделяют на гравитационные бетоносмесители, в которых перемешивание происходит при свободном падении материалов, и с принудительным перемешиванием.

Таблица 4.6

Некоторые показатели норм технологического проектирования бетоносмесительных цехов

Показатели	Нормы
Расчетное число замесов в 1ч (плотные заполнители, автоматическое дозирование составляющих): – для бетонных (жестких и подвижных) смесей, приготавливаемых в смесителях принудительного действия; – для бетонных смесей, приготавливаемых в смесителях гравитационного действия: при объеме готового замеса 500 л и менее: – подвижностью 1–4 см; – подвижностью 5–9 см; – подвижностью 10 см; при объеме готового замеса более 500 л: – подвижностью 1–4 см; – подвижностью 5–9 см; – подвижностью 10 см; для растворных смесей.	35 25 27 30 20 22 25 25
Коэффициент выхода смесей (в плотном теле): бетонных тяжелых и легких (для конструкционного бетона); легких (для теплоизоляционного бетона); растворных	0,67 0,75 0,8
Запас материалов в расходных бункерах, ч: заполнителей; цемента; рабочего раствора добавки	1–2 2–3 4–5

Производительность, м³/ч, бетоносмесителей периодического действия:

$$\Pi = \frac{V_6 \beta n K_{\Pi}}{1000}, \quad (4.17)$$

где V_6 – вместительность смесительного барабана по загрузке, л;
 β – коэффициент выхода бетонной смеси;
 n – число замесов в 1 час;
 K_{Π} – коэффициент использования бетоносмесителя ($K_{\Pi} = 0,91$).
 Объем готового замеса, л, бетонной смеси:

$$V_{6с} = V_6\beta.$$

Число замесов в 1 час:

$$n = \frac{3600}{t_y},$$

где t_y – время цикла (время, затрачиваемое на загрузку, перемешивание и выгрузку одной порции (замеса) смеси), с.

Продолжительность смешивания бетонной смеси на различных заполнителях приведена в табл. 4.7, 4.8 и 4.9.

Таблица 4.7

Наименьшая продолжительность, с, смешивания
 бетонной смеси на пористых заполнителях в смесителях
 принудительного действия

Объем готового замеса бетонной смеси, л	Средняя плотность бетона, кг/м ³			
	Более 1700	1400–1700	1000–1400	1000 и менее
500 и менее	105	120	150	180
500–1000	120	150	180	210
Более 1000	150	180	210	240

Таблица 4.8

Наименьшая продолжительность, с, смешивания бетонной смеси на плотных заполнителях

Объем готового замеса бетонной смеси, л	Смесители		
	Гравитационные при подвижности, см		Принудительного действия
	3–8	Более 8	
500 и менее	75	60	50
Более 500	120	90	50

Таблица 4.9

Ориентировочное время смешивания песчано-бетонной смеси

Объем замеса, л	Время смешивания смеси, с, при	
	Подвижной смеси 2–8 см	Жесткости 20–60 см
До 400	90	120
400–800	120	150
800–1200	150	180

Число замесов в 1 час должно быть не более расчетного числа замесов, рекомендуемого нормами технологического проектирования бетоносмесительных цехов (см. табл. 4.6).

Годовая производительность цеха с бетоносмесителями периодического действия:

$$\Pi_{\Gamma} = \frac{PV_{\text{бс}}mnK_{\text{н}}}{1000}, \quad (4.18)$$

где n – число замесов в 1 час;

P – годовой фонд времени, ч;

$V_{\text{бс}}$ – объем готового замеса бетонной смеси, л;

m – количество бетоносмесителей;

$$m = \frac{1000\Pi_{\Gamma}}{PV_{6c}K}, \quad (4.19)$$

где K – коэффициент использования смесителей во времени, равный 0,8.

Количество бетоносмесителей, необходимое для выполнения годовой программы завода (или цеха), определяется по формуле

$$N = \frac{\Pi_{\Gamma} K_{\Pi} K_{\rho}}{K_1 K_2 n y Q \psi}, \quad (4.20)$$

где Π_{Γ} – годовая производительность цеха (завода), м^3 ;

K_{Π} – коэффициент, учитывающий потери бетонной смеси, равный 1,05;

K_{ρ} – коэффициент резерва производства ($K_{\rho} = 1,15$);

K_1 – коэффициент использования рабочего времени в смену, $K_1 = 0,95$;

K_2 – коэффициент использования годового фонда рабочего времени, $K_2 = 0,9$;

ψ – коэффициент, учитывающий неравномерность потребления, $\psi = 0,8$.

Обычно принимают 2–4 бетоносмесителя.

Расход материала на замес цементобетонной смеси $V_{цб}$ определяется по формуле

$$V_{цб} = \frac{V_{см} \Pi \beta}{1000}, \quad (4.21)$$

где $V_{см}$ – паспортная емкость смесителя, м^3 , л;

Π – расчетный расход цемента, $\text{кг}/\text{м}^3$;

β – коэффициент выхода бетонной смеси.

Дозаторы (их тип) выбирают по справочнику Производство сборных железобетонных изделий. – М.: Стройиздат, 1989. – 447 с.

Основная характеристика дозатора – предел дозирования.

Коэффициент выхода бетонной смеси определяется по формуле

$$\beta = \frac{V_{\text{бс}}}{V_{\text{ц}} + V_{\text{п}} + V_{\text{щ}}}, \quad (4.22)$$

где $V_{\text{бс}}$ – объем готовой бетонной смеси, л;

$V_{\text{ц}}$, $V_{\text{п}}$, $V_{\text{щ}}$ – соответственно объемы цемента, песка и щебня, л.

При больших значениях β (около 0,8–0,9) необходимо уменьшать дозировку компонентов смеси на 10–20 % с целью повышения качества перемешивания.

При определении производительности и загрузки бетоносмесителя необходимо учитывать значение β .

При назначении дозровок материалов учитывают фактическую влажность компонентов, уменьшая дозировку воды V' на объем содержащейся в заполнителях влаги:

$$V' = V_{\text{щ}} + V_{\text{п}},$$

где $V_{\text{щ}}$, $V_{\text{п}}$ – соответственно влажность щебня и песка.

Точность дозирования компонентов смеси: для заполнителей – ± 2 %, для цемента, добавок и воды – ± 1 %.

Показателем качества перемешивания бетонной смеси является однородность, которая определяется мокрым рассевом навесок бетонной смеси, отобранных из разных участков замеса или из различных замесов.

Прочность бетона и коэффициент ее вариации также характеризует однородность перемешивания при одинаковых условиях уплотнения и твердения образцов.

Заводы железобетонных изделий Общие положения

При строительстве автомобильных дорог требуется большое количество сборного железобетона, изготавливаемого на заводах железобетонных изделий (ЗЖБИ).

На ЗЖБИ изготавливают:

- плиты проезжей части массой от 1 до 5 т;
- звенья круглых железобетонных труб диаметром 1–2,5 м; массой 0,8–5 т;

- элементы прямоугольных труб массой до 5 т;
- элементы пролетных строений малых и средних мостов массой до 5 т;
- элементы зданий;
- бортовые камни, ограждения, стойки для дорожных знаков, осветительные мачты и др.

ЗЖБИ классифицируют на стационарные и временные; прирельсовые, притрассовые и приобъектные; малой (до 10 тыс. м³ изделий в год) и большой (10–15 тыс. м³ в год) производительности.

Иногда малые ЗЖБИ совмещают с ЦБЗ, на таких заводах (полигонах) меньше цехов и проще оборудование.

Технологический процесс работы ЗЖБИ включает следующие операции:

- выгрузку материалов из транспортных средств и их хранение;
- внутризаводское транспортирование материалов;
- дозирование и перемешивание компонентов цементобетонной смеси;
- армирование изделий;
- термовлажностную обработку изделий;
- хранение готовой продукции.

Процесс непосредственного изготовления железобетонных изделий состоит из следующих операций:

- подготовки опалубочных форм;
- заготовки арматурных сеток, каркасов и их установки в опалубочные формы;
- укладки в формы цементобетонной смеси;
- уплотнения смеси;
- выдерживания «сырых» изделий (в формах) в определенной термовлажностной среде;
- распалубки и транспортирования изделий на склад готовой продукции.

Для обеспечения нормальной работы на ЗЖБИ устраивают следующие цехи: складской, транспортный, смесительный, арматурный, формовочный, термовлажностной обработки, энергетический, готовой продукции.

4.7. Технологические расчеты арматурных цехов

4.7.1. Механическая заготовка

В арматурные цехи заводов сборного железобетона арматурная сталь диаметром 4–14 мм поступает в мотках (бухтах).

Металлическая переработка стальных заготовок включает следующие технологические операции:

- размотку;
- правку;
- очистку;
- отмеривание;
- резку.

Все перечисленные операции осуществляются на автоматических правильно-отрезных станках.

Техническая производительность станков зависит от коэффициента использования их по времени, которое принимается равным 0,75–0,85.

Для практических расчетов при выборе технологического оборудования используется формула, учитывающая технические характеристики станков Q , т/ч:

$$Q = \frac{60T \upsilon m K_b \alpha}{1000}, \quad (4.23)$$

где T – продолжительность смены, ч;

υ – скорость подачи и правки, м/мин;

m – масса одного метра круглой арматуры, т;

K_b – коэффициент использования времени в течение смены;

α – коэффициент снижения производительности при перерыве подачи арматуры на период резки.

Современные приводные станки, оснащенные миникомпьютером, осуществляют рациональный раскрой арматурной стали отходами, не превышающими 1 %.

4.7.2. Сварка арматурных стержней и закладные детали

Для сварки арматурных стержней используют контактные стыковые машинки с автоматическим ручным приводом. Для сварки широких стыков используют многоточечные сварочные машины, работающие в автоматическом режиме. При изготовлении объемных каркасов применяют контактные подвесные машины.

4.7.3. Расчет потребности в электроэнергии

Расчет потребности в электроэнергии на нужды арматурного цеха ведется по формуле

$$P_c = P_y K_c t, \text{ кВт}, \quad (4.24)$$

где P_c – расход энергии за смену, кВт;

P_y – установленная мощность электродвигателя, кВт;

K_c – коэффициент спроса (0,20–0,35);

t – доля расчетного времени на работы машины в смену ($t = 0,8$).

Полная мощность N для выбора мощности трансформаторов на нужды арматурного цеха

$$N = \frac{\sum P_c}{\cos \varphi}, \quad (4.25)$$

где $\cos \varphi$ – коэффициент мощности, принимаемый равным 0,5.

4.7.4. Расчет потребности воды на технологические нужды

Вода в арматурном цехе расходуется на охлаждения сварочного оборудования. Расход воды Π_B на технологические нужды, л/с, зависит от принятой технологии арматурных работ, принятого оборудования и степени его использования. Величина расхода воды определяются по формуле

$$\Pi_B = \frac{K_{\Pi} \sum P_c K_H}{3600}, \text{ л/с}, \quad (4.26)$$

где K_n – коэффициент, учитывающий потери ($K_n = 1,0$).

