

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ
ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
«ДОНСКОЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»

Кафедра «Технологии вяжущих веществ, бетонов и строительной керамики»

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
для практических работ
по дисциплине «Механическое оборудование и комплексы предприятий
строительной индустрии»

Ростов-на-Дону
ДГТУ
2018

УДК 69.002.5

Составители: А.К. Халюшев, С.А. Стельмах, Е.М. Щербань

Методические указания для практических работ по дисциплине «Механическое оборудование и комплексы предприятий строительной индустрии». – Ростов-на-Дону: Донской гос. техн. ун-т, 2018. – 40 с.

Содержат примеры расчетов технологических параметров, элементов привода механизмов основных машин применяемых в строительной индустрии рассматриваемых в разделах и темах курса дисциплины.

Предназначены для студентов направления 08.03.01 «Строительство», очной и заочной формы обучения.

УДК 69.002.5

Печатается по решению редакционно-издательского совета
Донского государственного технического университета

Научный редактор канд. техн. наук, доцент А.И. Шуйский

Ответственный за выпуск зав. кафедрой «Технологии вяжущих веществ, бетонов и строительной керамики» канд. техн. наук, доцент А.И. Шуйский

В печать [REDACTED].2018г.

Формат 60×84/16. Объем 2,5 усл.п.л.

Тираж 50 экз. Заказ № [REDACTED].

Издательский центр ДГТУ

Адрес университета и полиграфического предприятия:
344000, г.Ростов-на-Дону, пл. Гагарина, 1

© Донской государственный
Технический университет, 2018

Практическая работа №1

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ОДНОКОВШОВОГО ЭКСКАВАТОРА

1.1. Общие сведения

Одноковшовые экскаваторы. Вскрышные работы и разработку полезных ископаемых открытым способом, а также земляные работы на стройках выполняют в основном экскаваторами. Экскаваторы подразделяют на одноковшовые – машины прерывистого циклического действия и многоковшовые – машины непрерывного действия.

Одноковшовый экскаватор – это землеройная машина, которая в течение цикла одним ковшом режет грунт, заполняет им ковш, переносит его на небольшое расстояние и грузит в транспортные средства или сбрасывает в отвал. Цикл работы одноковшового экскаватора состоит из нескольких последовательных операций. Наполнение ковша происходит во время его принудительного перемещения, когда режущая кромка или зубья ковша срезают часть грунта, расположенного на поверхности забоя. Грунт в разрыхленном состоянии поступает в ковш и постепенно его заполняет. Перемещение грунта к месту разгрузки осуществляется в ковше при повороте платформы, что является наиболее экономичным способом перемещения. Одновременно ковш перемещается и по вертикали до уровня разгрузки. Разгрузка ковша происходит вследствие падения грунта под действием силы тяжести при открывании днища а или створок ковша а или при его наклоне. Цикл завершается возвратом ковша в исходное положение и его подготовкой к новому рабочему движению и наполнению. По мере разработки забоя, после выполнения большого количества циклов экскаватор своим ходом перемещается ближе к забою.

В операции резания грунта и наполнения ковша участвуют механизмы подъема и напора; в операции перемещения и разгрузки – механизм поворота платформы и механизм открывания днища ковша. Механизм подъема ковша обеспечивает резание грунта режущей кромкой или зубьями ковша при его

движении вдоль поверхности забоя. На это движение требуется основная часть энергии двигателя, которая расходуется на преодоление сцепления между частицами, на разрушение породы. Механизм состоит из лебедки, каната, неподвижных блоков на конце стрелы и подвижного блока на ковше.

Одноковшовые экскаваторы имеют две разновидности рабочей части с прямой и обратной механической лопатой. Наиболее широко применяют оборудование с прямой механической лопатой, которое характеризуется жесткой связью ковша и стрелы. Экскаваторы с прямой механической лопатой обладают значительным опрокидывающим моментом, возникающим при копании, что существенно ограничивает длину стрелы экскаватора.

1.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчет одноковшового экскаватора.

1.3. Методика выполнения работы

Длину стрелы (в м) одноковшового экскаватора, оборудованного прямой механической лопатой, рассчитывают по эмпирической формуле:

$$l_c = k\sqrt[3]{G}, \quad (1.1)$$

где G – масса экскаватора, т; k – коэффициент, равный 1,9-2,1 для универсальных и 1,85 для карьерных экскаваторов.

Теоретическая производительность одноковшового экскаватора является условной и равна объему грунта, который экскаватор смог добыть за 1 ч непрерывной работы при расчетной продолжительности цикла и соответствии объема каждой порции грунта, добытой за один цикл, геометрической емкости ковша.

Теоретическая производительность (в м³/мин) определяется по формуле:

$$П_0 = 60qn_0, \quad (1.2)$$

где q – геометрическая емкость ковша, м³; n_0 – теоретическое число циклов в минуту при углах поворота платформы на разгрузку и в забой, равных 90⁰,

высоте забоя, равной высоте расположения напорного вала экскаватора и при расчетных скоростях и усилиях;

$$n_0 = \frac{60}{t_{ц,т}}, \quad (1.3)$$

$t_{ц,т}$ – теоретическая продолжительность цикла, с.

Эксплуатационная производительность учитывает особенности работы за какой-либо период в конкретных условиях, в том числе и допустимые по проекту простои. Эксплуатационная или фактическая производительность (в м³/ч) одноковшовых экскаваторов:

$$\Pi = \frac{60qnk_nk_i}{k_p}, \quad (1.4)$$

где q – геометрическая емкость ковша, м³; n – фактическое количество циклов в 1 минуту (для строительных и карьерных экскаваторов $n=2-4$); k_n – коэффициент наполнения ковша ($k_n=0,55-1,5$); k_i – коэффициент использования экскаватора во времени, равный отношению числа часов чистой работы экскаватора к продолжительности рабочих смен отчетного периода ($k_i=0,7-0,8$); k_p – коэффициент разрыхления грунта (см. таблицу 1.1).

Таблица 1.1 – Средние значения коэффициента разрыхления k_p

Категория породы по трудоемкости	Разновидность горной породы	k_p
I	Песок, супесь, растительный грунт, торф	0,05-1,12
II	Легкий и лесовидный суглинок, влажный рыхлый лесс, мягкий солончак, гравий мелкий и средний, песок, супесок и растительный грунт, смешанный со щебнем и галькой, насыпной слежавшийся грунт с примесью щебня или гальки.	1,12-1,20
III	Жирная мягкая глина, тяжелый суглинок, гравий крупный, галька мелкая, щебень крупностью от 15 до 40 мм, суглинок со щебнем или галькой	1,20-1,25
IV	Жирная глина и тяжелый суглинок с примесью щебня, сланцевая глина, крупная галька	1,25-1,29
V	Плотный отвердевший лесс, металлургические шлаки, не выветрившийся мергель мягкий, мягкие меловые породы, твердая карбонатная глина, сланцы не крепкие, гипс	1,29-1,33
VI	Ракушечник, известняк мягкий пористый, мел плотный, сланцы средней крепости, мергель средней крепости	1,33-1,45
VII-VIII	Раздробленные скальные породы	1,45-1,5

Коэффициенты наполнения ковша и разрыхления грунта зависят в основном от свойств грунта, а потому их отношение объединяют одним понятием – коэффициентом экскавации грунта ($k_э = k_н : k_р$), изменяющимся от 0,6 для скальных пород до 0,87 для сыпучих пород (песок, суглинок, торф).

Число циклов в минуту:

$$n = \frac{60}{t_{ц}}, \quad (1.5)$$

$t_{ц}$ – фактическая продолжительность цикла, с.

Производительность ($м^3/ч$)

$$\Pi = \frac{3600qnk_нк_и}{t_{ц}k_р}, \quad (1.6)$$

Геометрическая емкость ковша ($в м^3$)

$$q = cBHL, \quad (1.7)$$

где c – коэффициент, учитывающий форму днища и закругления стенок ковша ($c = 0,9$ – для ковша с зубьями, $c = 0,75$ – для ковша с полукруглой режущей кромкой); B, H, L – соответственно ширина, высота и длина ковша, измеренные по расстояниям между внутренними поверхностями соответствующих стенок ковша, а также днищем и верхней кромкой стенки ковша, м.

Продолжительность цикла (в с):

$$t_{ц} = t_к + t_{п} + t_в + t'_{п} \quad (1.8)$$

где $t_к$ – продолжительность копания, с; $t_{п}$ – полное время поворота на выгрузку, с; $t_в$ – продолжительность выгрузки ковша, с; $t'_{п}$ – полное время поворота для возвращения ковша в забой, с.

Время копания (в с):

$$t_к = \frac{l_к}{v_к}, \quad (1.9)$$

где $l_к$ – путь, проходимый поднимающимся ковшом при копании, м; $v_к$ – скорость подъема ковша при копании, м/с.

Скорость подъема ковша при (v м/с) прямой механической лопаты, имеющего один подвижный блок определяется по формуле:

$$v_k = \frac{v_6}{2}, \quad (1.10)$$

где v_6 – окружная скорость барабана лебедки, м/с.

$$v_6 = \pi D_6 n_6, \quad (1.11)$$

где D_6 – диаметр барабана лебедки, м; n_6 – частота вращения барабана лебедки, c^{-1} .

