

Министерство образования Республики Беларусь

Учреждение образования «Гомельский государственный
технический университет имени П.О. Сухого»

Кафедра «Металлургия и технологии обработки материалов»

ОБОРУДОВАНИЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО
И ЛИТЕЙНОГО ПРОИЗВОДСТВ

ПРАКТИКУМ

ЧАСТЬ I

для

ДЛЯ СТУДЕНТОВ СПЕЦИАЛЬНОСТИ:

1–42 01 01 МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЕ ПРОИЗВОДСТВО
И МАТЕРИЛООБРАБОТКА
(МЕТАЛЛУРГИЯ)

Гомель 2022

УДК 621.7 (075.8)

ББК 34.441

Авторы-составители: *В. А. Жаранов, И. Н. Прусенко*

Оборудование металлургического и литейного производств: практикум в двух частях. Часть 1. Для студентов специальности 1-42 01 01 «Металлургическое производство и материалобработка (Металлургия)» дневной формы обучения / сост.: В.А. Жаранов, И. Н. Прусенко. - Гомель: ГГТУ им. П. О. Сухого, 2022. - 76 с.

В первой части практикума представлены материалы, в виде соответствующих работ, затрагивающие вопросы расчёта оборудования металлургического и литейного производств. Рассмотренное в расчётных частях оборудование применяется как на заводах полного металлургического цикла, так и на мини-завода, работающих в основном на стальном ломе.

СОДЕРЖАНИЕ

<i>Практическая работа № 1</i>	4
<i>Практическая работа № 2</i>	11
<i>Практическая работа № 3</i>	20
<i>Практическая работа № 4</i>	27
<i>Практическая работа № 5</i>	30
<i>Практическая работа № 6</i>	34
<i>Практическая работа № 7</i>	40
<i>Практическая работа № 8</i>	45
<i>Практическая работа № 9</i>	52
<i>Практическая работа № 10</i>	56
<i>Практическая работа № 11</i>	61
<i>Практическая работа № 12</i>	66
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	74

Практическая работа № 1

РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ПЛАВИЛЬНЫХ ОТДЕЛЕНИЙ

Цель работы: В соответствии с вариантом задания произвести обоснованный выбор необходимого плавильного, подъемно-транспортного и другого оборудования, рассчитать его количество и разработать схему размещения оборудования в проектируемом отделении.

Теоретическая часть

Выбор плавильного агрегата можно осуществлять, ответив на заданные вопросы:

- какие существуют плавильные агрегаты для плавки данного сплава?
- какие у них преимущества и недостатки?
- какая из плавильных печей и почему больше подходит для плавки заданного сплава?

При выборе печей необходимо учитывать особенности состава сплава, объем производства, номенклатуру отливок, требования к качеству отливок и их конструктивные особенности, технико-экономические показатели, перспективы развития цеха и другие параметры. Так же следует учитывать, что вагранки являются печами непрерывного действия, позволяющими производить отбор металла по мере необходимости. При этом для накапливания большого количества металла предусматривается установка обогреваемых копильников, печей-миксеров. Для дуговых и индукционных печей емкость печи определяется как возможностью снабжения металлом литейных конвейеров непрерывно сравнительно небольшими порциями, так и необходимостью заливки крупных и тяжелых отливок. Для индукционных печей промышленной частоты, если емкость печи не обусловлена максимальной массой отливки, минимальная емкость печи должна быть в 2...3 раза больше часовой потребности в жидком металле.

В массовом и крупносерийном производстве при известной номенклатуре расход металла определяют подетальным расчетом на

основании годовой программы. В мелкосерийном и индивидуальном производстве при отсутствии подетально разработанной технологии изготовления отливок потребность в металлозавалке определяется укрупненным расчетом. Потребность металлозавалки определяется по каждой массовой группе и по каждому виду сплава. Масса металлозавалки на программу литья складывается из суммы масс металлозавалки отдельных групп.

После выбора типа плавильного агрегата составляется таблица баланса металла по каждой марке выплавляемого в цехе сплава (табл.3.1).

Заполнение таблицы производится в следующей очередности:

- 1) из производственной программы заполняется графа 1;
- 2) по опыту работы базового цеха устанавливается процент брака отливок (графа 2) и пересчитывается количество литья (графа 3);
- 3) по значению ТВГ рассчитывается количество жидкого металла и заполняется графа 4

$$M_{ж} = \frac{(M_{год.отл.} + M_{бр.})}{ТВГ} \cdot 100, \quad (1)$$

Значение ТВГ зависит от рода металла, отрасли промышленности и характера литья. Принимается по опыту работы базового цеха.

Таблица 1 – Баланс металла

Статья баланса	Сплав 1						Итого
	Мелкое литье			
	т	%	т	%	т	%	
Годные отливки	(1)	(9)					
ЛПС годных и бракованных отливок	(5)=(4)-(3)-(1)	(10)					
Бракованные отливки	(3)	(2)					
Всего жидкого металла	(4)	(11)					
Угар	(7)	(6)					
Итого металлозавалка	(8) = (4)+(7)	100					

- 4) рассчитывается графа 5;

- 5) в зависимости от вида сплава, типа плавильного агрегата, плотности шихты и вида процесса устанавливается величина угара (графа 6) и рассчитывается графа (7);
 6) рассчитывается графа 8;
 7) принимая массу металлозавалки равной 100%, рассчитываются графы 9, 10, 11.

После заполнения таблицы баланса металла по всем маркам сплава определяется его состав, подбираются компоненты шихты, рассчитывается их содержание с учетом угара в металлозавалке. При выполнении расчета шихты долю возврата собственного производства необходимо принимать в соответствии с данными, рассчитанными по балансу металла для данной марки сплава (литники + брак). Полученные данные заносятся в таблицу ведомости шихтовых материалов (табл.2).