P_c – расход воды на данный станок, л/с;

K_n – коэффициент неравномерности потребления воды, равный 1,25;

4.7.5. Определение потребности сжатом воздухе

Потребность в сжатом воздухе для арматурного цеха В определяется по формуле

$$B = \sum B_i (K_1 K_2 K_3), \text{ м}^3/\text{мин}, \quad (4.27)$$

где B_i – расход сжатого воздуха на каждый аппарат, $\text{м}^3/\text{мин}$;

K_1 – коэффициент, зависящий от числа одновременно присоединенных машин, потребителей воздуха ($K_1 = 0,6$);

K_2 – коэффициент, учитывающий потери воздуха от не плотностей трубопроводов ($K_2 = 1,20$);

K_3 – коэффициент потери сжатого воздуха в сети ($K_3 = 1,15$).

4.8. Расчет формовочного цеха

В зависимости от способа формирования выполняются соответствующие расчеты.

4.8.1. Поточно-агрегатное формирование

Годовую производительность определяют по формуле

$$Q_r = V_1 m_1 + V_2 m_2 + \dots + V_i m_i, \quad (4.28)$$

где $V_1 \dots V_i$ – объем отдельных изделий, м^3 ;

$m_1 \dots m_i$ – соответственно их количество.

Средняя требуемая производительность заводов составляет

$$Q_{\text{ч}} = \frac{Q_r}{N K_B}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4.29)$$

где N – число часов работы завода за сезон;

K_B – коэффициент использования времени, равный 0,90–0,95.

Среднее количество изделий за час $m_{\text{ч}}$

$$m_{\text{ч}} = \frac{Q_{\text{ч}}}{V_{\text{ср}}}, \quad (4.30)$$

где $V_{\text{ср}}$ – средний объем изделий, м³/ч

Нужное количество бетонной смеси, арматуры, цемента, щебня, песка, воды рассчитывают по нормативным документам (СНиП, НРР 8.03.127 и другие) и сводят в таблицу.

Фактическую часовую производительность формующей линии определяют по формуле

$$Q_{\text{ч.ф.}} = \frac{60nVK_{\text{в}}}{t_{\text{ц}}}, \quad (4.31)$$

где n – количество одновременно формуемых изделий на одной линии;

V – объем одного изделия, м³;

$K_{\text{в}}$ – коэффициент использования времени ($K_{\text{в}} = 0,85-0,95$).

Количество поточно-агрегатных линий в цехе:

$$n_{\text{л}} = \frac{Q_{\text{ч}}}{Q_{\text{ч.ф.}}}. \quad (4.32)$$

4.8.2. Поточно-стендовое формирование

Часовую фактическую производительность стендовой или кассетной установки $Q_{\text{ч.ф.ст}}$ определяют по формуле

$$Q_{\text{ч.ф.ст}} = \frac{60n_{\text{ст}}V_{\text{ст}}K_{\text{в}}}{t_{\text{ц}}}, \quad \text{м}^3/\text{ч}, \quad (4.33)$$

где $n_{\text{ст}}$ – количество одновременно формуемых изделий на стенде (кассетной установке);

$V_{\text{ст}}$ – объем изделий, формуемых на стенде (кассетной установке), м³;

$K_{\text{ст}}$ – коэффициент использования времени, равный 0,6–0,8;
 $t_{\text{ц}}$ – продолжительность оборота станда или кассеты, ч,

$$t_{\text{ц}} = (t_1 + t_2 + t_3)n_{\text{ст}} + t_4 + t_5 + t_6 + t_7, \quad (4.34)$$

где t_1, t_2, t_3 – соответственно продолжительность расформовки, сборки и бетонирования в одном отсеке станда или кассеты;

t_4 – время остывания стандовой или кассетной формы;

t_5, t_6 – продолжительность подготовительных и заключительных операций;

t_7 – время тепловлажностной обработки.

Количество стандов или кассетных установок $n_{\text{ст}}$:

$$n_{\text{ст}} = \frac{Q_{\text{ч}}}{Q_{\text{ч.ф.ст}}}.$$

Объем продукции с 1 м² станда или кассетной установки:

$$P_{\Gamma} = \frac{T_{\text{см}} Q_{\text{ч.ф.ст}}}{S}, \text{ м}^3/\text{м}^2, \quad (4.35)$$

где $T_{\text{см}}$ – продолжительность смены, ч;

S – площадь установки, м².

4.8.3. Вибропрокат

Годовая производительность прокатного стока определяется по формуле

$$Q_{\Gamma.\text{пр}} = \frac{B}{n} NV(1-K)(1-K_1)(1-K_2), \text{ м}^2, \quad (4.36)$$

где B – ширина изделий, м;

n – количество изделий;

N – время работы стана в году, ч;

V – скорость движения формующей ленты, м³/ч;

K – коэффициент, учитывающий проемы в панелях (при отсутствии проемов $K = 0$);

K_1 – коэффициент, учитывающий потери полезной площади стана из-за установок прокладок, равный около 0,5;

K_2 – коэффициент, учитывающий переналадки, равный 0,1–0,003 (при выпуске изделий одного типоразмера $K_2 = 0$).

Для расчета часовой производительности вибропрокатного стана в формуле (4.36) необходимо принять $N = 1$ и $K_2 = 0$.

4.8.4. Формирование труб центрифугированием

При центрифугировании форма с загруженной в нее бетонной смесью вращается вокруг своей продольной оси. Центробежная сила, возникающая при этом, стремится переместить частицы бетонной смеси к стенкам формы, а частицы перераспределяются и уплотняются. Такую технологию используют при формировании напорных и безнапорных труб и длинных трубчатых свай.

При проектировании технологии и подборе оборудования основное внимание уделяют расчету параметров вращения формы во время загрузки смеси и в период ее уплотнения. Минимальное вращение формы n_1 (обороты в минуту) в период ее загрузки смесью определяют по формуле

$$n_1 = 42K \sqrt{\frac{1}{R}}, \quad (4.37)$$

где K – коэффициент, учитывающий динамичность при вращении формы, равный 2–2,5;

R – внутренний радиус, м.

Минимальное вращение формы n_2 (обороты в минуту) в период уплотнения смеси рассчитывают по формуле

$$n_2 = 100 \sqrt{\frac{265C}{0,0236m}}, \quad (4.38)$$

где C – центробежная сила, равная 0,7–1,5 кг/см²;

m – величина приведенного радиуса изделия, определяемая по формуле

$$m = R^2 - \frac{r^3}{R}, \quad (4.39)$$

где r, R – соответственно внутренней и наружный радиус изделия, см.

Годовую производительность центрифуги рассчитывают по формуле

$$Q_{г.ц} = \frac{60NTlK_B}{24t}, \text{ м труб}, \quad (4.40)$$

где N – продолжительность работы центрифуги в году, ч;

T – продолжительность цикла, мин;

l – длина трубы центрифуги, м;

K_B – коэффициент использования времени ($K_B = 0,9$);

t – продолжительность смены, ч.

Длительность цикла T вычисляет сумму отдельных технологий чистых операций. Так, при изготовлении на центрифуге без напорных труб диаметром 1 м и длиной 5 м цикл (в минуту) состоит из следующих операций: установки, закрепления форм – 1,5; пуска центрифуги – 0,5; подачи и распределения смеси – 4; уплотнения смеси центрифугированием – 10; заглаживания внутренней поверхности трубы – 1; остановки центрифуги – 1; снятия центрифуги – 2; итого – 20 минут. Обычно величина t находится в пределах 15–25 мин.

Часовая производительность центрифуги рассчитывается по формуле (4.40), но при этом $N = 1$.

Если одной формовочной линии (поста) недостаточно, то определяют потребное количество постов цеха $n_{п}$:

$$n_{п} = \frac{n_{т}t_{ц}}{N}, \quad (4.41)$$

где $n_{т}$ – количество труб, подлежащее изготовлению за год;

$t_{ц}$ – ритм (цикл) формирования труб на посту, ч;

N – продолжительность работы центрифуги в году, ч.

4.8.5. Вакуумирование и вибровакуумирование

Вакуумирование – это технологический процесс, создающий дополнительное уплотнение бетонной смеси, при котором освободившееся от воды и воздуха пространство заполняется мелкими частицами твердых компонентов смеси.

Вакуумирование осуществляется с помощью специальных устройств (вакуум-щитов, вакуум-вкладышей и т. д.), создающих разрежение порядка 70–80 % от полного вакуума. Процессы вакуумирования обычно длятся от 10 до 15 минут в зависимости от толщины обрабатываемого слоя бетонной смеси и применяется, как правило, для подвижных бетонных смесей. В результате смесь превращается в жесткую (с показателями жесткости 300–400 сек) и обладает высокой структурной и механической прочностью. Это позволяет немедленно снимать опалубку с изделий и конструкций, формируемых в вертикальном положении.

Для уменьшения силы трения между частицами смеси освободившееся паровое пространство лучше заполнить частицами твердых компонентов бетонной смеси, применив вакуумирование в сочетании с вибрацией.

4.8.6. Расчет цеха тепловлажностной обработки

Тепловлажностную обработку железобетонных (бетонных) изделий осуществляют либо в отдельных камерах, либо в камерах туннельного типа с определенной длиной конвертерной линии. Правильность выбора камер оценивается рядом показателей.

Оборачиваемость камеры

$$K_{\text{к}} = \frac{24}{t_{\text{к}}},$$

где $t_{\text{к}}$ – длительность цикла работы камер, ч.

Оборачиваемость формы в камере

$$K_{\text{ф}} = \frac{24}{t_{\text{к}} + t_{\text{ф}}},$$

где t_{ϕ} – продолжительность внекамерных операций снятия форм, чистки, смазки, установки и натяжения арматуры, транспортировки, формирования, ч.

Правильность компоновки камер и загрузки их изделий характеризует коэффициент загрузки (использования):

$$K_{и} = \frac{\sum V_i n_i}{V_1}, \quad (4.42)$$

где V_i – объем отдельных изделий (каждое), м^3 ;

V_1 – внутренний объем камеры, м^3 ;

n_i – количество загружаемых в камеру изделий.

Количество камер туннельного типа рассчитывается там же. Длина камеры определяется длиной конвейерных линий. Ширина камеры B определяется из выражения

$$B = \epsilon + 2a,$$

где ϵ – ширина вагонетки;

a – зазор между бортом вагонетки и стеной камеры, равный 0,3 м.

Высота камеры H при наличии количества ярусов $n_{я}$:

$$H = (h_1 + h_2 + h_3)n_{я} + (n_{я} - 1)h_{к}, \quad (4.43)$$

где h_1, h_2 – соответственно высота вагонетки и рельса, м;

h_3 – высота зазора над вагонеткой (до консоли), обычно равна 0,1 м;

$h_{к}$ – высота консоли, равная 0,15–0,25 м.

При устройстве камер непрерывного действия их часовую производительность рассчитывают по формуле

$$Q_{ч} = \frac{T_{с} n_{л} V_{в} K_{и} n_{в} n_{я}}{t_{п}}, \text{ м}^3, \quad (4.44)$$

где $T_{с}$ – продолжительность работы конвейера в течение суток, ч;

$n_{л}$ – количество конвейерных линий;

$V_{в}$ – объем изделия в вагонетке, м^3 , отнесенный к 1 часу работы тепловой обработки, $\text{м}^3/\text{ч}$;

$K_{и}$ – коэффициент использования камер, равный 0,9;

n_g – количество вагонеток по длине камеры;
 n_y – число ярусов камеры;
 t_n – длительность пребывания вагонеток в камерах не природного действия, ч.