Для экскаватора, все механизмы которого работают от одного двигателя, частота вращения (в об/с) барабана лебедки рассчитывается по формуле:

$$n_6 = \frac{n_{дв} z_1 z_5}{i_{ред} z_2 z_6} \quad (1.12)$$

где $n_{дв}$ – частота вращения вала двигателя, об/с.

Время (в с) поворота платформы на заданный угол определяется:

$$t_{п} = \frac{\alpha t_{пл}}{360} \quad (1.13)$$

где α – угол поворота платформы, град; $t_{пл}$ – время поворота платформы на один оборот, с

$$t_{пл} = \frac{1}{n_{пл}}, \quad (1.14)$$

где $n_{пл}$ – частота вращения платформы, об/с.

При повороте платформы планетарным механизмом с внешним зацеплением, т.е. качанием малой подвенцовой шестерни механизма поворота по неподвижной венцовой шестерне, зависимость между частотой вращения (об/с) и числом зубьев определяется по формуле:

$$n_{пл} = \frac{n_{в}}{\frac{z_{10}+1}{z_9}}, \quad (1.15)$$

где $n_{в}$ – частота вращения вала механизма поворота, об/с; z_9 – число зубьев подвенцовой шестерни; z_{10} – число зубьев венцовой шестерни, а по схеме (рисунок 1.1) частота вращения вала (в об/с).

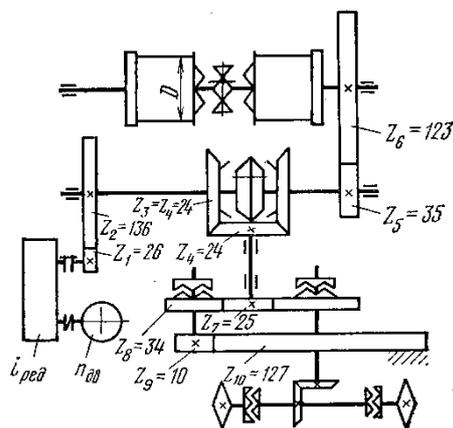


Рисунок 1.1 – Кинематическая схема модели одноковшового экскаватора.

$$n_B = \frac{n_{дв} Z_1 Z_3 Z_7}{i_{ред} Z_2 Z_4 Z_8} \quad (1.16)$$

Практическая работа №2

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ МАШИН НЕПРЕРЫВНОГО ТРАНСПОРТА

2.1. Общие сведения

Основное назначение транспортных машин непрерывного действия – перемещение грузов по заданной трассе, поэтому они также являются транспортирующими машинами. Одновременно с транспортированием груза машины могут автоматически распределять их по заданным пунктам, складировать, накапливая в обусловленных местах, и обеспечивать необходимый ритм производственного процесса. По принципу действия подъемно-транспортные машины бывают периодического и непрерывного действия. К машинам непрерывного действия (их также называют машинами непрерывного транспорта) относятся конвейеры различного типа, устройства пневматического и гидравлического транспорта и тому подобные транспортирующие машины.

Машины непрерывного действия характеризуются непрерывным перемещением насыпных или штучных грузов по заданной трассе без остановок для загрузки и разгрузки. Перемещаемый насыпной груз

располагается на несущем элементе машины сплошной массой или отдельными порциями в непрерывно движущихся последовательно расположенных на небольшом расстоянии друг от друга рабочих сосудах-ковшах, коробах и т.п. Штучные грузы перемещаются также непрерывным потоком в заданной последовательности один за другим. При этом рабочее и холостое (обратное) движения элемента машины, несущего груз, происходят одновременно. Такие важные свойства, как непрерывность перемещения груза, отсутствие остановок для загрузки и разгрузки, совмещение рабочего и холостого движений рабочих элементов, обусловили машинам непрерывного транспорта высокую производительность. *Ленточные конвейеры* общего назначения относятся к транспортирующим машинам с гибким тяговым элементом, перемещающим сыпучие, кусковые и фасованные грузы непрерывным потоком.

2.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчет машин непрерывного транспорта.

2.3. Методика выполнения работы

Производительность машин и установок непрерывного транспорта зависит от погонной нагрузки q (в кг/м) и скорости движения v (в м/с) и не зависит от пути транспортирования. В общем виде производительность (в т/ч)

$$П = \frac{3600}{1000} qv \quad (2.1)$$

Производительность может быть выражена также в объемных единицах ($\text{м}^3/\text{ч}$) и в штуках (шт./ч). При линейном перемещении рабочего органа транспортирующей машины перемещаемый груз может располагаться равномерно по длине в виде слоя, размещаться на ленте поштучно, перемещаться в ковшах или других емкостях. В первом случае погонная нагрузка (в кг/м)

$$q = F \times 1\rho \quad (2.3)$$

где F – площадь поперечного сечения слоя материала, м^2 ; ρ – насыпная плотность материала, $\text{кг}/\text{м}^3$.

При размещении поштучно погонная нагрузка (в кг/м)

$$q = \frac{G}{a} \quad (2.4)$$

где G – масса единицы груза, кг; a – шаг размещения грузов, т. е. среднее расстояние между осями или одноименными точками смежных грузов, м.

При перемещении в ковшах:

$$q = \frac{i_0 \rho k_H}{a} \quad (2.5)$$

где i_0 – геометрическая емкость ковша, м³; ρ – насыпная масса материала, кг/м³; k_H – коэффициент наполнения ковшей, принимаемый равным 0,6 для глубоких и остроугольных ковшей и 0,4 – для мелких.

При движении ленты угол φ уменьшается под действием толчков так, что в расчетах принимают:

$$\varphi_{дв} = (0,5-0,6) \times \varphi \quad (2.6)$$

Производительность (в т/ч) ленточных конвейеров при перемещении насыпных грузов определяют по общей формуле:

$$\Pi = 3600 \times F \times v \times \rho \quad (2.7)$$

где F – площадь поперечного сечения слоя материала, м²; v – скорость движения ленты, м/с; ρ – насыпная масса материала, т/м³.

Считают, что сыпучий материал на плоской ленте располагается в виде слоя, поперечное сечение которого представляет собой равнобедренный треугольник с основанием $b=0,8B$ и высотой $h=0,5btg\varphi_{дв}$, где B – ширина транспортной ленты, м; $\varphi_{дв}$ – угол при основании треугольника, равный углу естественного откоса материала при движении.

С учетом формы ленты и наклона конвейера формула производительности конвейера примет вид:

$$\Pi = 576B^2 v \rho \tan \varphi_{дв} k_\phi k_c \quad (2.8)$$

где k_ϕ – коэффициент формы ленты (для плоской ленты $k_\phi=1$, для лотковой $k_\phi=2$).

Расчет ленты на растяжение выполняют, определяя число прокладок в ней (в шт.) последующей формуле:

$$i = \frac{S_{max}}{B[p]} \quad (2.9)$$

где S_{max} – максимальное натяжение ленты, Н; B – ширина ленты, см; $[p]$ – допустимая нагрузка на 1 см ширины одной прокладки, Н/см;

$$[p] = \frac{K_p}{n} \quad (2.10)$$

где K_p – предел прочности при разрыве одной прокладки, Н/см; n – запас прочности.

Погонная масса ленты (в кг/м):

$$q_0 = \rho B \frac{\delta i + s_1 + s_2}{1000} \quad (2.11)$$

где ρ – плотность материала ленты, кг/м³ ($\rho=1100$ кг/м³); B – ширина ленты, м; δ – толщина одной прокладки в готовой ленте, мм; s_1 – толщина верхней (грузовой) резиновой обкладки, мм; s_2 – толщина нижней резиновой обкладки, мм; i – число прокладок.

Наибольшая стрела провеса ленты (в м), возникающая под действием собственного веса и транспортируемого груза, определяется по формуле:

$$f_{max} = \frac{(q+q_0)l^2}{8S_{min}} \quad (2.12)$$

где q – масса материала, приходящийся на 1 пог. м ленты, Н/м; q_0 – масса 1 пог. м транспортной ленты, Н/м; l – расстояние между смежными роликовыми опорами, м; S_{min} – минимальное натяжение ленты, Н.

Практически стрела провеса не должна превышать:

$$f_{max} = 0,025l, \quad (2.13)$$

откуда минимальное натяжение ленты (в Н)

$$S_{min} = 5(q + q_0)l. \quad (2.14)$$

При загрузке материала на движущуюся ленту он ускоряется силами трения, действующими на участке скольжения материала по ленте.

Ускорение материала (в м/с²) для горизонтального участка конвейера определяется формулой:

$$a = gf \quad (2.15)$$

и для наклонного участка

$$a = g(f \cos \beta - \sin \beta) gf \quad (2.16)$$

где g – ускорение силы тяжести, м/с²; f – коэффициент трения; β – угол наклона конвейера, град (при подъеме материала $+\beta$, при движении материала под уклон $-\beta$).