Таблица 2 – Пример ведомости шихт и баланса металла

Статья баланса	Шихта						Всего на программу
	Сплав 1			
	т	%	т	%	т	%	
Чугун литейный							
Чугун передельный							
Лом стальной							
Отходы (ЛПС+брак)	(3)=(1)+(2)						
....							
Ферросплавы							
Итого металлозавалка		100					
Добавки (сверх 100%): флюсы, модификаторы и т.п.							
Выход							
Годные отливки							
ЛПС отливок	(1)						
бракованные отливки	(2)						
Итого жидкого металла							
Угар							
Итого металлозавалка		100					

Расчетное количество выбранных плавильных печей определяется по формуле

$$N_n = \frac{Q_{ж} \cdot K_n}{T_d \cdot q}, \quad (2)$$

где $Q_{ж}$ - годовой расход жидкого металла, т/год,

T_d - действительный годовой фонд времени работы печей, ч,

q - производительность печи, т/ч,

K_n - коэффициент неравномерности работы плавильного оборудования, Коэффициент неравномерности работы принимают равным 1,1...1,2 для массового, 1,2...1,3 для серийного, 1,3...1,4 для единичного производства.

Типы (модели) плавильных агрегатов и их производительность выбирают из числа выпускаемых серийно или планируемых к выпуску по каталогам и рекламным проспектам машиностроительных предприятий и фирм и по другим источникам.

При получении в расчёте дробного числа его округляют в *большую* сторону и действительный коэффициент загрузки определяется как частное от деления расчетного $N_{расч}$ количества единиц оборудования на количество принятых $N_{прин}$ (после округления):

$$k_z = N_{расч} / N_{прин} . \quad (3)$$

Для оборудования плавильных отделений коэффициент загрузки k_z принимают обычно 0,7...0,85. Если величина k_z оказывается неудовлетворительной (слишком малой или выше верхнего рекомендуемого предела), выбирают, по возможности, другой тип оборудования или перегруппировывают программу.

Если по тем или иным соображениям числом единиц печей задаются заранее, формула (2) преобразуется так, что позволяет определить требуемую (расчетную) величину часовой производительности печи при заданном числе их единиц:

$$q = \frac{Q_{ж} \cdot K_n}{N_n \cdot T_d \cdot K_z} \quad (4)$$

По полученному значению производительности выбирают тип (модель) печи. Действительный коэффициент загрузки в этом случае можно определить:

$$k_{з \text{ действ}} = q_{\text{расч}} / q_{\text{прин}}, \quad (5)$$

где $q_{\text{расч}}$, $q_{\text{прин}}$ – расчетная и действительная часовая производительность принятого оборудования.

При заливке форм чугуном применяются поворотные ковши. Транспортировка чугуна на большие расстояния может осуществляться барабанными ковшами различной емкости. Для сравнительно небольших ответственных чугунных отливок массой до одной тонны служат чайниковые ковши, которые можно использовать и для разлива нелегированных марок стали. Но чаще сталь разливается стопорными ковшами.

При расчете парка ковшей сперва рассчитывают число одновременно работающих разливочных ковшей, исходя из количества жидкого металла, необходимого для каждой технологической группы литья, емкости ковша и длительности одного оборота ковша:

$$n = \frac{Q \cdot t}{T_{\partial} \cdot P}, \quad (6)$$

где Q – годовое количество жидкого металла, заливаемого из данного типа ковшей, т;

t – время оборота ковша, ч;

T_{∂} – действительный годовой фонд времени работы линии или заливочного участка, ч;

P – емкость ковша, т.

Для расчета числа ковшей, работающих в одну смену, можно применить следующее выражение:

$$n_1 = \frac{8 \cdot n}{\tau}, \quad (7)$$

где n – число одновременно работающих ковшей, шт,

8 – продолжительность рабочей смены, ч;

τ – продолжительность работы ковша между ремонтами, ч.

Время оборота и продолжительность работы одного ковша можно взять по справочным данным. Парк ковшей рассчитывается по формуле

$$N = K \cdot K_1 \cdot n_1, \quad (8)$$

где K - коэффициент, учитывающий количество ковшей в ремонте, $K=1 \dots 2$;

K_1 - коэффициент запаса, $K_1 = 1, 2$.

Основными грузоподъемными средствами плавильных отделений служат мостовые краны, их параметры выбираются по нормам технологического проектирования. Количество мостовых кранов, необходимых для обслуживания плавильных отделений литейных цехов рассчитывается по формуле:

$$n_k = \frac{N_{ж}^I \cdot n_n^k \cdot a_k}{T_d}, \quad (9)$$

где $N_{ж}^I$ - годовой выпуск жидкого металла одной печью, т/год;

n_n^k - количество обслуживаемых краном печей;

a_k - количество крано-часов на 1 т выплавки жидкого металла, ч/т;

T_d - действительный годовой фонд времени работы крана, ч/год.

Количественные значения крано-часов устанавливаются согласно [1] в зависимости от типа плавильного агрегата, емкости печи, вида процесса и назначения крана.

Контрольные вопросы:

1. Какие исходные данные необходимы для проектирования плавильного отделения цеха?
2. На основании какой информации осуществляется выбор типа плавильного агрегата?
3. Как определяется емкость плавильных печей?
4. Какие статьи баланса металла участвует в расчете количества печей, склада шихтовых материалов?
5. От чего зависит выход годного металла?
6. От чего зависит величина угара?