Пропускная способность камеры в год определяется по формуле

$$Q_{\Gamma} = \frac{24NK_{и}n_{к}n_{я}V_{и}n_{в}}{t_{п}}, \quad (4.45)$$

где N – время работы камеры в течение года, ч;

$n_{к}$ – количество камер в одном ярусе;

$V_{и}$ – объем одного изделия, м³.

Число ярусов камер пропаривания:

$$n_{я} = \frac{60T_{с}n_{л}t_{п}}{24K_{и}n_{в}n_{к}t_{к}}, \quad (4.46)$$

где $t_{к}$ – длительность цикла работы камеры, ч.

После технического расчета выполняют теплотехнический. Предварительно вычисляют суммарный объем камер V_i :

$$\sum V_i = \frac{Q_{\Gamma}t_{к}}{NK_{и}}, \text{ м}^3, \quad (4.47)$$

где Q_{Γ} – годовая пропускная способность камеры, м³;

V_i – объем одной камеры, м³.

Количество камер определяется из выражения

$$n = \frac{\sum V_i}{V_i} + n_1, \quad (4.48)$$

где n_1 – резервные камеры ($n_1 = 1-2$).

Тепловой расчет камер сводится к определению затрат тепловой энергии. Тепловые затраты на одну камеру рассчитывают следующим образом.

Общий расход тепла, ккал, при числе камер n

$$Q = K_T n \sum Q_i, \quad (4.49)$$

где K_T – коэффициент, учитывающий теплопотери через щели и неплотности камер, равный 1,08–1,12;

n – число камер.

$$\sum Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 + Q_5 + Q_6 + Q_7,$$

где Q_1 – расход тепла, ккал, на нагревание изделий массой m_1 , кг, от начальной температуры t_n до температуры внутри камеры t_k , °С

$$Q_1 = m_1 C_1 (t_n - t_k) n_1, \quad (4.50)$$

где n_1 – число изделий, размещающихся в одной камере;

C_1 – удельная теплоемкость цемента-бетонной смеси ккал/кг·град.;

Q_2 – расход тепла на нагревание формы m_2 :

$$Q_2 = m_2 C_2 (t_n - t_k) n_2, \quad (4.51)$$

где n_2 – число форм, в которых размещаются изделия ($n_2 = n_1$);

C_2 – средняя удельная теплоемкость материала формы, ккал/кг·град.;

Q_3 – расход тепла на нагревание вагонетки массой m_3

$$Q_3 = m_3 C_3 (t_n - t_k) n_3, \quad (4.52)$$

где C_3 – средняя удельная теплоемкость материала вагонетки ккал/кг·град;

n_3 – число вагонеток;

Q_4 – расход тепла на испарение воды из плит, приближенно определяется из условия, что вода испаряется в количестве, равном 1% от массы пропариваемых изделий:

$$Q_4 = (595 + 0,47 t_n - t_k) m_{\text{изд}} C_4, \quad (4.53)$$

где $m_{\text{изд}}$ – масса изделий, кг;

C_4 – удельная теплоемкость материала пропариваемых изделий, ккал/кг·град.

Кроме перечисленных полезных затрат тепла, в процессе термо-влажностной обработки изделий имеются теплопотери: расхода тепла в окружающую среду Q_5 и нагрева окружающих конструкций Q_6 .

Q_5 – расход тепла, поступающего в окружающую среду в процессе изотермического прогрева:

$$Q_5 = FT_{\text{пр}}K_T(t_K - t_B), \quad (4.54)$$

где F – площадь ограждения, м^2 ;

$T_{\text{пр}}$ – длительность изотермического прогрева, ч;

t_K – температура внутри камеры, $^{\circ}\text{C}$;

t_B – температура наружного воздуха, $^{\circ}\text{C}$;

K_T – коэффициент теплопередачи, $\text{ккал}/\text{м}^3 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}$, определяемый по формуле

$$K_T = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_H} + R + \frac{1}{\alpha_B}}, \quad (4.55)$$

где α_H – коэффициент теплоотдачи (от камеры к наружному воздуху), $\text{ккал}/\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}$;

α_B – коэффициент тепловосприятия внутренней поверхности камеры, $\text{ккал}/\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град}$;

R – тепловое сопротивление ограждения камеры, состоящее из h_1 – h_n слоев, м, с коэффициентами теплопроводности соответственно λ_1 – λ_n :

$$R = \frac{h_1}{\lambda_1} + \dots + \frac{h_n}{\lambda_n}, \text{ м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{град} / \text{ккал}; \quad (4.56)$$

Q_6 – расход тепла на нагревание ограждающих конструкций (пола, стенок, крыши):

$$Q_6 = \sum F_i m_i C_i (t_H - t_K), \quad (4.57)$$

где F_i – площадь ограждающих конструкций тепловой камеры (пола, стенок, крыши), м^2 ;

m_i – средняя масса 1 м^2 ограждения, кг;

C_i – среднее значение удельной теплоемкости ограждающих конструкций, $\text{ккал}/\text{кг} \cdot \text{град}$.

По формуле (4.57) подсчитывают расход тепла отдельно для пола, стенок, крышки и затем суммируют.

Q_7 – расход тепла, отдаваемого паром, заполняющим свободный объем камеры:

$$Q_7 = p(V_1 - V_2), \quad (4.58)$$

где p – теплосодержание пара, ккал/м³;

V_1, V_2 – соответственно объем камеры и изделий в ней, м³.

По общему расходу тепла, определенному по формуле (4.49), вычисляют среднечасовой объем пара $\Pi_{\text{ч}}$:

$$\Pi_{\text{ч}} = \frac{Q}{T_{\text{п}} i}, \quad \text{кг/ч}, \quad (4.59)$$

где $T_{\text{п}}$ – продолжительность периода пропаривания, ч;

i – теплосодержание пара, ккал/кг.

При прогреве изделий в кассетных установках средний расход пара на 1 м³ находится в пределах от 250 до 300 кг.

Автоклавный паропрогрев. Этот процесс заключается в пропаривании бетонных изделий при повышенных температурах (175–193 °С) насыщенным водяным паром с давлением 9–13 атм. Указанные параметры ускоряют режим паронагрева и способствует более быстрому набору прочности изделий.

Автоклавы представляют собой герметически закрывающиеся камеры с хорошей теплоизоляцией (диаметром 2,6 или 3,6 м и длиной 20–30 м), внутри которых на рельсах перемещаются вагонетки с изделиями.

Ориентировочная продолжительность пропаривания в автоклавах изделий из дорожных бетонов – до 10–12 ч. Уменьшение продолжительности пропаривания может быть достигнуто повышением тонкости помола или активации цемента, вакуумированием изделий и автоклавного пространства.

Расход пара на 1 м³ изделий при автоклавном паронагреве составляет 300–350 кг, что не намного больше, чем при камерном пропаривании. Однако металлоемкость автоклавов довольно значительная, что и определяет их высокую стоимость.

Тепловой расчет автоклавов производится по методике расчета камер: это тоже периодически действующие установки. При достижении конечной температуры в автоклавах затем она обычно медленно понижается, что позволяет использовать пар в другом автоклаве.

В момент окончания пропаривания в автоклаве находится следующее количество тепла пара Q_0 , ккал:

$$Q_0 = (V - V_1 - V_2)\rho_{\text{п}}i_{\text{п}}, \quad (4.60)$$

где V , V_1 , V_2 – соответственно объемы автоклава, изделий и вагонеток с формами, м^3 ;

$\rho_{\text{п}}$ – плотность пара, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$i_{\text{п}}$ – теплосодержание пара, $\text{ккал}/\text{кг}$.

Значение $\rho_{\text{п}}$ и $i_{\text{п}}$ принимаются в зависимости от давления пара.

При электронагреве железобетонных изделий мощность электроустановок определяется в зависимости от необходимого количества тепла Q , $\text{ккал}/\text{ч}$, которое вычисляют по методике, аналогичной приведенной выше.

4.9. Контроль качества изделий

Контроль качества продукции завода железобетонных изделий (ЗЖБИ) охватывает весь технологический комплекс: контролируются поступающие материалы, технологический процесс и качество готовых изделий.

Контроль качества поступающих изделий традиционен: определяются показатели свойств материалов и их соответствие нормативным документам.

Контроль технологических процессов включает проверку:

- длительности и качества перемешивания;
- подвижности и удобоукладываемости смеси;
- качества сварки и монтажа арматурных сеток и каркасов;
- напряжения при натяжении арматуры;
- параметров уплотнения смеси;
- температурного и влажностного режимов;
- тепловлажностной обработки и других операций.

Контроль качества готовой продукции проводится в соответствии с нормативными документами на тот или иной вид изделий.

Основной систематически определяемый показатель – прочность бетона. Показатель морозостойкости, водонепроницаемости и трещиностойкости определяют периодически. Прочность бетона контролируют для всех партий изделий. При этом формование и выдерживание образцов должно быть, по возможности, таким, как и при изготовлении изделий.

Очень эффективны электрофизические методы, позволяющие определять прочность готовых изделий без их разрушения.

На практике применяется простой способ определения прочности с использованием ультразвука. Экспериментально установлено, что скорость ультразвука V_{y3} существенно зависит от крупности заполнителя данного бетона.

Строят серию экспериментальных кривых $R_{28} = f(V_{y3})$ для различных составов бетонов и крупности заполнителя, по которым, исходя из замеренной V_{y3} , вычисляют прочность бетона R_{28} готовых изделий.

При контроле прочности бетона вычисляют коэффициент неоднородности прочности изделия K_n :

$$K_n = \frac{R_{cp} - 3\sigma}{R_{28}}, \quad (4.61)$$

где R_{cp} – средняя арифметическая прочность бетона на сжатие, определяемая при числе испытаний данной партии n ;

σ – среднеквадратичное отклонение, которое определяется по формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum(R_i - \bar{R}_i)^2}{n-1}}, \quad (4.62)$$

где R_i – прочность бетона каждого из n образцов;

\bar{R}_i – среднеарифметическая прочность образцов из n измерений.

Значение величины коэффициента неоднородности K_n должно быть не ниже 0,75.

4.10. Генеральный план ЦБЗ

Прирельсовые и притрассовые ЦБЗ организуют на базе бетоносмесительных установок различного типа. При этом отдают предпочтение бетоносмесительным установкам циклического действия, обеспечивающим более точное дозирование компонентов бетонной смеси, регулирование ее подвижности и времени перемешивания.

Целесообразно иметь на прирельсовых ЦБЗ два ж. д. тупика.