Путь (в м) скольжения материала по ленте:

$$S = \frac{v^2 - v_0^2}{2a} gf \quad (2.17)$$

где v – скорость движения ленты, м/с; v_0 – начальная скорость материала при загрузке в направлении движения ленты, м/с; a – ускорение материала, возникающее под действием сил трения, с учетом угла наклона ленты, м/с².

Мощность (в кВт) на приводном барабане ленточного конвейера:

$$N_0 = k \left(cL_{\Gamma}v + 0,00015\Pi L_{\Gamma} \pm \frac{\Pi H}{367} \right), gf \quad (2.18)$$

где k – коэффициент, зависящий от длины конвейера L ;

$L, м$	<15	16-30	30-45	>45
k	1,25	1,10	1,05	1,00

c – коэффициент, значения которого принимают по таблице 2.1, если ролики конвейера установлены на шарикоподшипниках; L_{Γ} – горизонтальная проекция длины L конвейера, зависящая от угла наклона конвейера так, что $L_{\Gamma} = L \cos \beta$, v – скорость ленты конвейера, м/с; Π – производительность конвейера, т/ч; H – высота подъема материала $H = L \sin \beta$, м.

Таблица 2.1 – Значение коэффициента c

Ширина ленты, мм	500	650	800	1000	1200
Коэффициент c	0,018	0,023	0,028	0,038	0,048

Мощность (в кВт) двигателя ленточного конвейера:

$$N = \frac{k_d(N_0 + N_{сбр})}{\eta_m} gf \quad (2.19)$$

k_d - коэффициент динамичности ($k_d=1,1-1,2$); η_m – к.п.д. механизма привода; N_0 - мощность на приводном барабане, принимаемая по формуле; $N_{сбр}$ - мощность (в кВт) для скребковых сбрасывателей, затрачиваемая на разгрузку;

$$N_{сбр} = c_1 ПВ gf \quad (2.20)$$

– для двухбарабанной сбрасывающей тележки

$$N_{сбр} = 0,275N_0 + 0,005П + 0,4 gf \quad (2.21)$$

$c_1 = 0,0075$; В – ширина ленты, м; П - производительность конвейера, т/ч.

Окружное усилие (в Н) на барабане определяем по формуле:

$$P = \frac{k_d(N_0 + N_{сбр})1000}{v} gf \quad (2.22)$$

передается на ленте трением так, что сила тяги привода

$$W_0 = P = S_{наб} + S_{сб} = S_{сб}(e^{f\alpha} - 1) gf \quad (2.23)$$

откуда натяжение (в Н) сбегавшей ветви

$$S_{сб} = \frac{S_{наб}}{e^{f\alpha}} = \frac{P}{e^{f\alpha} - 1} gf \quad (2.24)$$

где v - скорость ленты конвейера м/с; e – основание натуральных логарифмов ($e=2,71$); f – коэффициент трения между лентой и приводным барабаном; α – угол обхвата приводного барабана лентой, рад.

Практическая работа №3

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ПОГРУЗОЧНО-РАЗГРУЗОЧНЫХ МАШИН

3.1. Общие сведения

Для механизации погрузки, разгрузки и штабелирования сыпучих, мелкокусковых и штучных грузов на заводах строительных материалов применяют различные погрузочно-разгрузочные машины – передвижные и стационарные, периодического и непрерывного действия, с электрическими двигателями и двигателями внутреннего сгорания. Погрузчики непрерывного действия имеют транспортирующее устройство, от длины которого зависит дальность подачи материала. Погрузчики периодического действия транспортируют материал благодаря собственному передвижению, поэтому

дальность транспортирования ограничивается лишь экономическими соображениями (обычно не превышает 50 м). **Погрузчики периодического действия** подразделяют на универсальные, имеющие сменное рабочее оборудование (вилки и захваты для штучных грузов, ковш и для сыпучих), и специальные с ковшом для сыпучих и мелкокусковых материалов. Автопогрузчики конструируют на базе грузовых автомобилей, и они являются универсальными машинами со сменным оборудованием. Автопогрузчик (рисунок 3.1) грузоподъемностью 5 т состоит из ходовой тележки и механизма подъема груза.

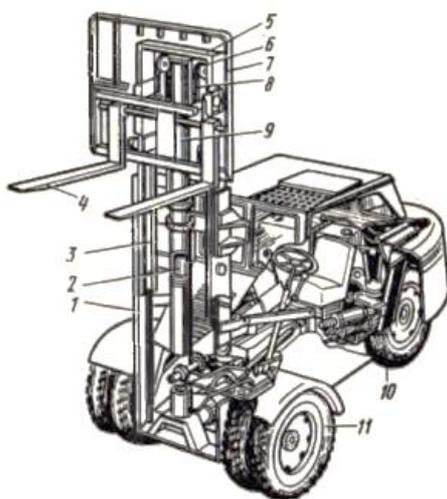


Рисунок 3.1 – Автопогрузчик: 1 – опорная рама; 2 – гидроподъемник; 3 – телескопическая рама; 4 – вилочный захват; 5 – поперечина; 6 – звездочка; 7 – каретка; 8 – грузовые цепи; 9 – плунжер; 10 – колеса; 11 – сдвоенные колеса.

3.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчет погрузочно-разгрузочных машин.

3.3. Методика выполнения работы

Усилие (в Н) на плунжере погрузчика

$$P = \frac{i(G+G_0)}{\eta} gf \quad (3.1)$$

где G – масса поднимаемого груза, Н; G_0 – масса вилок (или других хватных устройств), каретки и плунжера ($G_0 = 0,2 G$), Н; i – кратность полиспаста ($i =$

2); η – к.п.д. полиспаста и механизма каретки, зависящей от степени износа и качества смазки трущихся поверхностей ($\eta = 0,8 - 0,9$).

Усилие (в Н) на плунжере погрузчика зависит от удельного давления p (в Н/м²) [практически $5-7 \cdot 10^6$ Н/м²] и от диаметра плунжера D (в м), т. е.

$$P = p \frac{\pi D^2}{4} gf \quad (3.2)$$

откуда диаметр плунжера гидроподъемника

$$D = \sqrt{\frac{4P}{\pi p}} gf \quad (3.3)$$

Скорость подъема груза зависит от диаметра плунжера, кратности полиспаста и производительности насоса. При заданной скорости производительность насоса (в м³/с)

$$\Pi = \frac{\pi D^2 v}{4i} gf \quad (3.4)$$

где D – диаметр плунжера, м; v – скорость подъема груза, м/с; i – кратность полиспаста.

Мощность двигателя насоса (в кВт):

$$N = \frac{\Pi p}{1000\eta} gf \quad (3.5)$$

где Π – производительность насоса, м³/с; p – удельное давление, развиваемое насосом, Н/м²; η – к.п.д. насоса ($\eta = 0,5$).

Коэффициент запаса продольной статической устойчивости вилочных погрузчиков определяют по формуле:

$$k = \frac{M_{уд}}{M_{опр}} = \frac{Ga}{G_{гр}l} = \frac{G_2 A}{G_{гр} l} gf \quad (3.6)$$

где $M_{уд}$ – удерживающий момент, Н·м; $M_{опр}$ – опрокидывающий момент, Н·м; G – масса погрузчика (без груза), приходящийся на задний мост, Н (может быть определен взвешиванием на автомобильных весах); $G_{гр}$ – масса груза, размещенного на вилочном захвате, Н; a – расстояние от проекции на горизонтальную плоскость центра тяжести груза до точки опрокидывания, м; A – продольная база погрузчика, м.

При вертикальной раме подъемника груза и горизонтальной рабочей площадке коэффициент запаса продольной статической устойчивости $k \geq 1,5$ – для погрузчиков на пневмошинах и $k \geq 1,4$ – для погрузчиков на грузошинах при работе на твердом покрытии.

Максимальная грузоподъемность (в Н) погрузчика из условия устойчивости определяется по формуле:

$$G_{\text{гр}} = \frac{G_2 A}{kl} \quad (3.7)$$

Эксплуатационная производительность (в т/ч) погрузчика при работе со штучными грузами:

$$\Pi = \frac{3600 G k_{\text{и}}}{t_{\text{ц}}} \quad (3.8)$$

где G – средняя масса поднимаемого груза, т; $k_{\text{и}}$ – коэффициент использования погрузчика, зависящий от квалификации водителя и организации работ ($k_{\text{и}} = 0,4 - 0,8$); $t_{\text{ц}}$ – время цикла, с;

$$t_{\text{ц}} = t_1 + t_2 + t_3 + \dots + t_{11} \quad (3.9)$$

t_1 – время наклона рамы грузоподъемника вперед на $3-5^\circ$ для заводки вил под груз, для подъема груза на вилах на 300 мм от земли и наклона рамы грузоподъемника назад до отказа (для средних условий $t_1 = 10 - 15$ с, для застроповки груза $t_1 = 8 - 12$ с); t_2 – время разворота погрузчика (при развороте на 90° - 6-8 с и на 180° - 10-15 с); t_3 – время движения погрузчика с грузом, с; t_4 – время установки рамы с грузом в вертикальное положение ($t_4 = 2 - 8$ с); t_5 – время подъема груза на необходимую высоту, с; t_6 – время укладки груза в штабель ($t_6 = 5 - 8$ с); t_7 – время отклонения рамы назад с кареткой без груза ($t_7 = 2 - 8$ с); t_8 – время спуска пустой каретки, с; t_9 – время разворота погрузчика без груза ($t_9 = t_2$), с; t_{10} – время холостого хода погрузчика, с; t_{11} – суммарное время переключения рычагов управления ($t_{11} = 6 - 8$ с).

$$t_3 = \frac{L}{v_{\text{п}}}; t_{10} = \frac{L}{v_{\text{х}}}; t_5 = \frac{H}{v_{\text{п}}}; t_8 = \frac{H}{v_{\text{оп}}} \quad (3.10)$$

где L и H – путь транспортирования и подъема грузов, м; v_p , v_x – скорости соответственно рабочего и холостого перемещения погрузчика, м/с; $v_{п}$, $v_{оп}$ – скорости соответственно подъема и опускания каретки, м/с.