7. Как определяется процент брака отливок?
8. Как составляется таблица ведомости шихт?
9. Чем определяется требуемое количество плавильных печей?
10. Что нужно изменить, если расчетное значение коэффициента загрузки оборудования неприемлемо?
11. Как влияет изменение количества смен работы плавильного оборудования на расчетное его количество?
12. Какие ковши применяются для заливки форм чугуном?
13. Какие ковши применяются для заливки стальных отливок?
14. Как определяется время оборота ковша и продолжительность работы ковша между ремонтами?
15. Как определяется количество мостовых кранов, необходимых для обслуживания плавильных отделений?

Практическая работа № 2

РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ ФОРМОВОЧНО-ЗАЛИВОЧНО-ВЫБИВНЫХ ОТДЕЛЕНИЙ

Цель работы: В соответствии с вариантом задания произвести обоснованный выбор необходимого оборудования и рассчитать его количество, разработать схему размещения оборудования в проектируемом отделении.

Теоретическая часть

Перед началом расчетов номенклатура отливок распределяется на группы по технологическим потокам или участкам, исходя из габаритов, массы, толщины стенок, сложности конфигурации, класса точности и серийности отливок. При определении потоков необходимо стремиться к минимальному количеству типоразмеров форм, т.е. к унификации оснастки и оборудования. На основании анализа для каждой из групп устанавливается наиболее технологически и экономически целесообразный способ и оборудование для изготовления форм, определяются размеры форм и их количество на годовую программу.

При определении технологических потоков (групп) рекомендуется следующая разбивка номенклатуры литья [1, 5, 10].

Таблица 1 – Технологические группы литья

Группа	Размеры опок в свету (кессонов), мм	Средняя металлоемкость, кг	Масса отливок, кг
Мелкосерийное и индивидуальное производство			
I	800x700x300/300	50	До 100
II	1200x1000x500/500	160	До 500
III	1600x1200x600/600	400	100...1000
IV	2000x1600x700/700	700	200...2500
V	2500x2000x800/800	1500	400...5000
VI	3000x2000x900(1000)	5000	500...10000
VII	Кессон 3000x4000x1500 5000x5000x2000 6000x5000x2000	10000...18000	5000...20000

Продолжение таблицы 1

Группа	Размеры опок в свету (кессонов), мм	Средняя металлоемкость, кг	Масса отливок, кг
VIII	Кессон 5000x5000x2500 6000x6000x3000 8000x7000x3000	30000	Более 10000
Группа	Размеры опок в свету (кессонов), мм	Средняя металлоемкость, кг	Масса отливок, кг
Серийное производство			
I	500x400x150/150(200)	10	До 20
II	800x700x150/300	50	20...100
	1000x800x250/500	60	
III	1200x1000x200/500	150	50...250
	1200x1000x500/500	160	100...300
IV	1600x1200x200/500	250	300...500
	1600x1200x600/600	400	100...1000
V	2000x1600x300/600	500	500...1000
	2000x1600x500/700	700	
VI	2500x1800x300/600	1250...1500	1000...2000
	2500x2000x500/700		
	3000x1700x600/600		
VII	3000x2500x500/700	1500...3000	1000...5000
	3000x2500x600/700	3500	2000...5000
VIII	4000x2500x600/600	7500	5000...10000
Крупносерийное и массовое производство			
I	500x400x100/150	8	До 8
	900x500x120/150	15	

Требуемое для выполнения программы количество форм рассчитывается по формуле:

$$N_{\phi} = \frac{Q}{M_{cp}}, \quad (1)$$

где Q – мощность технологического потока по годному литью, т
 M_{cp} – средняя металлоемкость формы данного технологического потока, т.

Полученный результат не обходимо увеличить с учетом потерь

на брак форм. Потери на брак форм принимаются по данным базового предприятия в зависимости от сложности конфигурации, способа уплотнения форм и протяжки моделей (2...6%). Если производительность предполагаемого формовочного оборудования указана в полуформах, следует полученный результат расчетов удвоить.

После этого по формулам, аналогичным (2...6), производятся расчеты количества необходимого формовочного оборудования.

При получении неудовлетворительного распределения отливок между потоками и участками формовочного отделения и большой неравномерности загрузки оборудования следует произвести перераспределение или выбрать другое подходящее оборудование и повторить расчеты до достижения оптимального решения.

Потребное количество пескометов или смесителей для самотвердеющих смесей определяют по формуле:

$$n = \frac{V \cdot t}{Q \cdot K}, \quad (2)$$

где V - объем формы по габаритам опок (кессона), m^3 или количество смеси на 1 форму, т;

t — производительность участка, форм/ч;

Q — производительность пескомета, $m^3/ч$ или смесителя, т/ч;

K — коэффициент, учитывающий время установки опок и снятия форм.(0,6...0,75)

Производительность участка можно определить как частное от годового количества форм на программу данного потока и годового действительного фонда времени работы участка.

Если для передачи форм (полуформ) или пустых опок предполагается установка тележечных конвейеров, их скорости для каждой группы форм вычисляются по формуле:

$$V_K = \sum q \cdot S \cdot K_3, \quad (3)$$

где V_K – скорость литейного конвейера, м/ч;

q – суммарная производительность формовочных машин для данного литейного конвейера, форм/ч;

S – шаг конвейера, м/форму;
 K_3 – коэффициент загрузки конвейера (0,8...0,9).

Шаг тележек конвейера устанавливается, исходя из размеров форм (платформ) и допустимой грузоподъемности.

Расчетные значения скорости литейного конвейера в м/ч переводятся в м/мин. Практическая скорость конвейера находится в пределах 1,6...10 м/мин.

В случае, если в проекте предусматривается применение формовочной линии оригинальной конструкции, необходимо выполнить расчет ее основных параметров:

- скорости движения конвейера (или средней скорости перемещения форм),

- длин участков: простановки стержней, заливки форм, охлаждения отливок в формах.