На рис. 4.4 показана схема прирельсового ЦБЗ, производительностью 240 м³/ч, который включает:

- 1 – склад каменных материалов (70 тыс. м²);
- 2 – склад нефтепродуктов (350 т);
- 3, 19 – туалеты;
- 4 – канализационные очистные сооружения;
- 5 – компрессорную установку;
- 6 – два силосных склада цемента (общая вместимость 3 тыс. т);
- 7 – хранилище пленкообразующих материалов;
- 8 – трансформаторную подстанцию;
- 9 – узел приготовления водных растворов добавок;
- 10 – разгрузочную рампу;
- 11 – весовую с автомобильными весами грузоподъемностью 30 т;
- 12 – столовую;
- 13 – контору с лабораторией и местом отдыха;
- 14 – механическую мастерскую;
- 15 – бытовые помещения;
- 16 – площадку для открытых ремонтных работ;
- 17 – материально-технический склад;
- 18, 21 – артезианские скважины;
- 22 – котельную;
- 20, 23, 30 – резервуары для запаса воды (50 м³ каждый);
- 24 – бетоносмесительное отделение (две установки СБ-109);
- 25 – отделение подачи каменных материалов с их погрузкой и выдчей со склада в расходные бункеры фронтальными погрузчиками;
- 26 – отделение грохочения песка;
- 27 – подрельсовый бункер с радиально-штабелирующим конвейером РШК-30М;
- 28 – битумохранилище вместимостью 500 т;
- 29 – навес вместимостью 350 м³ для тарного хранения материалов.

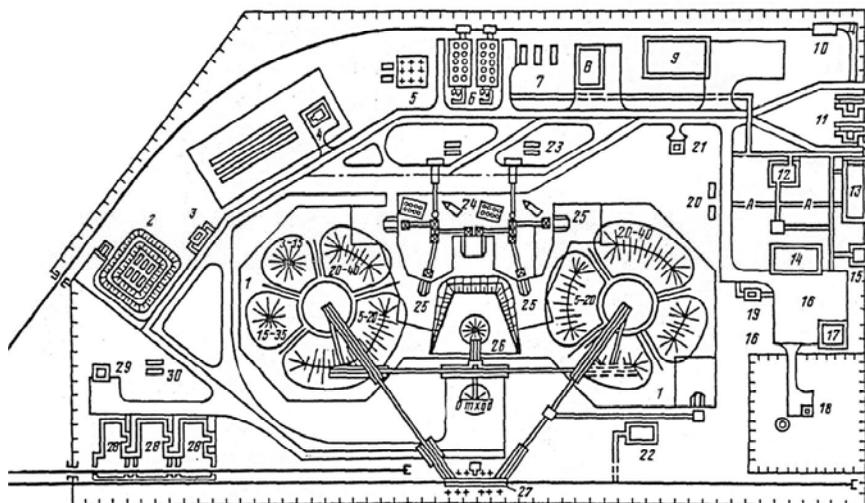


Рис. 4.4. Схема прирельсового ЦБЗ

На рис. 4.5 приведена схема притрассового ЦБЗ. Каменные материалы (щебень и песок) с прирельсового ЦБЗ доставляют автомобилями на притрассовый ЦБЗ и выгружают на заготовленные площадки.

Покрытия неоткрытых площадок для хранения заполнителей и на основных проездах рекомендуется устраивать как из монолитного и сборного бетона, так и из асфальтобетона. Пути движения автомобилей-самосвалов должны иметь твердое покрытие – цементобетонное или цементогрунтовое. На площадках и путях движения должен быть обеспечен хороший водоотвод.

В качестве основного оборудования притрассового ЦБЗ, производительностью $120 \text{ м}^3/\text{ч}$, принята бетоносмесительная установка СБ-109 (см. рис. 4.5).

Площадки под штабеля каменных материалов устраивают с покрытием из каменного отсева толщиной 12 см.

Каменные материалы со склада к загрузочным бункерам смесительной установки подают одноковшовыми фронтальными погрузчиками ГО-18.

Хранение цемента предусматривают в силосном складе вместимостью 300 т, входящем в состав бетоносмесительной установки. Склад цемента обеспечивают сжатым воздухом от компрессорной

установки, запроектированной на базе трех передвижных компрессорных станций типа ПВ-10.

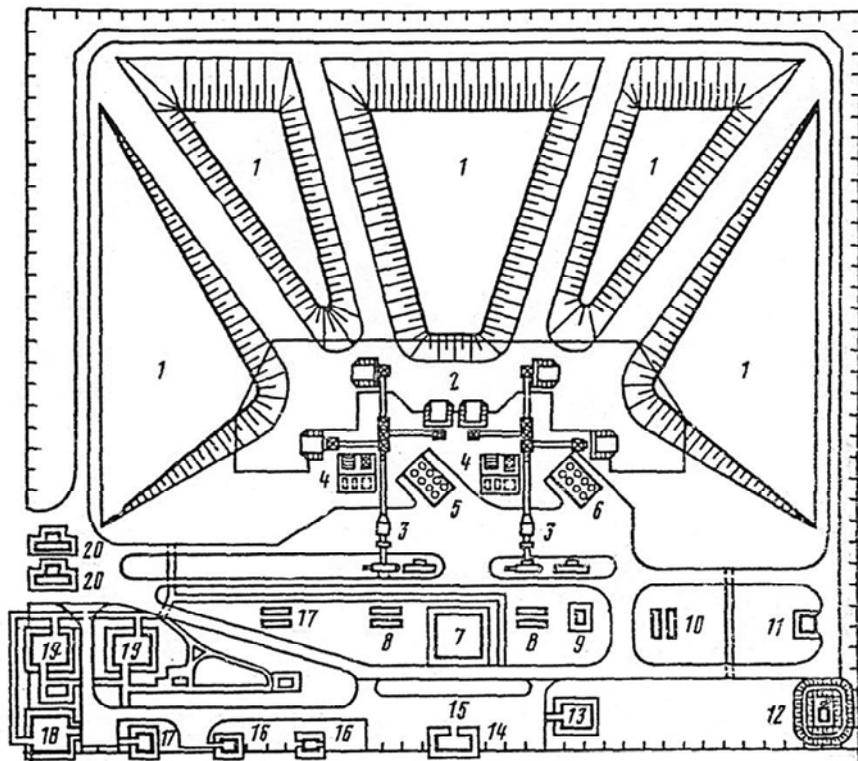


Рис. 4.5. Схема притрассового ЦБЗ:

- 1 – склад каменных материалов; 2 – отделение подачи каменных материалов;
- 3 – бетоносмесительное отделение; 4 – компрессорная установка; 5,
- 6 – склады цемента вместимостью 300 т; 7 – отделение для приготовления водных растворов добавок; 8 – резервуары для запаса воды вместимостью 50 м³;
- 9 – трансформаторная подстанция; 10 – резервуар для запаса воды вместимостью 50 м³;
- 11 – навес для тарного хранения материалов; 12 – склад нефтепродуктов вместимостью 25 м³;
- 13 – котельная; 14 – ремонтно-механическая мастерская;
- 15 – площадка для открытых ремонтных работ; 16 – туалет;
- 17 – столовая; 18 – контора; 19 – бытовое помещение;
- 20 – весовая с автомобильными весами грузоподъемностью 30 т

При возможности централизованного получения готовых смесей добавок для бетона отделение по приготовлению добавок исклю-

чается. В этом случае на притрассовом ЦБЗ могут быть установлены емкости для хранения и выдачи добавок в установку.

Для технического обслуживания и текущего ремонта технологического оборудования, инженерных сетей и коммуникаций на заводе предусмотрена ремонтно-механическая мастерская. Для систематического контроля технологического процесса приготовления бетонной смеси, качества исходных материалов, поступающих на завод, в составе ЦБЗ организована лаборатория. Хранение дизельного топлива и бензина, необходимых для работы машин и оборудования завода, предусмотрено в емкостях под навесом площадью 41,0 м².

4.11. Определение оптимального радиуса действия мобильного завода железобетонных конструкций

Во время работы мобильного завода железобетонных конструкций при оптимальном радиусе действия стоимость единицы продукции этого предприятия «франко-строительство» должна быть минимальной. Стоимость единицы продукции на заводе может быть выражена зависимостью

$$e_{\text{зав}} = a + \frac{B}{\Pi T}, \text{ руб.} \quad (4.63)$$

где a – стоимость единицы продукции без учета монтажа и демонтажа завода, руб;

B – расходы на монтаж и демонтаж завода, руб;

Π – годовая производительность завода, единиц;

T – срок его работы на одном месте, г.

Стоимость транспортирования единицы продукции на строительство по проф. С. Е. Кантореру:

$$e_{\text{тр}} = bL + \Gamma, \text{ руб.} \quad (4.64)$$

где b – удельные расходы по транспортированию, руб./ед.-м;

L – среднее расстояние транспортирования продукции, м;

Γ – расходы, не зависящие от расстояния транспортирования, руб./ед.

Следовательно, полная стоимость единицы продукции с учетом ее транспортирования на строительную площадку

$$e = e_{\text{зав}} + e_{\text{тр}} = a + \frac{Б}{ПГ} + bL + \Gamma, \text{ руб.} \quad (4.65)$$

Для конкретизации изложения представим достаточно простую схему (рис. 4.6). Более сложные случаи можно будет решать с использованием линейного программирования. Мобильный завод железобетонных конструкций находится в районе строительства крупного объекта. Потребность продукции на единицу площади застраиваемой территории обозначим μ , ед/м². Следовательно, необходимое количество продукции:

$$ПГ = 3,14R^2\mu, \text{ ед.} \quad (4.66)$$

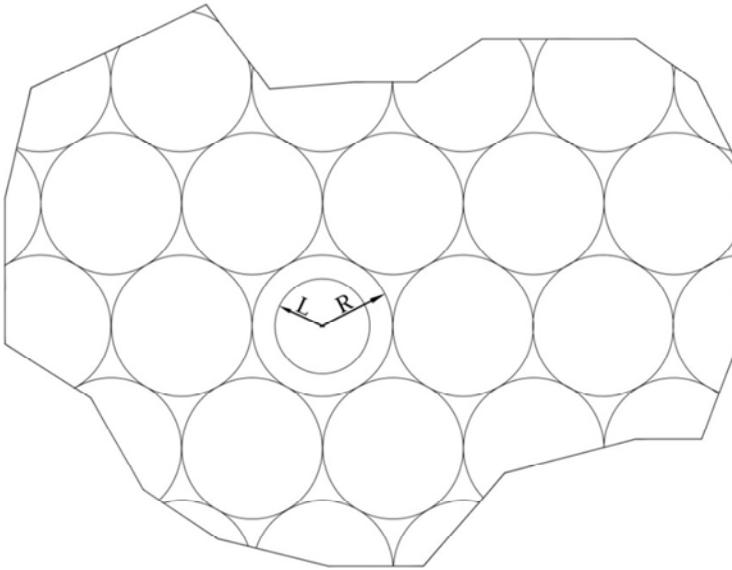


Рис. 4.6. Схема определения оптимального радиуса действия мобильного завода

Между радиусом действия завода R и средней длиной транспортирования продукции L для рассматриваемого случая существует следующая зависимость:

$$2\pi L^2 = \pi R^2. \quad (4.67)$$

Откуда

$$L = \frac{R}{\sqrt{2}} \approx 0,7R. \quad (4.68)$$

Подставив значения L и ΠT в формулу (4.65), полную стоимость единицы продукции представим в функциональной зависимости от R . Следовательно, из (4.65), (4.66) и (4.68)

$$e = a + \frac{0,32B}{\mu R^2} + 0,7bR + \Gamma, \text{ руб.} \quad (4.69)$$

Формула (4.69) показывает, что в зависимости от радиуса R часть расхода будет уменьшаться, часть увеличиваться, а часть останется неизменной.