Практическая работа №4

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ДРОБИЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

4.1. Общие сведения

Щековые дробилки Щековые дробилки служат для крупного и среднего дробления кускового материала (среднепрочных, прочных и очень прочных пород). В промышленности строительных материалов щековые дробилки используют для дробления камня при производстве щебня, для дробления известняка, или мергеля на цементных заводах, перлита и обсидиана на заводах теплоизоляционных материалов, дробления некондиционных бетонных и железобетонных изделий при их утилизации на заводах стройиндустрии. Щековые дробилки могут быть с верхним и нижним подвесом щеки, с простым и сложным движением щеки, с эксцентриковым и кулачковым приводом. Наиболее широко распространены дробилки с простым движением щеки и эксцентриковым приводом. Выпускают щековые дробилки с размерами загрузочного отверстия от 160×250 до 1500×2100 мм. Степень измельчения у щековых дробилок – 6 ... 8.

4.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчет дробильного оборудования.

4.3. Методика выполнения работы

Основные расчеты щековых дробилок. Определение угла захвата. При раздавливании материала между щеками дробилки степень измельчения тем больше, чем больше угол α между щеками; однако при превышении некоторого предельного значения этого угла, называемого углом захвата, силы трения,

возникающие между щеками и материалом, уже не удерживают материал, и он выскальзывает из пространства между щеками. Для определения угла захвата предполагаем, что кусок материала имеет форму шара. Силой тяжести пренебрегаем в связи с малой ее величиной. Угол α (рисунок 4.1, а) будет углом захвата при равновесии шарообразного куска под действием силы сжатия P и сил трения Pf , образующих плоскую систему сил. Спроектировав силы на две взаимно перпендикулярные оси, одна из которых совпадает с осью симметрии системы, из условия равновесия получим

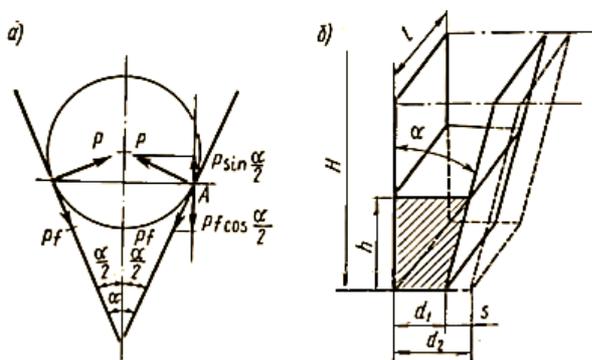


Рисунок 4.1 – Схемы для определения у щековых дробилок: а) – угла захвата; б) – производительности.

$$2P \sin \frac{\alpha}{2} = 2Pf \cos \frac{\alpha}{2}. \quad (4.1)$$

Разделив обе части равенства на $2P \cos \frac{\alpha}{2}$, получим

$$\tan \frac{\alpha}{2} = f = \tan \varphi, \quad (4.2)$$

где f – коэффициент трения скольжения дробимого материала и дробящих плит; φ – угол трения, град.

$$\alpha = 2 \arctg f, \text{ или } \alpha = 2\varphi. \quad (4.3)$$

Независимо от расположения щек угол захвата равен двойному углу трения. Угол трения φ и коэффициент трения f находят по справочникам. При дроблении каменных материалов стальными щеками коэффициент трения $f = 0,3$, откуда $\alpha = 33^\circ 20'$. Практически угол между щеками α принимают несколько меньшим, чтобы обеспечить удержание материала силами трения:
 $\alpha_{\text{пр}} = (0,45 \dots 0,7) \alpha$

Угол между щеками конкретной дробилки измеряют угломером или определяют одним из косвенных способов:

методом линейного измерения и расчет по формуле:

$$\tan \alpha = \frac{b-d}{H}, \quad (4.1)$$

где b – ширина загрузочной щели дробилки, измеренная по перпендикуляру к неподвижной щеке, м; d – ширина разгрузочной щели (наименьшая), м; H – высота неподвижной щеки, м;

или измерением по методу двух шаров (рис) и расчетом по формуле:

$$\sin \frac{\alpha}{2} = \frac{D-d}{2l+D+d}, \quad (4.2)$$

где D – диаметр большего шара, м; d – диаметр меньшего шара, м; l – расстояние между шарами, м.

Угловая скорость эксцентрикового вала щековой дробилки (рад/с)

$$\omega = k_T \pi \sqrt{\frac{g \tan \alpha}{2s}}. \quad (4.3)$$

Определение производительности. При завершении рабочего хода подвижной щеки зазор между щеками является наименьшим d_1 , а при отходе подвижной щеки от неподвижной на величину s зазор увеличивается до величины $d_1 + s$ (рисунок 4.1, б). За время отхода щеки на величину s через разгрузочную щель материал выпадает в виде призмы, объем которой

$$V = \frac{(d_1+s)+d_1}{2} hl, \quad (4.4)$$

где l – длина разгрузочного отверстия, равная ширине щеки, м;

$$h = s/\tan \alpha. \quad (4.5)$$

Число двойных качаний щеки соответствует частоте вращения эксцентрикового вала n (с⁻¹), следовательно, производительность (м³/ч) щековой дробилки определяется по формуле:

$$\Pi = 3600Vnk_p. \quad (4.6)$$

или (т/ч)

$$\Pi = 3600Vnk_p\rho = 3600 \frac{(d_1+s)+d_1}{2} \frac{s}{\tan \alpha} l n k_p \rho. \quad (4.7)$$

где k_p - коэффициент разрыхления материала ($k_p = 0,3 \dots 0,65$);

ρ - плотность материала, т/м^3 .

Приняв средний размер куска, выпадающего из дробилки,

$$d_{\text{cp}} = \frac{(d_1 + s) + d_1}{2}, \quad (4.8)$$

получим

$$P = 3600 d_{\text{cp}} s l k_p \rho / \tan \alpha, \quad (4.9)$$

где все линейные величины d_{cp} , s и l выражаются в метрах.

Коэффициент разрыхления материала принимают тем меньше, чем крупнее дробилка. Частоту вращения эксцентрикового вала определяют из условия равенства времени отхода подвижной щеки на величину s и времени свободного падения материала с высоты h с учетом трения его о щеки (n , с^{-1} ; S , м):

$$n = \sqrt{\tan \alpha / s}. \quad (4.10)$$

Производительность щековых дробилок зависит в основном от размера дробилки; выпускают дробилки с производительностью от 1 до 700 т/ч, но у каждой дробилки ее можно регулировать посредством изменения величины d_1 с помощью регулировочных клиньев и сменных распорных плит.

Для облегчения изменения производительности регулировочные клинья в новых конструкциях дробилок располагают в плоскости, совпадающей с плоскостью распорной плиты, и передвигают посредством горизонтального винта, имеющего правую и левую резьбу. Для дробилок с малой производительностью удельный расход энергии составляет – 2,2 кВт-ч/т, для крупных – 1,1 кВт-ч/т.

Конусные дробилки

В конусных дробилках материал измельчают посредством раздавливания и изгиба при качении внутреннего конуса по материалу, защемленному между поверхностями внутреннего 2 и наружного конуса 1 (рисунок 4.2, б). Вал с

внутренним конусом двигается так, что его ось описывает коническую поверхность с вершиной в точке *A*.

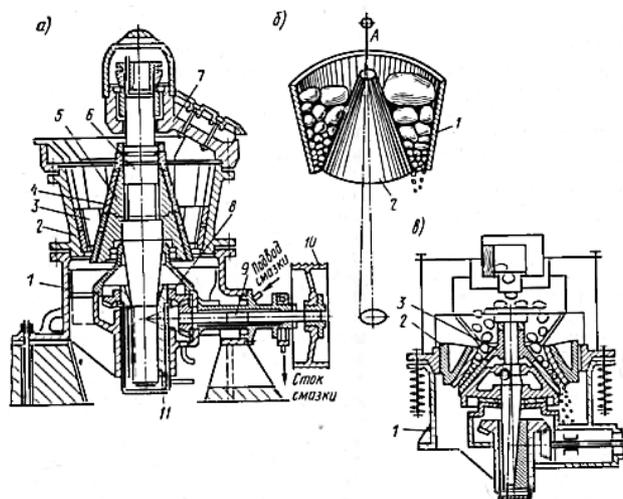


Рисунок 4.2 – Конусные дробилки: *а)* – с верхней опорой вала; *б)* – схема действия; *в)* – с грибовидной головкой.