Для автоматических линий, серийно выпускающихся машиностроительными фирмами, необходимо выполнять проверочный расчет этих параметров и в случае необходимости осуществить корректировку.

Длины участков простановки стержней, заливки и охлаждения находятся следующим образом:

$$L_{CT} = V_K \cdot \tau_{CT}, \quad (4)$$

$$L_{ЗАЛ} = V_K \cdot \tau_{ЗАЛ}, \quad (5)$$

$$L_{ОХЛ} = V_K \cdot \tau_{ОХЛ}, \quad (6)$$

где τ_{CT} , $\tau_{ЗАЛ}$, $\tau_{ОХЛ}$ – время простановки стержней, заливки и охлаждения соответственно, мин,

V_K – скорость литейного конвейера, м/мин.

Обычно длина участка простановки стержней составляет 10...30 м, длина заливочного участка - 8...12м. Длина участка охлаждения должна рассчитываться по времени охлаждения наиболее крупной и толстостенной отливки. При получении больших значений длины охладительного участка создаются дополнительные петли на этом отрезке трассы конвейера.

Парк опок для линии вычисляется по формуле:

$$Po = (2 \cdot L_k / S) \cdot 1,2, \quad (7)$$

где L_k - длина конвейера, м;
 S – шаг конвейера, м/форму,
1,2 – коэффициент запаса.

Если формовочный участок оснащается подвесным конвейером для транспортирования стержней со стержневого на формовочный участок, требуемую скорость его (м/с) можно определить по формуле:

$$V_{пк} = \frac{q_{пк} \cdot T_{п}}{n \cdot \varphi}, \quad (8)$$

где $q_{пк}$ - требуемая производительность конвейера, стержней/ч;
 $T_{п}$ - шаг подвесок (выбирается из значений кратных 0,4, 0,6, 0,8 или 1,0), м;
 n - количество стержней на одной подвеске (зависит от массы стержней, размеров стержней, размеров и количества полок), шт,
 φ - коэффициент загрузки конвейера ($\varphi = 0,8 \dots 0,9$).

Требуемая производительность конвейера определяется:

$$q_{пк} = \sum q_{\phi o} \cdot n_{ст}^{\phi}, \quad (9)$$

где $\sum q_{\phi o}$ - суммарная производительность формовочного участка, который обслуживает данный конвейер, форм/ч;
 $n_{ст}^{\phi}$ - среднее количество стержней на одну форму, шт.

Полученное значение скорости подвесного конвейера в м/ч переводится в м/мин. Практическая скорость конвейера находится в пределах 0,5...20 м/мин [12].

Пластинчатый конвейер для транспортирования горячих отливок после выбивки в термообрубное отделение рассчитывается следующим образом [12].

Вначале подбирается ширина настила конвейера – $B_{пл}$. Она может быть приблизительно установлена равной длине опоки. Затем рассчитывается требуемая скорость пластинчатого конвейера (м/с):

$$V_{\text{ПЛК}} = \frac{q_{\text{ПЛК}} \cdot T_{\Gamma}}{M \cdot \varphi}, \quad (10)$$

где $q_{\text{ПЛК}}$ – расчетная производительность конвейера, т/ч (значение можно взять из расчета количества заливочных ковшей для данного участка – это расход жидкого металла, т/ч),

T_{Γ} – шаг грузов на настиле, м (принимается несколько больше длины опоки),

M – металлоемкость выбитой формы, т,

φ – коэффициент загрузки конвейера (0,7...0,8).

Полученные после вычисления значения скорости пластинчатого конвейера в м/ч переводятся в м/с. Практическая скорость конвейера находится в пределах 0,01...0,8 м/с [12].

При кессонной формовке количество кессонов рассчитывается из длительности полного технологического цикла формовки, сборки, заливки, охлаждения и выбивки кессона $t_{\text{ц}}$.

Первоначально необходимо принять размеры базового кессона в соответствии с табл. 1.

Металлоемкость (среднюю) кессона можно определить по формуле:

$$M_{\text{ср}} = 0,5 \cdot V_{\phi} (0,1...0,15) \cdot \gamma \quad (11)$$

где V_{ϕ} – объем кессона, м³,

γ – плотность металла отливки, кг/м³.

Длительность цикла кессонной формовки $t_{\text{ц}}$ принимается в зависимости от средней металлоемкости кессона $M_{\text{ср}}$:

До 10т – 6...10 суток;

10...20 т – 10...15 суток;

20...40 т – 12...18 суток;

более 40 т – 15...25 суток.

После назначения длительность цикла кессонной формовки $t_{\text{ц}}$ определяется количество циклов с 1 рабочего места в год:

$$K_{\text{ц}} = T_{\text{Н}} / t_{\text{ц}}, \quad (12)$$

где T_n – номинальный годовой фонд времени рабочего места (кессона), суток,

$t_{\text{ц}}$ - длительность цикла кессонной формовки, суток.

Требуемое для выполнения программы количество форм рассчитывается по формуле (1).

Количество рабочих мест (кессонов) для каждого технологического потока определяется:

$$N_{\text{КЕС}} = N_{\phi} / K_{\text{ц}}, \quad (13)$$

где - N_{ϕ} - количество форм, шт.,

$K_{\text{ц}}$ - количество циклов с 1 рабочего места в год.

После округления полученного результата в большую сторону до целого значения рассчитывают общую площадь кессонов и участка кессонной формовки в целом, которую принимают в 4 раза больше.