Для определения оптимального радиуса действия завода возьмем первую производную $\frac{de}{dR}$ и приравняем ее к нулю:

$$\frac{de}{dR} = -\frac{0,64B}{\mu R^3} + 0,7b = 0 \quad (4.70)$$

или

$$R_{\text{опт}} = \sqrt[3]{\frac{B}{1,06\mu b}}, \text{ м.} \quad (4.71)$$

Из формулы (4.71) следует, что оптимальный радиус действия рассматриваемого завода: 1) увеличивается с увеличением стоимости его монтажа и демонтажа, которая определяется производительностью завода или увеличивается при заводе большой производительности; 2) уменьшается с увеличением плотности строительства; 3) уменьшается с увеличением удельных расходов по транспортированию продукции.

Наивыгоднейший срок работы завода на одном месте определяется из формулы (4.66), так как производительность завода Π задана, а оптимальный радиус его действия $R_{\text{опт}}$ подсчитан:

$$T_{\text{наив}} = \frac{3,14R_{\text{опт}}^2 \mu}{\Pi}, \text{ лет.} \quad (4.72)$$

Глава 5. ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ МЕРОПРИЯТИЙ ПО ОХРАНЕ ТРУДА НА ДОРОЖНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Общие положения

При проектировании дорожных производственных предприятий необходимо разрабатывать мероприятия, которые обеспечивают требуемые санитарно-гигиенические условия труда, предупреждающие травматизм и возникновение пожаров.

5.1. Проектирование основных мероприятий, обеспечивающих нормальные санитарно-гигиенические условия

Мероприятия включают:

- обоснование ширины санитарной зоны удаления производственного предприятия от населенного пункта;
- определение требуемого расхода и количества воды на хозяйственно-питьевые нужды, а также для душевых и умывальников;
- обоснование размещения на генеральном плане зданий (цехов) предприятий по условиям запыленности (загазованности) с учетом розы ветров;
- расчет естественной и искусственной вентиляции для производственных цехов и кондиционирования воздуха в бытовых помещениях;
- расчет пылеотделительных камер, циклонов, электрофильтров, нейтрализующих газы и пыль, выбрасываемых в атмосферу;
- расчет степени громкости производственного шума в отдельных цехах и помещениях, а также требуемой звукоизоляции и средств глушения шума;
- расчет предельной величины вибрации в отдельных цехах и защитных мероприятий по ее нейтрализации;
- расчет искусственного освещения цехов и производственных площадок, а также освещенности бытовых помещений предприятий.

5.2. Проектирование мероприятий, предупреждающих травматизм

Мероприятия, предупреждающие травматизм предусматривают:

- расчет тросов подъемно-транспортного оборудования;
- расчет прочности паровых котлов и устройств;
- расчет устойчивости откосов материалов, хранимых в отдельных штабелях (щебня, песка, гравия, отсева, асфальтогранулята);
- расчет устойчивости уступов в карьерах;
- обеспечение безопасности персонала при выполнении погружно-разгрузочных работ;
- обеспечение безопасности движения автомобильного транспорта на внутривозвальной территории предприятия.

5.3. Проектирование противопожарных мероприятий

Пожарные мероприятия предусматривают:

- обоснование противопожарных разрывов между отдельными зданиями и местами, опасными в пожарном отношении (битумоплавильные, битумо- и мазутохранилища и др.);
- проектирование транспортных путей, обеспечивающих свободный подъезд к зданиям и местам пожароопасных материалов;
- обоснование размещения зданий с легковоспламеняющимися материалами с учетом рельефа местности и розы ветров;
- расчет грозозащиты (заземление и др.);
- обоснование противопожарных требований к электропроводке и выбор противопожарной сигнализации;
- расчет путей эвакуации людей;
- расчет потребного вида и количества первичных средств тушения пожаров, а также их расположения на объектах предприятия;
- расчет пожарного водопровода (расход воды, диаметр труб, количество пожарных гидрантов), размещение сети на генплане предприятия;
- расчет емкости пожарных водоемов.

5.4. Выбор площади для дорожных производственных предприятий и его благоустройство

Площадки для расположения дорожных производственных предприятий выбирают и планируют с учетом санитарно-гигиенических и противопожарных требований.

Место для забора воды согласовывают с Госсаннадзором в установленном порядке.

Особое внимание уделяют возможности получать воду, электроэнергию и газ из ближайших источников.

Обычно вблизи от АБЗ, ЦБЗ, ЗЖБИ строятся поселки для рабочих-строителей. Поскольку производственные дорожные организации в процессе работы выделяют газ, пыль, копоть, дым, то надо располагать по отношению к жилому поселку с наветренной стороны и отделять санитарной зоной:

Для выбора наветренной стороны необходимо построить розу ветров по вероятности направлений ветра в процентном отношении (рис. 5.1).

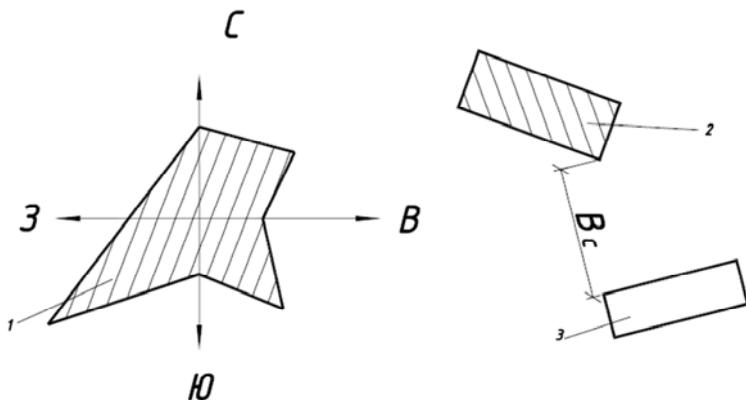


Рис. 5.1. Схема расположения производственного предприятия по отношению к поселку:

- 1 – роза ветров, преобладающее направление ветра; 2 – поселок;
3 – площадка предприятия (B_c – ширина санитарной зоны)

Ширину санитарной зоны B_c назначают в зависимости от класса предприятия по степени вредности (табл. 5.1).

Таблица 5.1

Величина B_c в зависимости от класса вредности

Класс	I	II	III	IV	V
B_c	1000	500	300	100	50

Для дорожных производственных предприятий принята следующая санитарная классификация: карьеры различных горных пород – II и III класс; АБЗ, битумные и эмульсионные базы – III класс; ЦБЗ, ЗЖБИ и полигоны – IV класс.

В санитарной зоне допускается размещать склады, гаражи, административные здания, зону рекомендуют озеленять.

Для уменьшения концентрации дыма и копоти на уровне земли при эксплуатации АБЗ и баз органических вяжущих высоту дымовых труб смесителей и плавильных установок принимают максимальной.

Связь между небольшой конструкцией вредных веществ P_{\max} , мг/л на уровне земли, и высоты трубы над уровнем H , м:

$$P_{\max} = 0,066 \frac{q}{V_B (H + \Delta H)^2}, \quad (5.1)$$

где q – количество газа, выбрасываемого через трубу, т/м³;

V_B – скорость ветра, м/с;

ΔH – возвышение газов над верхом трубы, вычисляемое по формуле:

$$\Delta H = \frac{1,9DV}{V_B \varphi}, \quad (5.2)$$

где D – диаметр отверстия трубы, м;

V – скорость выхода газов из трубы, м/с;

φ – коэффициент, учитывающий изменение скорости ветра, равный 1,15 при $H \leq 20$ м и 1,4 при $H \leq 60$ м.

Значение P_{\max} устанавливается санитарными нормами. Определив значение ΔH по (5.2), находят искомую величину H .

Здания на площадке производственного предприятия располагают так, чтобы они имели максимальную естественную освещенность.

Цехи, где выделяются газы, располагают по отношению к другим зданиям (где работают люди) с подветренной стороны. На территории предусматривается ее озеленение.

Особое внимание уделяют транспортным путям, которые должны обеспечивать удобное и безопасное движение и подъезд к каждому сооружению на случай пожара.

При однопутном движении ширина проезжей части принимается равной не менее 3,5 м, а при двухпутном – 7 м; минимальный радиус закругления – 15 м; важно, чтобы транспортные пути не пересекались; по пожарным требованиям целесообразно иметь на площадке производственного предприятия кольцевую дорогу и два въезда.

Цехи с шумными технологическими процессами (от работы дробилок, грохотов, пневмоударных установок и др.) необходимо удалять от зданий, в которых работают сотрудники, на расстояние L , вычисляемое по формуле

$$\lg L = \frac{y_1 - y_2}{\eta Q}, \text{ м}, \quad (5.3)$$

где y_1 – фактический уровень шума, дБ, измеряемый шумомером непосредственно у оборудования, создающего шум;

y_2 – предельно допустимый уровень шума внутри помещения, принимаемый равным:

– для лабораторий, кабин дистанционного управления и контор – 75 дБ;

– для промышленных зданий – 85 дБ.

Между зданиями должны быть противопожарные разрывы.

При проектировании генпланов карьеров необходимо учитывать радиусы взрывной волны и взрывобезопасные расстояния.

5.5. Вентиляция помещений

На производственных предприятиях предусматривается промышленная вентиляция – естественная и искусственная.

Воздух в помещениях должен иметь требуемую температуру, относительную влажность, скорость движения и не содержать вредных примесей выше предельной нормы.

В помещениях, где происходит выделение вредных газов, производят многократную очистку воздуха: K раз в час объемом воздуха, равном внутреннему объему помещений.

Кратность объема воздуха

$$K = \frac{P}{P_{\text{д}}}, \quad (5.4)$$

где P , $P_{\text{д}}$ – соответственно фактическая и допустимая концентрация вредных примесей в воздухе, мг/м³.

Вентиляцию устраивают при $K > 1$, а также в случае, если объем воздуха в помещении на одного работника менее 20 м³. При этом количество подаваемого воздуха должно быть не менее 30 м³/ч на одного работника.

В административно-конторских помещениях проектируют приточно-вытяжную вентиляцию с $K = 1,5$.

В отдельных цехах дорожных производственных предприятий выделяется большое количество тепла. Величину кратности обмена воздуха в этом случае определяют из соотношения

$$K = \frac{V_{\text{п}}}{V}, \quad (5.5)$$

где $V_{\text{п}}$ – количество воздуха, которое вводят в помещение (цех) для поглощения избыточного выделения тепла, м³;

V – объем помещения (цеха), м³.

Величину $V_{\text{п}}$ рассчитывают по формуле

$$V_{\text{п}} = \frac{\Delta Q}{C_{\text{рв}}(t - t_{\text{в}})}, \quad (5.6)$$

где ΔQ – избыточное количество тепла в помещении, ккал;
 C – удельная теплоемкость сухого воздуха, равная 0,24 ккал/кг·град;
 t – температура воздуха в помещении, °C;
 ρ_v – плотность приточного сухого воздуха, принимаемая по табл. 5.2 в зависимости от температуры наружного воздуха t_v .

Таблица 5.2

Зависимость ρ_v от температуры

$t_v, ^\circ\text{C}$	0	5	10	20	30	40
$\rho_v, \text{кг/м}^3$	1,29	1,27	1,25	1,20	1,16	1,13

Избыточное тепло ΔQ включает ряд отдельных источников:

$$\Delta Q = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4. \quad (5.7)$$

Количество тепла, выделяемое поверхностями сушильного барабана и смесителями на АБЗ, не рассчитывается, поскольку они работают на открытом воздухе и на состояние сотрудников не влияют.