При этом диаметрально противоположные образующие внутреннего конуса с одной стороны приближаются к поверхности наружного конуса и дробят материал, а с противоположной – удаляются от него, обеспечивая разгрузку и опускание материала. За один оборот вала этот процесс происходит по всей окружности и непрерывно повторяется, что обеспечивает плавную работу и высокую производительность дробилки. Загружают куски размером от 300 до 1500 мм, а выходят из дробилки куски размером от 50 до 220 мм (степень измельчения – 6... 7). Производительность при дроблении известняка у конусных дробилок различной мощности колеблется от 45 до 1500 т/ч, при удельном расходе энергии – соответственно от 0,75 до 0,25 кВт-ч/т.

Конусные дробилки применяют для крупного, среднего и мелкого дробления. На заводах промышленности строительных материалов конусные дробилки используют для дробления известняка на цементных заводах и различных скальных пород на крупных заводах, производящих щебень для приготовления бетонной смеси и для дорожного строительства. Конусные

дробилки бывают с верхним подвесом вала, эксцентриковые с неподвижным валом и консольные с нижней опорой вала

Степень измельчения и производительность конусных дробилок регулируют подъемом и опусканием конуса путем навинчивания разрезной гайки на резьбу верхнего конца вала у дробилок крупного дробления или поворотом регулировочного кольца относительно опорного у дробилок среднего и мелкого дробления. Имеются также конусные дробилки крупного дробления с гидравлическим регулированием размера щели.

Угол захвата конусных дробилок рассчитывают так же, как и угол захвата щековых дробилок и определяют из соотношений

$$\alpha = 2\arctg f, \text{ или } \alpha = 2\varphi; \alpha_{np} = 0,7\alpha. \quad (4.11)$$

где f – коэффициент трения материала по стали; φ – угол трения материала; α_{np} – практический угол между образующими неподвижного и подвижного конусов, град;

$$\alpha_{np} = \alpha_1 + \alpha_2; \quad (4.12)$$

α_1 – угол между вертикалью и образующей неподвижного конуса, град; α_2 – угол между вертикалью и образующей подвижного конуса, град.

Угловая скорость эксцентрика ω (в рад/с) конусных дробилок среднего и мелкого дробления, имеющих пологие конусы с параллельной зоной,

$$\omega = 13,8 \sqrt{\frac{\sin \gamma - f \cos \gamma}{l}}, l = 0,08D_n \quad (4.13)$$

где l – длина параллельной зоны, м; f – коэффициент трения дробимого материала о конус ($f=0,35$);

γ – угол наклона образующей подвижного конуса ($\gamma = 40^\circ$); D_n – наружный диаметр подвижного конуса, м.

Производительность Π (в м³/ч) конусных дробилок с пологими конусами определяется по формуле:

$$\Pi = 3600 \times 0,5D_n l b_1 \omega k_p, \quad (4.14)$$

где D_n – наружный диаметр подвижного конуса, м; b_1 – ширина разгрузочной щели наименьшая или ширина параллельной зоны при сближении конусов, м; l – длина параллельной зоны, м ($l = 0,08D_n$); ω – угловая скорость эксцентрика, рад/с; k_p – коэффициент разрыхления измельченного материала ($k_p = 0,25 - 0,6$).

По эмпирическим формулам мощность двигателя N (в кВт) конусных дробилок с пологими конусами определяют по формуле:

$$N = 50D^2, \quad (4.15)$$

где D – нижний диаметр подвижного конуса, м.

Практическая работа №5

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ СУШИЛЬНЫХ БАРАБАНОВ

5.1. Общие сведения

Сушильные барабаны предназначены для сушки сыпучих материалов топочными газами. Они применяются в промышленности строительных материалов в различных технологических линиях для тепловой сушки известняка, глины, песка, мела и других сыпучих материалов крупностью частиц до 60 мм.

Выбор параметров сушильных барабанов и режимов их работы зависит от физических свойств породы, главным образом, от её начальной влажности и размеров кусков. Чем выше начальная влажность и мельче куски, тем интенсивнее испаряется влага. Технологический расчёт сушильного барабана выполняют в такой последовательности.

5.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчёт сушильного барабана.

5.3. Методика выполнения работы

По заданной производительности определяют производительность барабана по выходу материала Π_1 , кг/с:

$$\Pi_1 = \frac{Q \times 1000}{3600}, \quad (5.1)$$

где Q – заданная производительность барабана по выходу материала, т/ч. По выходу влаги вычисляют производительность барабана Π_2 , кг/с:

$$\Pi_2 = \Pi_1 \times \left[\left(\frac{W_1}{100 - W_1} \right) - \left(\frac{W_2}{100 - W_2} \right) \right], \quad (5.2)$$

где Π_1 – производительность барабана по выходу материала, кг/с; W_1 – начальная влажность материала, %; W_2 – конечная влажность материала, %.

Рабочий объём сушильного барабана V , м³, определяют по формуле:

$$V = \frac{3600 \Pi_2}{A}, \quad (5.3)$$

где Π_2 – производительность барабана по выходу влаги, кг/с; A – паросьём, кг/м³×ч (принимается для глины 50...60 кг/м³×ч; для известняка – 45...65 кг/м³×ч). На основании расчёта V по справочникам выбирают сушильный барабан с объёмом, несколько превышающим расчётное значение.

Время прохождения материала через барабан τ , мин, определяют по формуле:

$$\tau = \frac{120 \times \beta \times \rho (W_1 - W_2)}{A \times [200 - (W_1 - W_2)]}, \quad (5.4)$$

где β – коэффициент заполнения барабана в долях единицы, равен 0,10...0,25; ρ – средняя насыпная плотность материала, кг/м³; A – паросьём, кг/м³×ч; $W_{1,2}$ – начальная и конечная влажность материала, %.

Далее рассчитывают угол наклона сушильного барабана:

$$\tan \alpha = \frac{m \times K \times L}{n \times \tau \times D}, \quad (5.5)$$

где $\tan \alpha$ – тангенс угла наклона сушильного барабана; m , K – коэффициенты, учитывающие условия теплообмена в барабане, принимаются по таблице 5.1; L , D – длина и диаметр барабана, выбираются по справочникам в соответствии с выбранной производительностью барабана; n – частота вращения барабана,

принимается по таблице 5.2; τ – время прохождения материала через барабан, мин.

Таблица 5.1 – Значения коэффициентов m , K и δ

Вид теплообменника	m	K при прямотоке	K при противотоке	δ
Лопастной или навеска цепей	0,5	0,2...0,7	0,5...0,7	0,04...0,07
Ячейково-сепараторный	1	0,7...1,2	1,2...2,0	0,01...0,02

Таблица 5.2 – Типоразмеры и частота вращения сушильных барабанов

Рабочий объем барабана, м ³	Диаметр барабана D , м	Длина барабана L , м	Частота вращения барабана n , об/мин	Рабочий объем барабана, м ³	Диаметр барабана D , м	Длина барабана L , м	Частота вращения барабана n , об/мин
20	1,6	10	3,2...6,4	177	3,2	22	2,0...6,0
38	2,0	12	3,2...6,4	259	3,5	27	2,0...6,0
53	2,2	14	3,2...6,4	352	4,0	28	2,0...6,0
88	2,5	18	2,0...6,0	556	4,5	35	2,0...6,0
123	2,8	20	2,0...6,0	686	5,0	35	2,0...6,0
141	3,0	20	2,0...6,0				

Мощность привода сушильного барабана N , кВт, вычисляют по формуле

$$N = 0,0013 \times D^3 \times L \times n \times \delta \times \rho, \quad (5.6)$$

где L – длина барабана, м; D – диаметр барабана, м; ρ – средняя насыпная плотность материала, кг/м³; n – частота вращения барабана, об/мин; δ – коэффициент, учитывающий условия теплообмена в барабане, принимается по данным таблице 5.1.

Практическая работа №6

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ПОМОЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

6.1. Общие сведения

Шаровыми называют мельницы, у которых материал размалывается внутри вращающегося барабана свободно падающими шарами или мелющими телами другой формы. Мелющие тела при вращении барабана поднимаются под действием центробежных сил на некоторую высоту, а при падении

приобретают кинетическую энергию, которая и используется при измельчении. Кроме ударов шары оказывают на материал и некоторое истирающее действие.

Шаровые мельницы обеспечивают высокую степень измельчения, большую тонкость конечного продукта при значительной производительности, что позволяет широко применять их на заводах промышленности строительных материалов для тонкого измельчения известняка, мергеля, шамота, цементного клинкера, полевого шпата, кварца, угля и других материалов.