При расчете формовочного отделения, если необходимо, следует определить тип и рассчитать количество или размеры сушильных печей и установок. Расчет количества камерных сушил производится по формуле:

$$P_p = \frac{W \cdot t_c \cdot K_n}{T_d \cdot V \cdot S}, \quad (14)$$

где W - годовой объем форм, подвергаемых сушке, м³;

t_c - время цикла сушки с учетом времени загрузки и выгрузки сушила, ч;

K_n - коэффициент неравномерности работы сушила;

T_d - действительный фонд времени работы сушила, ч;

V - внутренний объем сушила, м³;

S - коэффициент использования объема сушила, (для форм 0,15...0,20; для стержней - 0,08...0,12).

Время загрузки и выгрузки сушила принимается равным 2 часам.

Если применяют проходные сушила для сушки формы, то их длину определяют как произведение необходимого времени сушки и скорости движения линии, в которой расположено данное сушило.

Организация заливки форм предполагает решение следующих технических задач:

- выбор заливочных устройств;
- выбор способа скрепления полуформ перед заливкой;
- транспортировка жидкого металла от плавильных агрегатов к заливочным устройствам.

Выбор типа выбивных устройств для форм осуществляется (если они не входят в состав АФЛ) на основании грузоподъемности и размеров выбивных решеток по массе залитой формы и ее геометрическим параметрам.

Все расчетные данные по формовочному отделению сводятся в таблицу 2.

Таблица 2 – Сводная ведомость формовочного отделения

Группа отливок, кг	Количество годного литья, т	Размер опок в свету (кессонов), мм	Средняя металлоемкость формы, кг	Количество форм с учетом брака		Производительность формовочного агрегата, форм/ч	Количество		Кз
				В год	В час		Расчетное	Принятое	
До 100									
Св. 100 ...500									
...									

Контрольные вопросы:

1. По каким параметрам происходит распределение номенклатуры отливок на группы?
2. Что такое средняя металлоемкость литейной формы?
3. Какими факторами определяется выбор типа оборудования для формовочного отделения?

4. Что нужно изменить, если расчетное значение коэффициента загрузки оборудования неприемлемо?
5. Как можно, не меняя исходных данных, получить другое расчетное количество оборудования?
6. Как рассчитываются длины формовочного, заливочного, охлаждающего и выбивного участков тележечного литейного конвейера?
7. От каких факторов зависит длина охлаждающей ветви тележечного конвейера?
8. Как рассчитывается подвесной конвейер?
9. Как устанавливается скорость пластинчатого конвейера?
10. Как определить металлоемкость кессона?
11. От каких факторов зависит длительность цикла кессонной формовки?
12. Как определить общую площадь участка кессонной формовки?
13. В каких случаях необходимо рассчитать количество или размеры сушильных печей?
14. Как рассчитываются проходные сушилки для сушки форм?
15. Как транспортируется жидкий металл от плавильных агрегатов к заливочным устройствам?
16. От каких факторов зависит выбор типа выбивных устройств?

Практическая работа № 3

РАСЧЕТ ОБОРУДОВАНИЯ СТЕРЖНЕВЫХ ОТДЕЛЕНИЙ

Цель работы: В соответствии с вариантом задания произвести обоснованный выбор оборудования для изготовления стержней и рассчитать его количество, разработать схему размещения оборудования в проектируемом отделении.

Теоретическая часть

Программой стержневого отделения является годовое количество (масса) стержней, необходимые для обеспечения выпуска проектной программы годных отливок.

При массовом или крупносерийном производстве расчет количества стержней производится по имеющимся данным полной номенклатуры отливок. При отсутствии технологических разработок на часть или всю номенклатуру отливок (например, при мелкосерийном и единичном производстве) количество стержней определяют по нормам расхода на 1 т годового выпуска отливок, которые приведены в [3, 4].

Разбивка стержней на группы по массе позволяет определить количество, массу или объем стержней данной группы и дает возможность свести несколько групп в один технологический поток для изготовления их на одном оборудовании.

Размеры и другие параметры стержней определяются (если они не входят в задание) по технологическим разработкам, выполненным на чертежах отливок.

При определении годового количества и массы стержней следует учитывать потери из-за брака стержней. Величина потерь уточняется по данным базового предприятия и обычно составляет 4...10 %.

Выбор способа получения стержней и составов стержневых смесей определяется в основном следующими факторами:

- массой стержней;
- размерами стержней;
- сложностью стержней;
- серийностью производства.

При определении технологических потоков (групп) стержней

рекомендуется следующая разбивка номенклатуры (табл. 1) [3, 4].

В зависимости от массы стержней и объема программы выбирается стержневое оборудование. На участке могут изготавливаться стержни одной или нескольких групп. Стержневое отделение может состоять из одного или нескольких участков. Стержневые участки отделения комплектуются стержневыми машинами (пескодувными, пескострельными), автоматизированными или механизированными линиями.

Основанием для выбора стержневой машины является масса стержня и максимальные размеры стержневого ящика.

Количество стержневых машин для каждого технологического потока определяется по формулам (2...5).

Таблица 1 – Технологические группы разовых песчаных стержней

Группа стержней	Масса		Усредненные максимальные размеры стержневого ящика, мм	
	Массовое и крупносерийное производство	Серийное и единичное производство	Массовое и крупносерийное производство	Серийное и единичное производство
Мелкие	<1	<1	400x320x 230...400	800 x 630 x 500
	1...2,5	1...2,5		
	2,5...6	2,5...6		
		6...10		
		10...16		
		16...25		
	25...40			
Средние	6...10	40...60	630 x 550 x 300	1200x800x 500
	10...16	60...100		
	16...25	100...250		
Крупные	Более 25	250...600	800 x 630 x 500 и более	1300x1000x 600 и более
		600...1000		
		1000...1600		
		1600...2500		

При проектировании современных литейных цехов целесообразно полностью механизировать и автоматизировать изготовление стержней путем применения поточных комплексно – механизированных и автоматизированных линий [8].