Тепло, выделяемое электродвигателями, работающими в помещении Q_1 :

$$Q_1 = 860N\mu, \quad (5.8)$$

где N – общая мощность всех двигателей, кВт;

μ – коэффициент интенсивности тепловыделения, равный 0,2–0,4.

Тепло, выделяемое электроосвещением в помещении:

$$Q_2 = 860N\phi, \quad (5.9)$$

где N – общая мощность освещения помещения (цеха), кВт;

ϕ – переводной коэффициент, равный 0,8–1,0.

Тепло, выделяемое работающими людьми:

$$Q_3 = nq, \quad (5.10)$$

где n – количество работников;

q – тепло, выделяемое одним работником, равное 100 ккал/ч.

Тепло, вносимое солнечной радиацией летом через остекленные окна:

$$Q_4 = SaK_k, \quad (5.11)$$

где S – общая площадь остекления помещения, m^2 ;

α – величина солнечной радиации через $1 m^2$ остекления, $ккал/m^2 \cdot ч$;

K_k – коэффициент, учитывающий конструкцию остекления, равный:

– при одинарном остеклении – 1,15;

– при двойном – 1,45;

– при обычном загрязнении – 0,8;

– при основном загрязнении – 0,7.

По объему помещения V и коэффициенту кратности обмена воздуха K определяют из формулы (5.4) необходимое количество воздуха для вентиляции V_n .

При искусственном вентилировании воздуха V_n , $m^3/ч$, подбирают производительность вентилятора Π_B . Очевидно, что $\Pi_B = V_n$;

Площадь сечения воздуховода S_B составляет:

$$S_B = \frac{\Pi_B}{3600V_B}, \quad (5.12)$$

где V_B – скорость движения воздуха в воздуховоде, $м/с$.

5.6. Расчет пылеотделительных устройств

Расчет пылеотделительных устройств для цехов производственных предприятий (АБЗ, ЦБЗ, ЗЖБИ) сводится к выбору средств для очистки воздуха – циклонов и пылеотделительных фильтров (тканевых, сухих, мокрых, масляных).

Расчет фильтров включает определение площади их сечения S_ϕ и периодов t_ϕ между очередными чистками.

Предварительно вычисляют требуемый коэффициент очистки воздуха ε , определяемый по формуле

$$\varepsilon = \frac{\mu_\phi - 0,3\mu_n}{\mu_\phi} 100, \quad (5.13)$$

где $\mu_{\text{ф}}$ – фактическая запыленность откачиваемого воздуха, мг/м³;
 $\mu_{\text{п}}$ – предельное допустимое содержание пыли в откачиваемом воздухе, принимаемое по СН 254-63.

По табл. 5.3 подбирают тип фильтра и его удельную нагрузку $V_{\text{ф}}$.

Таблица 5.3

Тип фильтра и его характеристики

Тип и конструкция фильтра	Коэффициент очистки воздуха ϵ , %	Удельная нагрузка фильтра $V_{\text{ф}}$, м ³ /ч·м ²
Тканевый плоский из редкого миткаля	60–80	100
– мешочный из ворсистой шерсти	60–80	150
– плоский из бумази	60–80	200
– из марли	50	500
Наполнительный сухой из слоя ваты толщиной 10 мм	60–80	500
Наполнительный смачиваемый (коксовый, шлаковый, щебеночный) толщиной 200 мм	60	1000
То же, из фарфоровых колец при толщине		
75 мм	80	2000
150 мм	90	2000
Масляный из четырех перфорированных коробок	90–95	4000

Площадь сечения фильтра:

$$S_{\text{ф}} = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{ф}}}, \text{ м}^2, \quad (5.14)$$

где $V_{\text{в}}$ – требуемый расход воздуха при вентилировании, м³;
 $V_{\text{ф}}$ – удельная нагрузка фильтра, м³/ч·м².

Время между очистками фильтра вычисляют по формуле

$$t_{\phi} = \frac{100\,000V_{\text{в}}}{S_{\phi} 24\varepsilon V_{\phi} \mu_{\text{ср}}}, \quad (5.15)$$

где $\mu_{\text{ср}}$ – средняя запыленность откачиваемого воздуха, принимаемая равной 0,25.

Расчет циклона для удаления пыли сводится к установлению его размера. Обычно задают следующие параметры:

- требуемый расход воздуха при вентилировании $V_{\text{п}}$, м³/ч;
- плотность пыли $\rho_{\text{п}}$, кг/м²;
- скорость воздуха, входящего в циклон $V_{\text{в}}$, м/с.

Циклон должен давать степень очистки воздуха до 95 %.

5.7. Расчет электрозащитных устройств

При проектировании и эксплуатации дорожных производственных предприятий большое внимание уделяется вопросам электробезопасности. Для этого выполняют различные мероприятия.

Для защиты работающих людей от поражения током агрегаты, работающие от электродвигателей, заземляют, то есть соединяют с землей металлическими токонесущими частями.

Задачей расчета защитного заземления является подбор такого сечения проводников, при котором их сопротивление растеканию тока будет меньше допустимого значения.

В зависимости от конструкции заземления допустимое сопротивление заземления принимается равным от 4 до 30 Ом.

Расчетные формулы для определения сопротивления растеканию тока R зависят от конструкции заземления, Ом:

- для труб

$$R_{\text{T}} = \frac{\rho_{\text{г}}}{2\pi l} \ln \frac{2l}{d} \alpha; \quad (5.16)$$

- для кольца

$$R_{\text{К}} = \frac{\rho_{\text{г}}}{2\pi^2 D} \ln \frac{8\pi D^2}{bh} \alpha; \quad (5.17)$$

– для соединительной полосы

$$R_{\text{п}} = \frac{\rho_{\Gamma}}{2\pi l} \ln \frac{2l^2}{bh} \alpha; \quad (5.18)$$

– для прямоугольной пластины

$$R_{\text{пл}} = \frac{\rho_{\Gamma} \alpha}{8\sqrt{\frac{F}{\pi}}} \left(1 + \frac{2}{\pi} \arcsin \frac{\sqrt{\frac{F}{\pi}}}{\sqrt{4t^2 + \frac{F}{\pi}}} \right), \quad (5.19)$$

где ρ_{Γ} – удельное сопротивление грунта, равное:

- для песка – 70 000–100 000 Ом;
- супеси около – 30 000 Ом;
- суглинка около – 10 000 Ом;
- глины около – 5000 Ом.

l – длина трубы или полосы, см;

d – диаметр трубы, см;

α – коэффициент, учитывающий сезонное колебание сопротивления, равный 1–1,2;

b – ширина полосы кольца, см;

h – расстояние от поверхности земли до середины заземления, см;

D – диаметр кольца, см;

F – площадь пластины, см².

Расчет защитного заземления выполняют специалисты-энергетики.

Последовательность расчета следующая.

Обычно известен тип заземлителя. Например, при заземлении трубами должны быть известны l , d , ширина соединительной полосы b , заглубление h и коэффициент α . Из справочника принимают допусковое заземление $R_{\text{д}}$.

Вычисляют значение R_{T} (5.15) и далее – количество заземляющих труб n :

$$n = \frac{R_{\text{T}}}{R_{\text{д}} \eta}, \quad (5.20)$$

где η – коэффициент использования заземления (экранирования).

Значение η в зависимости от конструкции заземления и соотношения расстояния между трубами a и их длинами l принимают по электротехническим справочникам. Для трубчатых заземлений и соединительных полос значения η приведены в табл. 5.4.

Таблица 5.4

Определение коэффициента η

Элемент заземления	a/l	Коэффициент η при количестве труб n			
		5	10	20	30
Трубы	0,5	0,6	0,63	0,33	0,28
	1	0,78	0,70	0,62	0,57
	2	0,86	0,83	0,78	0,75
	3	0,95	0,92	0,87	0,84
Соединительные полосы	1	0,70	0,60	0,43	0,32
	2	0,85	0,76	0,60	0,50
	3	0,90	0,80	0,69	0,60

Для трубчатых заземлителей обычно $a = (0,5-1)l$. Поскольку в формулу для определения n входит коэффициент η , который является функцией n , то вначале условно определяют число труб $n = R_T / R_d$, далее по n и табл. 5.4 принимают η и уточняют значение n .

Общая длина соединительной полосы

$$l = a(n - 1)K_3, \text{ м,}$$

где K_3 – коэффициент запаса, равный 1,05–1,10.

Зная l , по формуле для R_n (5.18) вычисляют сопротивление растеканию тока для соединительной полосы и затем – общее сопротивление всего защитного заземления:

$$R = \frac{1}{\frac{n\eta_T}{R_T} + \frac{\eta_n}{R_n}}, \text{ Ом,} \quad (5.21)$$

где η_T , η_n – соответственно коэффициенты экранирования для труб и соединительных полос (см. табл. 5.4).

Вычисленное значение R сопоставляют с допусаемым R_d . Если $R < R_d$, то для экономии затрат на заземляющее устройство можно уменьшить значение η так, что $R = R_d$.

Если дорожное производственное предприятие снабжается электричеством от высоковольтных линий, то на его территории устраивают понизительные трансформаторы для перевода высокого напряжения (10 000, 6000, 3600 В) в рабочее напряжение (220, 380 В). В таких случаях рассчитывают рабочее заземление (зануление) для защиты перехода опасного высокого напряжения в сеть.

При переходе высокого напряжения в низкое допусаемое рабочее заземление в сети определяется из соотношения

$$R_d \leq \frac{U_d}{I}, \text{ Ом,} \quad (5.22)$$

где U_d – допусаемое напряжение рабочего заземления в сети низкого напряжения, В;

I – сила тока в сети высокого напряжения, А, определяемая по приближенной формуле

$$I = \frac{UL}{10}, \quad (5.23)$$

где U – подводимое высокое напряжение, кВ;

L – длина высоковольтной подключаемой кабельной линии, км.

5.8. Расчеты безопасности при подъеме грузов

В основном такие расчеты сводятся к определению грузоподъемности тросов и канатов, диаметров барабанных лебедок, установлению запаса прочности.

Для подъема грузов с применением канатов рассчитывают допусаемую нагрузку на растяжение P_p по формуле

$$P_p = \frac{\pi d_k^2}{4} \sigma_p, \text{ кГ,} \quad (5.24)$$

где d_k – диаметр каната, см;

σ_p – допускаемое напряжение на разрыв, кг/см^2 .

Ручные лебедки. Если для подъема грузов используют ручные лебедки, то разрывное усилие Q в канате должно быть

$$Q = P_{\text{л}} K_3, \text{ кг}, \quad (5.25)$$

где $P_{\text{л}}$ – грузоподъемность ручной лебедки (обычно известно из паспорта), кг;

K_3 – коэффициент запаса прочности, для грузовых канатов при ручном приводе принимается равным 4,5; машинном легком режиме работы – 5; среднем – 5,5; тяжелом – 6; для грейдерных канатов – 5.

По значению Q и нормативным справочникам подбирают диаметр каната с временным сопротивлением разрыву σ_p .

Наименьший диаметр барабана лебедки вычисляют по формуле

$$D = d(l_1 - 1), \text{ мм}, \quad (5.26)$$

где d – диаметр каната, мм;

l_1 – коэффициент, определяемый в зависимости от режима работы: для легкого режима работы – 16, среднего – 18, тяжелого и очень тяжелого – 20.