Барабаны шаровых мельниц сваривают из стальных листов толщиной от 10 до 60 мм. Толщину листа принимают обычно 0,01 от диаметра барабана для коротких мельниц и 0,02 для трубных. Днища крепят болтами к кольцам (фланцам), приваренным к барабану. Для загрузки мелющих тел, смены футеровки, установки перегородок каждая камера снабжается люком, который перекрывается крышкой, имеющей защитную бронеплиту. Барабан мельницы футеруют чугунами или стальными бронеплитами, которые бывают плоскими, ступенчатыми, волнистыми и с выступами (каблуками), облегчающими подъем крупных шаров. Наиболее стойкими на истирание являются плиты из марганцовистой стали с содержанием марганца 12...14%. На скорость износа плит влияет и их форма.

Материал измельчают мелющими телами – шарами и короткими цилиндриками (цильпесом). Шары штампуют, куют или отливают из углеродистой, марганцовистой или хромистой стали. Диаметр шаров 30...100 мм, цилиндриков – 16...25 мм, длина цилиндриков соответствует 1,5 диаметра.

Частота вращения барабана. При вращении барабана шаровой мельницы, загруженные в него мелющие тела и материал, под действием центробежных сил инерции прижимаются к футеровке, поднимаются на некоторую высоту и при падении приобретают кинетическую энергию, используемую для измельчения.

При производстве цемента, извести, гипса, керамических изделий материалы измельчаются до частиц размером менее десятых долей

миллиметра. Процесс помола отличается большой энергоемкостью и стоимостью. Для помола материалов используют барабанные, среднеходные, ударные, вибрационные и струйные мельницы. В промышленности строительных материалов преимущественное применение имеют мельницы непрерывного действия, сухого и мокрого помола, работающие в открытом или закрытом цикле. Мельницы периодического действия используют для тонкого помола глин и глазури в производстве тонкой керамики.

6.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет технологический расчет помольного оборудования.

6.3. Методика выполнения работы

Частота вращения барабана. При вращении слоя шаров с барабаном шаровой мельницы на каждый шар действует сила тяжести G , направленная вертикально вниз, и центробежная сила инерции P , направленная по радиусу и определяемая по формуле:

$$P = m\omega^2 R = \frac{G4\pi^2 n^2 R}{g} = \frac{Gv^2}{gR}, \quad (6.1)$$

где m – масса шара, кг; G – сила тяжести шара, равная mg , Н; g – ускорение силы тяжести, м/с²; R – радиус окружности, описываемой центром тяжести шара, м; ω – угловая скорость шара, рад/с; n – частота вращения шара, с⁻¹; v – окружная скорость шара, м/с.

Отрыв шара (рисунок 6.1) произойдет при условии, если

$$G_1 = P; \quad G \cos \alpha = m\omega^2 R; \quad mg \cos \alpha = m\omega^2 R, \quad (6.1)$$

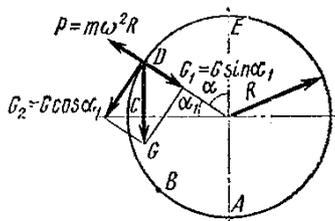


Рисунок 6.1 – Схема к расчету частоты вращения барабана шаровой мельницы

откуда получаем формулы для расчета угловой скорости ω (в рад/с), окружной скорости v (в м/с) и частоты вращения n (в с⁻¹) для любых значений угла отрыва α от 90 до 0° (принимая численное значение $\sqrt{g} \approx \pi$):

$$\omega = 3,14 \sqrt{\frac{\cos \alpha}{R}}; \quad v = 3,14 \sqrt{R \cos \alpha}; \quad n = 0,5 \sqrt{\frac{\cos \alpha}{R}}, \quad (6.2)$$

При $\alpha = 0$ получаем критические значения скоростей, при достижении которых шары вращаются вместе с барабаном, не отрываясь от него и не выполняя полезной работы:

$$\omega_{кр} = \frac{3,14}{\sqrt{R}} = \frac{4,43}{\sqrt{D}}; \quad v_{кр} = 3,14 \sqrt{R} = 2,22 \sqrt{D}; \quad n_{кр} = \frac{0,5}{\sqrt{R}} = \frac{0,707}{\sqrt{D}}, \quad (6.3)$$

где D – внутренний диаметр футерованного барабана мельницы, м.

Теоретически наибольшую вертикальную проекцию траектории падения шары имеют при $\alpha = 54^\circ 40'$. Подставив это значение угла отрыва α в формулы (6.2), получим оптимальные значения скоростей ($\cos 54^\circ 40' = 0,5784$):

$$\omega_{кр} = \frac{3,36}{\sqrt{D}}; \quad v_{кр} = 1,69 \sqrt{D}; \quad n_{кр} = \frac{0,534}{\sqrt{D}}, \quad (6.4)$$

что отвечает условиям сухого помола.

Для мокрого помола с учетом проскальзывания мелющих тел (на 9% при диаметре барабана более 1,25 м и до 25% для барабанов диаметром менее 1,25 м) получим частоту вращения соответственно:

$$n = 1,09 \frac{0,534}{\sqrt{D}} = \frac{0,582}{\sqrt{D}} \quad \text{и} \quad n = 1,25 \frac{0,534}{\sqrt{D}} = \frac{0,668}{\sqrt{D}}, \quad (6.5)$$

При футеровке бронеплитами с продольными ребрами или цилиндрическими выступами, облегчающими подъем шаров,

$$n = \frac{0,467}{\sqrt{D}}, \quad (6.6)$$

В технической характеристике обычно указаны внутренние размеры (диаметр и длина) не футерованного барабана, поэтому расчетный диаметр D определяют по формуле:

$$D = D_6 - 2\delta; \quad D \approx 0,94D_6, \quad (6.7)$$

где D_6 – внутренний диаметр не футерованного барабана, м; δ – толщина футеровки, равная 2,9-3,1 % от диаметра барабана, м.

Масса мелющих тел. Эффективность шаровых мельниц зависит от степени заполнения барабана мелющими телами, которая характеризуется коэффициентом загрузки k_3 , представляющим собой отношение площади поперечного сечения слоя загрузки F в спокойном состоянии к площади поперечного сечения барабана, т.е.

$$k_3 = \frac{F}{\pi R^2}, \quad (6.8)$$

или отношение массы загрузки к массе ее в объеме барабана, т.е.

$$k_3 = \frac{m}{\pi R^2 L k_p \rho}; \quad L = L_p - L_{\Pi} z; \quad L_{\Pi} \approx (0,1 - 0,2) D_6, \quad (6.9)$$

где m – масса мелющих тел, кг; R – внутренний радиус футерованного барабана, м; L – внутренняя длина барабана за вычетом толщины перегородок, м; L_p – рабочая длина барабана (длина цилиндрической части), м; L_{Π} – толщина межкамерной перегородки, разгрузочной диафрагмы, перегородки сепарирующего устройства, м; z – число перегородок; D_6 – внутренний диаметр нефутерованного барабана, м; k_p – коэффициент разрыхления загрузки (для стальных шаров и гальки $k_p = 0,575$, для стальных цилиндров $k_p = 0,55$); ρ – плотность материала мелющих тел (для стали $\rho = 7850$ кг/м³, для кремневой гальки $\rho = 2600$ кг/м³).

При малом количестве мелющих тел эффективный помол возможен, так как шары, не имея достаточного подпора, будут скатываться и не поднимутся на необходимую высоту даже при скоростях вращения барабана, в несколько раз превышающих критические. При чрезмерной перегрузке барабана шары также не будут измельчать материал. Практически наилучшие результаты получаются при коэффициенте загрузки $k_3 = 0,26 - 0,32$.

Приняв значения коэффициентов в соответствии с условиями работы, масса (в кг) мелющих тел:

$$m = \pi R^2 L k_p k_3 \rho, \quad (6.10)$$

Производительность шаровых мельниц зависит от многих факторов, учесть которые теоретически обоснованной формулой очень сложно, поэтому

практически производительность шаровых мельниц рассчитывают по эмпирическим приближенным формулам, учитывающим лишь некоторые основные факторы. При проектировании цементных заводов производительность (в т/ч) шаровых мельниц

$$\Pi = 6,45V\sqrt{D}\left(\frac{m}{V}\right)^{0,8} qk,, \quad (6.11)$$

где V – полезный объем барабана мельницы, м^3 ; D – внутренний диаметр футерованного барабана, м ; m – масса мелющих тел, т ; q – удельная производительность мельницы, $\text{т/кВт}\cdot\text{ч}$ (принимается для клинкера – 36-40); k – поправочный коэффициент, учитывающий тонкость помола материала (остаток на сите №008 для цемента не более 15% – $k = 1,13$).

При аспирации многокамерных мельниц их производительность возрастает на 15-20%, что учитывают дополнительным коэффициентом $k_{\text{асп}} = 1,15-1,2$.