На базе стандартных линий можно спроектировать стержневые линии с другой производительностью и габаритами, рассчитав необходимые технические данные отдельных участков линий и производительность смесителя [6, 9, 12, 14].

Количество стержневых линий, необходимых для выполнения программы, рассчитывается по формуле:

$$M_{л} = \frac{Q \cdot 1000}{mqT_{д}\eta}, \quad (1)$$

где Q – проектная мощность технологического потока стержней,
т

m – средняя масса стержней в одном стержневом ящике, кг,

$T_{д}$ – годовой действительный фонд времени работы линии, ч;

q – часовая производительность стержневой линии, съёмов/ч

η – коэффициент неравномерности потребления стержней, ($\eta = 0,7 \dots 0,9$).

При проектировании принимается число стержневых машин или линий, отличное от расчетного, так как учитывается коэффициент загрузки оборудования. Рекомендуемый коэффициент загрузки – 0,69...0,85; при этом коэффициент загрузки стержневого оборудования должен быть *ниже или равен* соответствующему коэффициенту для формовочного оборудования. Это необходимо для того, чтобы стержневое отделение не задерживало работу формовочно – сборочных участков цеха.

При получении неудовлетворительного распределения стержней между потоками и участками стержневого отделения и большой неравномерности загрузки оборудования (чрезмерно низкий или высокий k_3) *следует произвести перераспределение потоков или выбрать другое подходящее оборудование и повторить расчеты до достижения оптимального решения.*

Для повышения прочности, газопроницаемости стержней для определенных технологических процессов применяется сушка; так же

необходимо осуществлять сушку противоположных покрытий на водной основе, если стержни изготавливаются из смесей, не требующих сушки. Сушка может производиться в камерных, этажерочных, тележечных сушилах периодического действия, либо в различных конвейерных сушилах непрерывного действия. При необходимости сушки стержней в стержневом отделении следует предусмотреть установку сушил и распределить стержни по сушилам с учетом размеров и требуемого режима сушки.

Расчет количества сушил производится по формулам:

- для конвейерных сушил:

$$n = \frac{S \cdot t \cdot l \cdot K_H}{\zeta \cdot n \cdot T_d \cdot L_K \cdot \eta}, \quad (2)$$

для камерных сушил:

$$n = \frac{V \cdot t \cdot K_H}{V_C \cdot T_d \cdot \eta}, \quad (3)$$

где S - площадь сушильных плит на годовую программу, m^2 ; (см. формулу 5.6),

t - время цикла сушки, ч;

l - расстояние между этажерками, м;

ζ , - площадь одной полки этажерки, m^2 ;

n - число полок на этажерке;

T_d - действительный фонд времени работы сушила, ч;

L_K - длина конвейера в зоне сушила, м;

η - коэффициент заполнения объема сушила (0,75...0,92);

V - годовой объем стержней (с учетом брака), m^3 ;

V_C — объем сушил, m^3 .

K_H - коэффициент неравномерности работы сушила.

Пользуясь формулой (2) можно определить необходимую длину проходного сушила, встроенного в комплексную линию; из формулы (3) можно рассчитать необходимый объем камерного сушила.

Величина площади стержневого отделения зависит от серийности производства, габаритов стержней и установленного оборудования. В цехах массового и крупносерийного производства с

использованием автоматических и механизированных линий площади стержневых отделений составляют 50...100 % от площади формовочного отделения. При изготовлении стержней на плацу расчет площадей может производиться по количеству рабочих мест. По укрупненным показателям площадь на одно рабочее место составляет для мелких стержней - 6 м², средних 8 м², крупных - 12 м². Площадь каркасного отделения принимается в зависимости от мощности цеха: при мощности цеха 10...20 тыс. т/год площадь участка равна - 15 ...24 м²; при мощности 20...50 тыс. т/год - 24... 120 м².

В составе стержневого отделения необходимо предусмотреть также площади для хранения суточного запаса стержневых ящиков и стержней. Полезная площадь для хранения стержневых ящиков в течении суток можно определить по формуле:

$$S = \frac{T \cdot S \cdot K1 \cdot K2 \cdot K3}{P}, \quad (4)$$

где T - суточное количество стержневых ящиков, шт.;

S - площадь, занимаемая самым большим стержневым ящиком, м²;

$K1$ - коэффициент усреднения размеров ящика;

$K2$ - коэффициент серийности литья;

$K3$ - коэффициент повторяемости стержня на форму;

P - этажность хранения стержневых ящиков.

Общая площадь с учетом проходов рассчитывается по формуле:

$$S_{\text{общ}} = S \cdot f, \quad (5)$$

где f — коэффициент, учитывающий проходы (1,5...2,0).

Полезная площадь для хранения суточного запаса готовых стержней находится по формуле:

$$S = \frac{T16SK1}{P}, \quad (6)$$

где $T16$ - суточное количество стержней, шт.;

S - площадь, занимаемая самым большим стержнем, м²;
 KI - коэффициент усреднения размеров стержня;
 P — этажность хранения стержней.

Значения коэффициентов для расчета всех площадей в мелкосерийном и индивидуальном производстве приведены в [1]. Суточное количество стержней на программу по данному потоку определяется:

$$T_{16} = \frac{N}{T_H} \cdot k, \quad (7)$$

где N – годовое количество стержней на программу по данному потоку, шт.,

T_H – номинальный фонд времени работы участка, дней,

k – количество рабочих часов в сутках, $k = 8$.

Суммарная площадь склада для хранения суточного запаса готовых стержней с учетом проходов определяется по формуле, аналогичной (5).