Электрические лебедки. При использовании электрических лебедок для подъема грузов канаты подбирают следующим образом.

Обычно заданы грузоподъемность лебедки P и диаметр барабана D_6 , также известен нормативный коэффициент запаса прочности K_n .

Подбирают канат с разрывным усилием Q_p , равным $(5-7)P_p$, диаметром d_k и временным сопротивлением разрыву σ_p .

Вычисляют фактическое натяжение в канате $\sigma_{\text{ф}}$, кг/см^2 ,

$$\sigma_{\text{ф}} = \frac{4P}{\pi d^2 n_k} + \frac{3}{8} E \frac{d_k}{D_6}, \quad (5.27)$$

где d_k – диаметр одной проволоки каната, см;

n_k – количество проволок в канате;

E – модуль упругости стали, кг/см^2 ;

D_6 – диаметр барабана лебедки, см.

Вычисляют фактический запас прочности $K_{\phi} = \sigma_p / \sigma_{\phi}$ и сопоставляют его с нормативным K_n . Должно быть $K_{\phi} \geq K_n$.

Подъем грузов строповым методом. Когда груз поднимают многоветвевым стропом, в расчетах обычно заданы: вес груза P_{Γ} , число ветвей троса n_{Γ} , угол стропа с вертикалью α при подъеме груза, коэффициент прочности K и σ_p .

Усилие в одном стропе:

$$Q = \frac{P_{\Gamma}}{n \cos \alpha}, \text{ кГ.} \quad (5.28)$$

Требуемое разрывное усилие

$$Q_p = QK, \text{ кГ.}$$

По нормативному документу (справочнику, СТБ, ГОСТу) принимают трос с временным сопротивлением разрыву σ_p и диаметром d_k и сопоставляют его расчетное разрывное усилие с требуемым.

5.9. Безопасность работы устройств, работающих при высоком давлении газа

Конечной целью проверки безопасной работы устройств, работающих под высоким давлением, является определение коэффициента K_{δ} . Исходными данными являются известные: внутренний диаметр устройства (емкости), толщина стенки цилиндра, рабочее давление и температура газа.

При анализе работы сосуда с расчетными параметрами газа проверяют толщину стенок емкости. Во избежание взрыва толщина стенок δ должна быть не менее:

$$\delta = \frac{PD}{(230\sigma_p - P)\varphi} + \Delta\delta, \text{ мм,} \quad (5.29)$$

где P – рабочее давление газа, кГ/см²;

D – внутренний диаметр сосуда, мм;

φ – коэффициент запаса прочности цилиндра в продольном направлении по наиболее слабому месту шва, равный 0,7–0,95;

$\Delta\delta$ – уменьшение толщины стенок за счет коррозии металла, принимаемое в расчетах равным 1 мм;

σ_p – допускаемое напряжение металла на растяжение, кг/см^2 , которое определяется из соотношения

$$\sigma_p = \frac{\sigma_{p \min}}{K_1}, \text{ кг/см}^2. \quad (5.30)$$

где $\sigma_{p \min}$ – минимальный предел прочности при растяжении, кг/см^2 ;

K_1 – коэффициент запаса прочности при растяжении, принимаемый равным около 0,8.

Величину δ сопоставляют с фактической толщиной стенки.

Допускаемое давление составляет

$$P = \frac{230\sigma_p(\delta - \Delta\delta)\varphi}{D + (\delta - \Delta\delta)\varphi}, \text{ кг}. \quad (5.31)$$

Расчет коэффициента безопасности K_6 при работе сосуда высокого давления выполняют в следующей последовательности.

Определяют предел текучести металлической конструкции сосуда σ_1 :

$$\sigma_1 = \sigma\varphi_0, \text{ кг/см}^2, \quad (5.32)$$

где σ – предел текучести металла, кг/см^2 ;

φ_0 – коэффициент ослабления шва, равный 0,85–0,90.

Допускаемые напряжения в стенках сосуда:

$$\sigma_{\text{ст}} = 0,5 \frac{P(D + \delta)}{100\delta}, \text{ кг/см}^2. \quad (5.33)$$

Коэффициент безопасности работы сосуда

$$K_6 = \frac{\sigma_1}{\sigma_p} \geq 1. \quad (5.34)$$

Иногда при нагреве сосудов с газом возникает опасность их взрыва. Для избежания этого необходимо предварительно определить величину возможного давления, а затем по приведенной выше методике вычислить коэффициент безопасности K_6 .

5.10. Противогрозовая защита

Одной из многочисленных причин возникновения пожаров являются разряды молний. Дорожные производственные предприятия необходимо защитить от них за счет устройства грозозащиты.

Расчет грозозащиты отдельного сооружения (водонапорных башен, высоких силосных складов, бензо- и мазутохранилищ, складов газовых баллонов и т. д.) сводится к установлению высоты H и радиуса R защиты (рис. 5.2).

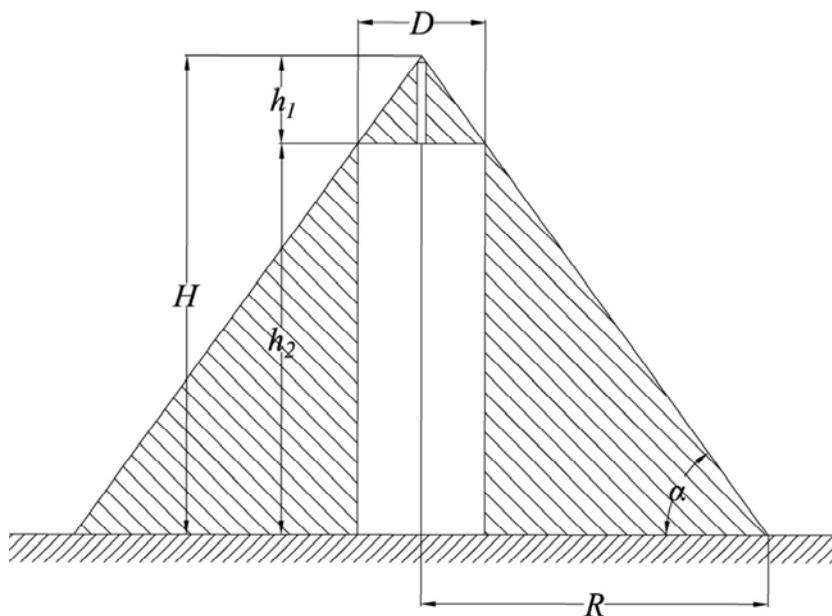


Рис. 5.2. Схема к расчету высоты молниеприемника:

R – радиус защитного действия молниеприемника, м; H – высота молниеприемника над уровнем земли, м; D – диаметр верхней части защищаемого сооружения, м; h_2 – высота молниеприемника над сооружением, м; h_1 – высота сооружения над уровнем земли, м

Сооружение считается защищенным от грозových ударов молний, если оно находится в заштрихованной зоне. При этом коэффициент безопасности определяется из соотношения

$$K_3 = \frac{R}{H} = \frac{0,5D}{h_2}. \quad (5.35)$$

Обычно величина K_3 находится в пределах 1,2–1,5. Из соотношения (5.35) находят значение h_2 :

$$h_2 = \frac{0,5D}{K_3}.$$

Затем вычисляют высоту молниеприемника H :

$$H = h_1 + h_2.$$

Из соотношения (5.36) также определяют радиус грозозащиты сооружения:

$$R = K_3 H, \text{ м.} \quad (5.36)$$

Молниеприемник обычно выполняется из стального стержня диаметром 25–50 мм, токоотвод от молниеприемника до земли h_1 делают из стальных стержней сечением 100 мм² или медных – 50 мм².

Глава 6. ОСНОВНЫЕ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ДОРОЖНЫХ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ

6.1. Техничко-экономические показатели работы дорожных производственных предприятий

Более 50 % себестоимости дорожно-строительных работ приходится на продукцию, изготовляемую на дорожных производственных предприятиях. Поэтому при проектировании, организации или реконструкции таких предприятий большое внимание уделяют вопросам экономики. Важно не только технологически получать качественную продукцию, но и получать ее экономически целесообразной, с наименьшими материальными и энергетическими затратами.

Ниже рассмотрены только основные общие вопросы экономики в деятельности дорожных производственных предприятий, что позволяет оценить их работу с технико-экономических позиций.

Хозяйственная деятельность производственных предприятий оценивается системой основных и дополнительных технико-экономических показателей (ТЭП).

К основным ТЭП можно отнести:

- производительность труда;
- себестоимость;
- прибыль;
- рентабельность.

К дополнительным показателям относят уровень механизации, комплексной механизации, автоматизации и др.

Производительность труда. Основным показателем экономической эффективности ДПП является производительность труда. Ее применение позволяет оценить эффективность труда как отдельного работника, так и коллектива.

Производительность труда измеряется количеством времени, затраченного на производство единицы продукции, или количеством продукции, произведенной в единицу времени (час, смену, месяц, год).

Например, для АБЗ этот показатель характеризуется производительностью смесительного оборудования, т/ч.

Повышение производительности труда означает экономию производственных ресурсов и является одним из важнейших факторов повышения эффективности производства.

На уровень производительности труда влияет величина экстенсивного использования труда, интенсивность труда, а также технико-экономическое состояние производства.

Уровень производительности труда характеризуется двумя показателями: выработкой продукции в единицу времени (прямой показатель) и трудоемкостью изготовления продукции (обратный показатель) или процентом выполнения норм.

Выработка определяется натуральными показателями или в денежном выражении на одного работника ДПП (с учетом ИТР и служащих) за час, смену, месяц, год. Например, выработка на одного работника за смену на конкретном АБЗ составляет 20 т или N руб., выработка в денежном выражении изменяется в зависимости от стоимости выпускаемой продукции в текущих ценах.

Трудоемкость определяется величиной затрат рабочего времени в человеко-часах или в человеко-днях на единицу выпускаемой продукции.

Показатели трудоемкости часто используют для определения потребности в рабочей силе. При этом трудоемкость является нормой затраты рабочей силы.

Себестоимость единицы выпускаемой продукции – один из основных экономических показателей работы ДПП. *Себестоимость* – это сумма всех затрат, связанных с изготовлением продукции ДПП в процессе ее производства. В эти затраты включаются затраты на сырье, основные и вспомогательные материалы, топливо, электроэнергия, амортизация основных фондов, зарплата работников ДПП (с начислениями).

Себестоимость включает:

- прямые затраты (ПЗ);
- общехозяйственные и общепроизводственные (ОХР и ОПР).

К прямым затратам относятся:

- стоимость оплаты труда рабочих на ДПП;
- затраты на эксплуатацию машин и механизмов;
- затраты на материалы, предназначенные для изготовления выпускаемой продукции.

Себестоимость единицы продукции рассчитывают по стандартной сметной форме.

Пример укрупненного расчета себестоимости приготовления 100 т мелкозернистой асфальтобетонной смеси типа А, плотностью каменных материалов 2,5–2,9 т/м³, из фракционного щебня для горячей укладки приведен в табл. 6.1.

Основанием для расчета являются нормативы расхода ресурсов в натуральном выражении на строительные конструкции и работы (НРР 8.03.127-2017: Автомобильные дороги).