Мощность двигателя шаровых мельниц определяют исходя из того, что при вращении барабана шаровой мельницы энергия расходуется на подъем шаров и материала, сообщение им необходимой окружной скорости и на преодоление сил трения в механизмах привода и опорах барабана. Одна из формул для определения мощности (в кВт) двигателя мельницы имеет следующий вид:

$$N = \frac{2,83GRnk_d}{1000\eta}, \quad (6.12)$$

где G – сила тяжести мелющих тел, Н ; R – внутренний радиус барабана, м ; n – частота вращения барабана мельницы, с^{-1} ; k_d – динамичности, учитывающий некоторый резерв мощности двигателя, необходимый для преодоления инерции масс при пуске (для мельниц, не имеющих специальных пусковых двигателей $k_d = 1,18-1,25$; при наличии пускового электродвигателя $k_d = 1,02-1,11$); η – к. п. д. механизмов привода мельницы и опор барабана ($\eta = 0,9-0,94$).

Практическая работа №7

ПРИГОТОВЛЕНИЯ БЕТОННОЙ СМЕСИ. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОЙ МОЩНОСТИ БЕТНОСМЕСИТЕЛЬНОГО ЦЕХА.

7.1. Общие сведения

Приготовление бетонных смесей на заводах ЖБИ производят в специальных бетоносмесительных узлах (БСУ), бетоносмесительных цехах или бетоносмесительных отделениях. В состав БСУ входят: склады заполнителей, вяжущих, добавок, устройства для их подготовки, надбункерное, бункерное, дозаторное, смесительное отделения, отделение выдачи готовой смеси, система автоматики и необходимые транспортные средства.

Дозирование составляющих бетонной смеси должно производиться в соответствии с принятыми составами смеси.

Дозирование цемента, воды и заполнителей должно производиться по весу. При малой производительности бетонного завода допускается дозирование воды и заполнителей по объему.

Дозирование цемента должно проводиться с точностью $\pm 1\%$, воды и добавок с точностью $\pm 1\%$, заполнителей – с точностью $\pm 2\%$ (по объему $+3\%$).

Дозаторы бывают:

- цикличного – периодического (одно-, двух- и многофракционные);
- непрерывного действия.

Продолжительность цикла взвешивания материала составляет 35-45 сек.

При перемешивании смеси необходимо обеспечить сплошное обволакивание цементным тестом поверхности зерен заполнителя и равномерное распределение раствора в массе крупного заполнителя и равномерное распределение раствора в массе крупного заполнителя. В результате смесь должна получить такую однородность, при которой по всей ее массе будет одинаковый состав и равномерное размещение всех

компонентов. Для достижения этого частицы составляющих смесь материалов при ее перемешивании должны совершать многократные перемещения по сложным и пересекающимся между собой траекториям.

Гравитационное перемешивание применяется для подвижных смесей с крупнозернистым наполнителем плотных пород. Гравитационные смесители бывают циклического и непрерывного действия. Главным параметром первых является объем готового замеса в л, а вторых – их производительность в м³/ч готовой продукции.

Перемешивание в смесителях принудительного действия осуществляется с помощью вращающихся лопастей, лопаток или кулачков, насаженных на приводные горизонтальные или вертикальные валы. Перемешивание материалов по более сложным траекториям повышает прочность бетона и позволяет экономить цемент. Его применяют для малоподвижных, жестких, мелкозернистых и с легкими пористыми наполнителями смесей.

Смесители бывают циклического и непрерывного действия. К первым относятся противоточные лопастные и типа бегунков, ко вторым – одно и двухвальные смесители.

7.2. Задание

Каждый студент на основании исходных данных выполняет расчет производственной мощности бетоносмесительного цеха, а также выполняет подбор оборудования для приготовления бетонной смеси.

7.3. Методика выполнения работы

Необходима часовая потребность бетоносмесительного цеха и установки определяется по формуле:

$$P_{\text{ч}} = \frac{Q}{D \cdot T} \times K_{\text{б}} K_{\text{з}} \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (7.1)$$

где: Q – расчетная годовая производительность цеха; $K_{\text{б}}$ – коэффициент часовой неравномерности потребления бетонной смеси ($K_{\text{б}} = 1,4$); $K_{\text{з}}$ –

коэффициент запаса мощности ($K_z = 1,2$); D – количество рабочих суток в году ($D = 253$); T – количество рабочего времени в сутки (8 ч; 12 ч; 16 ч).

Продолжительность цикла перемешивания смеси определяется продолжительностью составляющих цикла:

$$t_{\text{ц}} = t_{\text{з}} + t_{\text{н}} + t_{\text{в}} \quad (7.2)$$

где: $t_{\text{з}}$ – время загрузки, (10-15 с.); $t_{\text{н}}, t_{\text{в}}$ – продолжительность перемешивания и выгрузки определяется в зависимости от вида бетона и удобоукладываемости бетонной смеси, принимается по таблицам 7.1, 7.2.

Количество замесов бетоносмесителя в час:

$$n = \frac{60}{\tau_{\text{ц}}}, \quad (7.3)$$

где: n – количество замесов; $\tau_{\text{ц}}$ – продолжительность одного цикла работы бетоносмесителя, мин.

Расчетное количество замесов в час при изготовлении тяжелых смесей для смесителей емкостью по загрузке 325 л и более и при автоматическом дозировании составляющих принимается по таблице 7.3.

Таблица 7.1 – Продолжительность перемешивания бетонных смесей на плотных заполнителях в стационарных смесителях

Объем смесителя по загрузке, л	Длительность перемешивания, с			
	В гравитационных смесителях для смесей марок по удобоукладываемости			В смесителях принудительного действия для смесей всех марок по удобоукладываемости
	Ж1, П1	П2	П3-П5	
750 и менее	90	75	60	50
от 750 до 1500	120	105	90	50
более 1500	135	135	120	50

Таблица 7.2 – Продолжительность перемешивания бетонных смесей на пористых заполнителях в смесителях принудительного действия

Объем смесителя по загрузке, л	Длительность перемешивания, с, при средней плотности бетонной смеси, кг/м ³			
	более 1600	1400-1600	1000-1400	менее 1000
750 и менее	105	120	150	180
от 750 до 1500	120	150	180	210
более 1500	135	180	210	240

Для умеренно жестких и особенно жестких смесей в гравитационных смесителях эти величины нужно увеличивать в 1,5-2 раза.

В смесителях принудительного действия продолжительность перемешивания крупнозернистых смесей составляет от 2 до 3 мин и мелкозернистых – от 3 до 5 мин. Продолжительность перемешивания бетонной смеси зимой должна быть на 25 % больше, чем летом.

Таблица 7.3 – Расчетное количество замесов за 1 час

<i>Вид бетоносмесителей</i>	<i>n</i>
На плотных заполнителях	
• для бетоносмесителей принудительного действия при изготовлении жестких смесей	20
• для бетоносмесителей свободного падения при изготовлении пластичных смесей	30
• для бетоносмесителей свободного падения при изготовлении жестких смесей	15
• для растворов	30
На пористых заполнителях для бетонов средней плотности, кг/м³	
• более 1700	20
• 1400-1700	17
• 1000-1400	15
• менее 1000	13

Количество бетоносмесителей в цехе рассчитывается исходя из технической характеристики одной машины P_T и коэффициента использования оборудования K_y .

Техническая производительность бетоносмесителя циклического действия зависит от емкости смесительной машины по загрузке и нормативного количества замесов в час.

$$P_T = \frac{V_{б.с.} \cdot n \cdot \varphi}{1000} \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (7.4)$$

где, φ – коэффициент выхода бетонной смеси, принимается по таблице 7.4 либо рассчитывается; $V_{б.с.}$ – емкость бетоносмесителя (барабана или чаши) принимается по таблице 7.5.

Таблица 7.4 – Коэффициент выхода бетонных смесей

<i>Вид бетона</i>	<i>φ</i>
для тяжелых бетонов и легкого конструкционного на пористых заполнителях	0,67
для растворов	0,8
для теплоизоляционных бетонов на пористых заполнителях	0,75

Таблица 7.5 – Тип смесителя и емкость по загрузке в дм³

Гравитационный				Принудительного действия				
СБ-101	СБ-30Б	СБ-16Б	СБ-10В	СБ-103	СБ-80	СБ-35	СБ-79	СБ-138
100	250	500	1200	1000	250	550	750	1500

Основным технологическим параметром смесительного отделения является необходимая для обеспечения заданной производительности цеха суммарная емкость барабанов (чаш) всех установленных смесителей:

$$V_{mp} = \frac{P_q \times \tau_{ц}}{60 \cdot \varphi}, \quad (7.5)$$

Исходя, из этой величины подбирают типы и конструкции серийных смесителей с учетом свойств и особенностей изготовленных смесей.

Определение количества бетоносмесительных машин (A) производят по формуле:

$$A = \frac{P_q}{V_{б.с.}} \times n \quad (7.6)$$

Фактическая производительность цеха, м³/ч, по выбранному количеству смесителей и их ёмкости:

$$P_q^{\phi} = \frac{V'_{mp} \cdot A \cdot z \cdot \varphi \cdot k_u}{1000} \quad (7.7)$$

где: $V'_{тр}$ – геометрический объем бетоносмесителя, л; φ – коэффициент выхода бетонной смеси; A – количество замесов; z – количество циклов работы смесителя в час; k_u – коэффициент использования технологического оборудования с учетом времени на планово-технические ремонты.