В стержневом отделении организуется комплектовка и контроль качества стержней. Готовые стержни транспортируются в формовочные отделения с помощью подвесных замкнутых конвейеров, толкающих конвейеров с автоматическим адресованием, электрокар на стержневых плитах, этажерках или коробах. Все расчетные данные по стержневому отделению сводятся в таблицу.

Контрольные вопросы:

1. Как производится расчет количества стержней в условиях массового или крупносерийного производства?
2. Как производится расчет количества стержней в условиях мелкосерийного и единичного производства?
3. Зачем производится разбивка номенклатуры стержней на группы по массе?
4. По каким параметрам определяется выбор типа оборудования для стержневого отделения?
5. Какие характеристики стержней определяют выбор модели стержневой машины?

6. Как связано число съемов со стержневой машины с программой выпуска стержней?

7. Как можно, не меняя исходных данных, получить другое расчетное количество оборудования?

8. Как подаются стержни в формовочное отделение?

Практическая работа № 4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕЖИМА РАБОТЫ И РАСЧЕТЫ ФОНДОВ ВРЕМЕНИ ЛИТЕЙНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Цель работы: В соответствии с вариантом задания определить режим работы литейного цеха и произвести расчеты фондов времени работы оборудования.

Теоретическая часть

В настоящее время в литейных цехах применяются два режима работы: *последовательный* и *параллельный*.

При *последовательном* режиме работы основные технологические операции выполняются последовательно в различные периоды суток на одной и той же площади. Существует несколько видов последовательных режимов работы. *Двухсменный последовательный режим* — в первую смену производится формовка и сборка, а во вторую заливка и выбивка. Этот режим применяется для простого среднего и мелкого тонкостенного литья, требующего немного времени на заливку, остывание, выбивку при небольшой площади цеха, небольших заказах и средней механизации производства. *Трехсменный последовательный режим* — в первую смену производится формовка и сборка, во вторую — заливка, в третью — выбивка и подготовка рабочих мест. Такой режим применяется при изготовлении крупных отливок в мелкосерийном и индивидуальном производстве маломеханизированных цехов.

При *параллельном* режиме работы все технологические операции выполняются одновременно на различных производственных участках. Бывают односменные, двухсменные и трехсменные параллельные режимы работы. Параллельный режим работы организуется в механизированных литейных цехах мелкосерийного, серийного и массового производства.

Наибольшее распространение получил *двухсменный параллельный* режим, при котором третья смена отводится для профилактики и ремонта оборудования.

При единичном и мелкосерийном производстве чаще применяется *последовательный режим*, при крупносерийном и массовом производстве — *параллельный*. Для чугунолитейных цехов

наиболее рациональным является *двухсменный параллельный* режим работы. В фасонно-сталелитейных цехах, где производственный процесс связан с непрерывной работой плавильных печей, целесообразно использовать *параллельный трехсменный* режим.

При выборе режима работы проектируемого цеха необходимо соблюдать требования охраны труда, которые не допускают в общем, неизолированном помещении одновременно производить формовку, сборку и операции по заливке, выбивке литья, обрубке.

При проектировании применяют три вида годовых фондов времени работы оборудования и рабочих: *календарный, номинальный и действительный*.

Календарный, T_k . Равен количеству дней или часов в году.

Номинальный, T_n . Это годовое время, в течение которого по принятому режиму предприятие может работать без потерь. Номинальный фонд времени работы ориентировочно можно определить по формуле

$$T_H = k \cdot a \cdot P, \quad (1)$$

где k – количество часов в смене,

a – число смен работы,

P – количество рабочих дней в году.

Действительный, T_d , определяется путем исключения из номинального фонда неизбежных потерь времени для нормально организованного производства.

Для определения действительного фонда времени работы оборудования из номинального фонда времени исключают время пребывания оборудования в плановых ремонтах, установленное Нормами системы планово-предупредительных ремонтов (ППР). Эти потери (в %) зависят от типа оборудования и от сменности работы оборудования [кнорре, логинов]. Все проектные расчеты ведут относительно действительного фонда времени работы оборудования.

Действительный годовой фонд времени рабочих мест (кессонов, стендов и т.п.) принимается равным номинальному фонду.

Для определения действительного фонда времени рабочих из номинального односменного фонда времени исключают 10...12 % плановых потерь времени (отпуск, больничные и т.д.).

При проектировании цеха все расчеты фондов времени сводят в таблицу.

Таблица 2.1 – Расчет фондов времени работы

Отделения цеха	Вид оборудования	Количество смен работы	Годовой фонд времени		
			Рабочего места	Оборудования	Рабочего
Плавильное	ДСП 6 ДСП 12				
Формовочное	...				
Стержневое	...				
...	...				

Контрольные вопросы:

1. От каких факторов зависит выбор режима работы цеха?
2. Как определяется номинальный фонд времени работы?
3. Как определяется действительный годовой фонд времени работы оборудования и работающих?
4. От чего зависит процент потерь рабочего времени оборудования?

Практическая работа № 5

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ ФРЕЗЕРНОЙ СТРУЖКОДРОБИЛКИ

Цель работы: Изучение конструкции и назначение фрезерной стружкодробилки, определение мощности, подбор электродвигателя.

Теоретическая часть

Стружкодробилки предназначены для резания витой стружки углеродистых сталей. Фрезерная стружкодробилка (рис. 1) состоит из корпуса **1**, конической воронки **2** с неподвижными фигурными ножами **3**, вертикального вала **6** с конической **4** и цилиндрической **5** ножевыми головками, конической зубчатой пары **9**, клиноременной передачи **7** и электродвигателя **8**.