Таблица 6.1

Приготовление асфальтобетонной плотной мелкозернистой смеси типа А, плотностью каменных материалов 2,5–2,9 т/м³, из фракционного щебня (гравия) для горячей укладки

единица измерения 100 т

Наименование элементов, затрат	Ед. изм.	Норма расхода	Стоимость, руб.			
			За единицу	Транспорт	Всего	в т. ч. транспорт
1	2	3	4	5	6	7
Затраты труда рабочих строителей	чел-ч	22,58				
Заработная плата рабочих строителей	руб				103,19	
Итого по зарплате	руб				103,19	
Заводы асфальтобетонные производительною с дистанционным управлением, 50 т/ч	маш.-ч	3,24	1056,75		3423,87	
Итого по механизмам	руб				3423,87	
в т. ч. зарплата	руб				223,89	
Порошок минеральный	т	6,68	34,39	8,63	287,38	57,65

Окончание табл. 6.1

1	2	3	4	5	6	7
Песок для строительных работ природный высшего класса	м ³	22,8	5,26	3,2	192,89	72,96
Битум вязкий	т	5,61	401,43	28,83	2413,76	161,74
Поверхностно-активные вещества	т	0,42	4250	212,5	1874,25	89,25
Отсев из материалов дробления горных пород	м ³	19,05	0,43	12,79	251,84	243,65
Щебень из природного камня для строительных работ марки 1400, 4 группы, фракция 5–20 мм	м ³	19,05	19,22	14,31	638,75	272,61
Итого по материалам	руб				5658,87	
Итого прямые затраты, в т. ч. зарплата	руб руб				9185,93 327,08	
ОПР и ОХР	%	48,89			159,91	
Итого	руб				9345,84	
Затраты, связанные с отчислениями на социальное страхование	%	34			111,21	
Итого себестоимость	руб				9457,05	
Плановая рентабельность	%	12			1134,85	
Всего	руб				10591,9	
Стоимость 1 тонны	руб				105,92	

Перечень элементов затрат в таблице приводится по НРР или в соответствии с технологическим процессом работы данного предприятия. Сметная стоимость на единицу измерения соответствующих видов работ (графа 3) принимается для рабочих по единичным нормам времени и расценкам; для машин и механизмов – по стоимости 1 машино-час. Стоимость материалов рассчитывают по стандартной форме – калькуляции стоимости материалов.

Затраты – количество единиц (графы 3, 4) – принимают по НРР или устанавливают специальным расчетом.

Себестоимость является комплексным показателем, который всесторонне характеризует деятельность производственного предприятия.

Снижение себестоимости – основная задача деятельности дорожных предприятий – должно осуществляться путем рационального использования материальных, трудовых и финансовых ресурсов, соблюдения строжайшей экономии.

Анализ элементов затрат себестоимости показывает, что примерно 70 % затрат приходится на сырье и материалы, примерно 10 % – на эксплуатацию машин и механизмов, остальное – на оплату труда.

Поэтому при изыскании путей снижения себестоимости большое внимание уделяют замене дорогостоящих привозных материалов более дешевыми местными при условии сохранения заданных физико-механических свойств выпускаемой продукции.

Повышению производительности труда и снижению себестоимости способствует внедрение комплексной механизации и автоматизации технологических процессов производственных предприятий.

Рентабельность предприятия (ДПП) – обобщающий экономический показатель, позволяющий оценить эффективность деятельности ДПП за месяц, квартал, год. Он показывает, что средствами, получаемыми ДПП от реализации своей продукции, эти предприятия полностью возмещают затраты на производство продукции и обеспечивают сверх того получение прибыли Π . Рентабельность ДПП характеризуется показателем рентабельности R , выражаемым в %.

Прибыль от реализации продукции ДПП Π – цель производственной деятельности ДПП и критерий эффективности

$$\Pi = B - C, \text{ руб.} \quad (6.1)$$

где B – выручка от реализации продукции в отпускных ценах;

C – себестоимость реализованной продукции.

Если величина прибыли имеет отрицательное значение, значит предприятие работает нерентабельно (убыточно).

Дорожные производственные предприятия должны не только систематически выполнять и перевыполнять план по объему выпускаемой продукции, повышать производительность труда при хорошем качестве изделий, но и работать рентабельно, то есть быть прибыльными.

Показатель рентабельность продукции R рассчитывают по формуле

$$R = \frac{B - C}{C} 100. \quad (6.2)$$

Повышение рентабельности является основным экономическим законом хозяйственной деятельности дорожных производственных предприятий и достигается преимущественно снижением себестоимости продукции.

По приведенным выше ТЭП можно в целом судить об эффективности работы дорожных предприятий.

6.2. Ресурсоемкость работы дорожных производственных предприятий

Основным экономическим принципом оценки эффективности работы ДПП является экономное расходование материалов, энергии и труда исполнителей, приходящихся на единицу готовой продукции Q_i . Такой принцип общеизвестен и является необходимым условием конкурентоспособности ДПП. Его обобщенное название – ресурсоемкость P (рис. 6.1).

$$P = \sum \mathcal{E} + \sum M + \sum T, \quad (6.3)$$

где $\sum \mathcal{E}$ – суммарные удельные затраты энергии на единицу готовой продукции;

$\sum M$ – суммарные удельные затраты материалов на единицу готовой продукции;

$\sum T$ – суммарные удельные затраты рабочей силы на единицу готовой продукции.

Ресурсоемкость должна стремиться к минимуму: $P \rightarrow \min$.

Такое утверждение следует из следующей системы показателей:

$$\sum R = \frac{\sum \mathcal{E}_i}{Q_i}, \quad \sum M = \frac{\sum M_i}{Q_i}, \quad \sum T = \frac{\sum T_i}{Q_i}. \quad (6.4)$$

Из выражения системы показателей (6.4) следует, что чем меньше величины $\sum \mathcal{E}_i$, $\sum M_i$, $\sum T_i$ при одинаковом объеме выпускаемой продукции Q_i , тем выше эффективность производства продукции на данном ДПП.

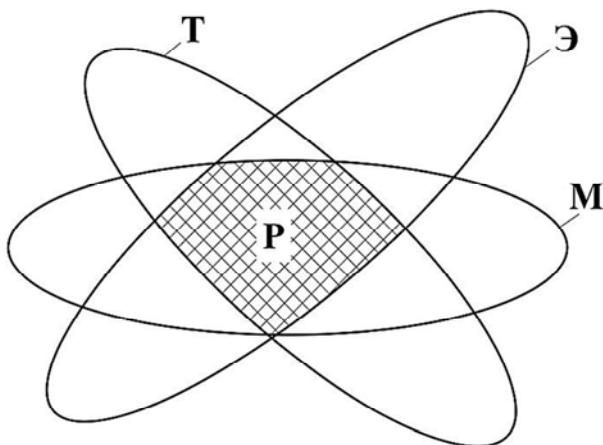


Рис. 6.1. Ресурсоемкость P дорожных производственных предприятий (ДПП):
 \mathcal{E} – удельная энергоемкость продукции; M – удельная материалоемкость;
 T – удельная трудоемкость

Ежегодно энергоемкость и трудоемкость снижаются ощутимо, а материалоемкость – очень медленно. Такая ситуация имеет объяснение. В настоящее время на многих объектах ДПП проводится энергетический аудит и внедряются автоматизированные комплексы, что снижает энергоемкость и трудоемкость, в то время как не всегда и не везде активно используют местные сырьевые (активированные) материалы при получении асфальтобетонных, бетонных и других смесей.

Внедрение ресурсного аудита на ДПП позволяет иметь объективную информацию о том, где и в какой мере неэффективно тратят

энергию, материалы и трудовые ресурсы. Такой подход дает возможность наметить меры по сокращению непроизводительных затрат и способствует активному использованию научно обоснованных материалов и технологий.

По ТЭП, приведенным выше, можно в целом судить об эффективности работы дорожных производственных предприятий.

6.3. Определение экономической эффективности работы дорожных производственных предприятий

Чтобы повысить эффективность работы производственных предприятий, систематически модернизируют оборудование и машины, внедряют комплексную механизацию и автоматизацию. Для оценки экономической эффективности внедренных мероприятий (новой техники) выполняют экономический расчет.

Экономический эффект от внедрения новой техники (сумму экономии за год) вычисляют по формуле

$$\Xi = ((C_1 + E_n K_1) - (C_2 + E_n K_2)) V_2, \quad (6.5)$$

где C_1, C_2 – себестоимость единицы продукции до и после внедрения новой техники;

K_1, K_2 – удельные капиталовложения до и после внедрения новой техники;

V_2 – годовой объем продукции с применением новой техники в расчетном году в натуральных единицах;

E_n – нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений (вычисляется по формуле (6.6)), принимается равным 0,1–0,15. Может быть принят после экспертной оценки либо в размере доли процентной ставки банковского кредита, либо годовой доли срока окупаемости T_0 .

$$E_n = \frac{1}{T_0}, \quad (6.6)$$

где T_0 – срок окупаемости, показывающий, за сколько лет дополнительные капиталовложения на новую технику окупятся вследствие снижения себестоимости продукции.

Чем меньше T_0 , тем эффективнее используются капиталовложения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Производственные предприятия дорожной отрасли : учебное пособие / Я. Н. Ковалев [и др.] – М.: Арт Дизайн, 2009. – 256 с.
2. Сиденко, В. М. Технология строительства автомобильных дорог: учебник : в 3 ч. Ч. 3. : Производственные предприятия дорожного строительства / В. М. Сиденко, О. Т. Батраков, А. И. Леушин. – Киев: Высшая школа, 1970. – 252 с.
3. Производственные предприятия дорожного строительства : справочная энциклопедия дорожника / В. В. Силкин [и др.]; под ред. В. В. Силкина, А. П. Лупанова. – М.: Экон-информ, 2010. – 485 с.
4. Романюк, В. Н. Основы эффективного энергоиспользования на производственных предприятиях дорожной отрасли / В. Н. Романюк, В. Н. Радкевич, Я. Н. Ковалев; под ред. Я. Н. Ковалева. – Минск: УП «Технопринт», 2001. – 292 с.
5. Асфальтобетонные и цементобетонные заводы: справочник / сост.: В. И. Колышев [и др.] – М.: Транспорт, 1982. – 207 с.

Учебное издание

КОВАЛЁВ Ярослав Никитич
БУДНИЧЕНКО Сергей Сергеевич
СОЛОДКАЯ Мария Геннадьевна

**ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРЕДПРИЯТИЯ
ДОРОЖНОЙ ОТРАСЛИ.
ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ**

Учебно-методическое пособие
для студентов специальности 1-70 03 01
«Автомобильные дороги»

Редактор *Е. С. Кочерго*
Компьютерная верстка *Е. А. Беспанской*

Подписано в печать 28.09.2018. Формат 60×84 ¹/₁₆. Бумага офсетная. Ризография.
Усл. печ. л. 10,35. Уч.-изд. л. 8,09. Тираж 150. Заказ 144.

Издатель и полиграфическое исполнение: Белорусский национальный технический университет.
Свидетельство о государственной регистрации издателя, изготовителя, распространителя
печатных изданий № 1/173 от 12.02.2014. Пр. Независимости, 65. 220013, г. Минск.