Практическая работа №8

РАСЧЕТЫ РЕЖИМОВ УКЛАДКИ И УПЛОТНЕНИЯ БЕТОННОЙ СМЕСИ. ВЫБОР ОБОРУДОВАНИЯ.

8.1. Общие сведения

Формование является одним из важнейших процессов технологии железобетонных изделий, от качества выполнения, которого зависят свойства, точность размеров и внешний вид изделий.

На стадии формования реализуются основные технологические задачи: обеспечить заданную структуру изделий по сечению (однослойные, многослойные, пустотелые) получить равномерную структуру бетона; достичь заданной плотности бетона; обеспечить проектные размеры и конфигурацию изделий.

Процесс формования состоит из следующих операций: укладки бетонной смеси, равномерного ее распределения по форме, уплотнения, обработки открытой поверхности изделий, изъятия, при необходимости формообразующих элементов. Продолжительность выполнения всех операций процесса формования, или цикл формования, определяет производительность всего технологического проектирования предприятий сборного железобетона и обычно составляет 12...40 мин., в зависимости от габаритных размеров, конфигурации и структуры изделий.

Трудоемкость формования составляет 40% общих трудовых затрат технологического процесса производства сборных железобетонных конструкций. Доля ручных операций в этом процессе значительна, и составляет 36..38%.

8.2. Задание

Каждый студент рассчитывает параметры режимов укладки, и уплотнения бетонной смеси и подбирает необходимое оборудование.

8.3. Методика выполнения работы

Укладка и распределение бетонных смесей.

Технологические расчеты бетонораздатчиков и бетоноукладчиков дают возможность определить их основные параметры с учетом вида изделий, характеристик бетонной смеси, способа формования и др.

Полезный объем бункеров $V_6, \text{ м}^3$, при периодическом их заполнении берут с учетом объема формуемого изделия $V_в$, и пустотности бетонной смеси Π :

$$V_6 = 1,2 \cdot V_в / \Pi \quad (8.1)$$

При непрерывном заполнении бункера его объем должен быть не менее чем 1 м^3 .

Для укладки подвижных и литых бетонных смесей рекомендуют бункеры с наклоном стенок $55...65^\circ$ и сечением выходного отверстия $200 \times 400 \text{ мм}$, а для малоподвижных и жестких смесей – бункеры с наклоном стенок 70° и сечением выходного отверстия $400 \times 500 \text{ мм}$.

Скорость вытекания бетонной смеси из бункера, м/с, зависит от размеров отверстия и подвижности бетонной смеси:

$$v = \lambda \cdot \sqrt{3,2gR_r} \quad (8.2)$$

где: $\lambda = 0,4...0,8$ м – коэффициент вытекания; g – ускорение свободного падения, м/с^2 ; R_r – гидравлический радиус, м:

$$R_r = \frac{b \cdot l}{2(b+l)} \quad (8.3)$$

где: b, l – размеры выходного отверстия, м.

Используя бетоноукладчики, следует учитывать производительность установленных питателей, $\text{м}^3/\text{с}$:

– *ленточного*:

$$Q_л = lhv_c \quad (8.4)$$

где: l – длина выходного отверстия бункера, м; h – рабочая высота щели бункера, м; v_c – скорость движения ленты, м/с;

– *шнекового*:

$$Q_ш = \frac{\pi(D^2 - d^2) \cdot S f K_з}{4} \quad (8.5)$$

где: D – внешний диаметр шнека, м; d – диаметр вала шнека, м; S – шаг винтовой линии, м; f – частота вращения шнека, $1/\text{с}$; $K_з = 0,3...0,6$ – коэффициент заполнения шнека.

Уплотнение бетонных смесей.

Вибрационное уплотнение.

Основные параметры вибрационного воздействия на бетонную смесь при периодических синусоидальных колебаниях - амплитуда и частота колебаний f . Для круговых колебаний характеристикой частоты является угловая скорость ω . Частотные характеристики вибрационного воздействия связаны между собой:

$$\omega = 2 \cdot \pi f \quad (8.6)$$

Производными параметрами, которые отражают интенсивность колебаний движения частиц, являются:

- амплитудная скорость колебаний:

$$v = A \cdot \omega = 2 \cdot A\pi f \quad (8.7)$$

- амплитудное ускорение колебаний:

$$a = A \cdot \omega^2 \quad (8.8)$$

- интенсивность не синусоидальных колебаний:

$$И = \frac{a \cdot R}{8\pi^2 \cdot T} \quad (8.9)$$

- интенсивность синусоидальных колебаний:

$$И = A^2 \cdot f^3 \quad (8.10)$$

Для расчета продолжительности уплотнения жестких бетонных смесей, мин., на разных виброплощадках можно пользоваться такими эмпирическими зависимостями:

- ***для виброплощадок с вертикальными и эллиптическими колебаниями:***

$$t = \frac{15K_1 \cdot Ж^2}{K_r K_d \frac{A\omega^2}{10^3} h_6} \quad (8.11)$$

где: K_1 – коэффициент, учитывающий конфигурацию и характер армирования (для изделий простой конфигурации с нормальным армированием $K_1=1$, для тонкостенных изделий сложной формы $K_1=3$, для густо-армированных изделий $K_1=5$); $Ж$ – показатель жесткости бетонной смеси, с; K_r - коэффициент

геометрии; K_d – коэффициент динамичности; A – амплитуда колебаний, см; ω – угловая скорость, рад/с; $h_б$ – толщина слоя бетонной смеси, см;

– для площадок с горизонтальными колебаниями:

$$t = 24Ж \quad (8.12)$$

– для площадок ударного действия:

$$t = 32Ж(1 - 4 \cdot 10^{-6}Жa_n); \quad (8.13)$$

где $a_n = (4...6)$ – ускорение движения вниз, см/с².

– для ударно-вибрационных площадок:

$$t = 32Ж(1 - 4 \cdot 10^{-6}Жa^2) \quad (8.14)$$

где $a = A \cdot \omega^2$ – ускорение колебаний, см/с².

Внешнее виброуплотнение. Этот способ используют при изготовлении из подвижных и малоподвижных бетонных смесей в стационарных формах таких конструкций, как вентиляционные блоки, санитарно-технические кабины, объемные элементы, лестничные марши, балки таврового и двутаврового сечения и др.

Стационарные одинарные виброформы оснащают навесными серийными внешними вибраторами маятникового типа, которые, благодаря шарнирному креплению к стенкам формы создают колебания, перпендикулярные к стенке.

Шаг установки вибраторов, см по длине бортов определяют по формуле:

$$L_{\text{макс}} \leq 30 \sqrt{EI / (m_{б.ф} \omega^2)} \quad (8.14)$$

где: E – модуль упругости материала формы, МПа; I – момент инерции борта формы, см⁴; $m_{б.ф}$ – масса борта формы, кг; ω – угловая скорость колебаний вибровозбудителя, рад/с.

Центробежное формование. Суть центробежного формирования и уплотнения заключается в том, что при вращении формы с равномерно распределенной в ней бетонной смесью вокруг неподвижной оси с определенной скоростью в системе возникает центробежное опрессовочное давление, под влиянием которого из цементного теста оттесняется жидкость с

тонкодисперсными фракциями. Повышение однородности структуры центрифугированного бетона зависят от водо-цементного отношения бетонной смеси. Максимальная прочность бетона достигается при $V/C_{\text{общ}}=N_r$.

Начальное водо-цементное отношение определяется зависимостью:

$$V/C_{\text{поч}} = 1,4N_r + V_3/C \quad (8.15)$$

где N_r – нормальная плотность цементного теста; V_3 – количество воды, абсорбируемое порами заполнителя и поверхностью его зерен, $\text{кг}/\text{м}^3$; C – содержание цемента в бетоне, $\text{кг}/\text{м}^3$. Для центрифугированного бетона рекомендуют расходовать 350...400 кг цемента на 1 м^3 .

Для равномерного распределения и уплотнения бетонной смеси следует соблюдать режим формования, который состоит из трех этапов.

Частота вращения, об/мин., на первом этапе предотвращает обрушение бетонной смеси при ее загрузки и определяется зависимостью:

$$n_3 = 300/\sqrt{r_B} \quad (8.16)$$

- второй этап характеризуется скоростью распределения бетонной смеси; для него частота вращения, об/мин.:

$$n_{\text{рас}} = 600/\sqrt{2r_B} \quad (8.17)$$

- третий этап - это уплотнение бетонной смеси; частота вращения, об/мин., определяется по формуле:

$$n_{\text{уп}} = 32400 \sqrt{\frac{r_3 \cdot p}{r_3^3 - r_3^3}} \quad (8.18)$$

где r_3 и r_6 – соответственно внешний и внутренний радиусы изделия, см; p – радиальное давление на бетонную смесь, МПа (для ременных центрифуг $p=0,14$ МПа, для роликовых – $0,065$ МПа).

Центрифугирование эффективно используют для изготовления напорных и безнапорных труб, опор линий электропередач, колонн, стоек и других конструкций кольцевого сечения.