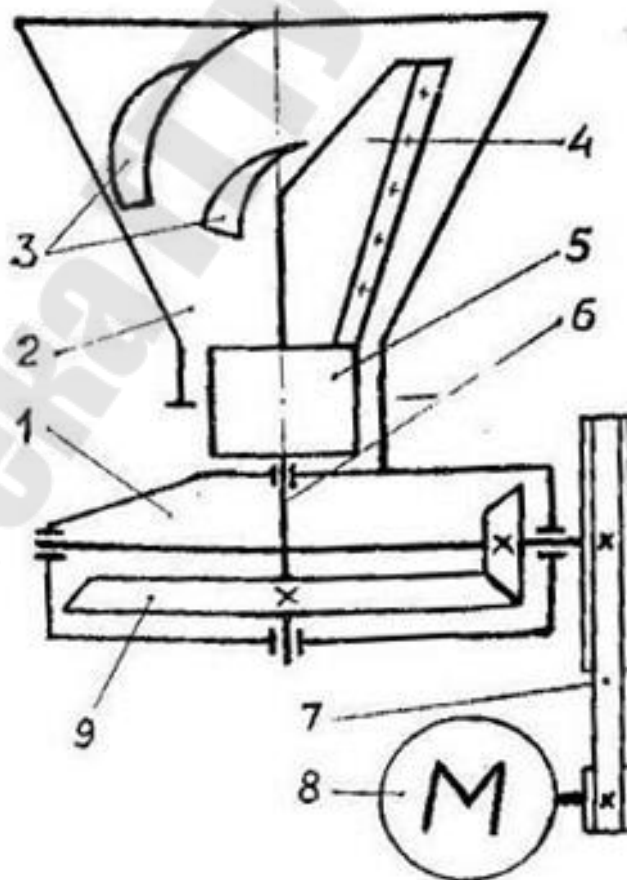


Рисунок 1 - Фрезерная стружкодробилка

Стружка загружается в воронку и последовательно проходит верхнюю и среднюю зону дробления коническими ножами и нижнюю зону дробления цилиндрическими ножами.

Мощность привода фрезерной стружкодробилки определяют с учетом удельной работы, затрачиваемой на дробление единого объема материала, Н·м/м³:

$$A = 3a \left(\frac{1}{l_{cp}} - \frac{1}{L} \right), \quad (1)$$

где a – удельная работа, затрачиваемая на разрыв единичного сечения стружки (условно можно приравнять пределу прочности материала стружки, так как для углеродистых сталей $a = \sigma_{\sigma} = 500 \text{ МПа}$);

l_{cp} – средняя длина стружки после дробления (для стружки дробилки СК-2М, $l_{cp} = 0,075 \text{ м}$);

L – длина стружки, разрезаемой в течение 1 с, м.

Работа, затрачиваемая за 1 с, Дж/с:

$$A_c = A \cdot V_c, \quad (2)$$

$$V_c = m_c / \rho \quad (3)$$

где V_c – объем стружки, дробимой за 1 с;

m_c – масса стружки, дробимой за 1 с;

ρ – плотность стали (для углеродистой стали $\rho = 7800 \text{ кг/м}^3$).

Длину стружки, разрезаемую за 1 с, определяют при известном количестве сечений n , образуемых за это время,

$$L = n \cdot l_{cp}, \quad (4)$$

где $n = \frac{m_c}{m_1}$.

Средняя масса одного куска стружки, кг:

$$m_1 = b h l_{cp} \rho, \quad (5)$$

где b и h – максимальные соответственно ширина и толщина стружки.

Подставляя значение (5) в (2), получают

$$L = \frac{m_c}{bh\rho}. \quad (5)$$

Мощность электродвигателя дробилки, кВт:

$$P = \frac{A_c}{10^3 \cdot \eta_d}, \quad (6)$$

где $\eta_d \approx 0,85$ – к.п.д. дробилки.

Двигатель необходимо выбирать в соответствии с режимом работы, а также учесть передаточные отношения клиноременной передачи ($u_k=2...6$) и конической зубчатой пары ($u_3=2...8$), если частота вращения вертикального вала 6 (рис.1) составляет 34 мин⁻¹.

$$n_d = n_6 u_k u_3. \quad (7)$$

Таблица 1 Исходные данные к расчету электродвигателя фрезерной стружкодробилки

вариант		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
m_c	кг/см	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
h	мм	25	26	28	22	20	12	16	24	28	30
b	мм	40	39	36	46	50	98	74	48	42	39
вариант		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
m_c	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,6
h	10	12	15	16	24	14	18	20	22	26	12
b	82	70	56	53	35	61	47	42	38	32	85
вариант		21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
m_c	0,6	0,6	0,6	0,6	0,6	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7	0,7
h	18	16	14	24	12	14	18	20	22	26	30
b	52	63	72	42	85	84	66	58	52	44	39

Контрольные вопросы:

1. Объясните принцип работы и конструкцию конусной фрезерной стружко-дробилки.
2. Назовите типы применяемых стружкодробилок на металлургических предприятиях.
3. Назовите недостатки конусных стружкодробилок.
4. Назовите источники получения металлического лома и способы его переработки.

Практическая работа № 6

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯ АЛЛИГАТОРНЫХ НОЖНИЦ

Цель работы: Изучение конструкции и назначение аллигаторных ножниц, определение мощности и подбор электродвигателя.

Теоретическая часть

Аллигаторные ножницы (рис. 1) состоят из станины, в приливах стоек которой закреплены опоры качающихся челюстей 1. Челюсть при резании совершает качательное движение, получаемое через шатун 2, коленчатый вал 3, зубчатую 4, 5 и клиноременную 6 передачи от электродвигателя 7.

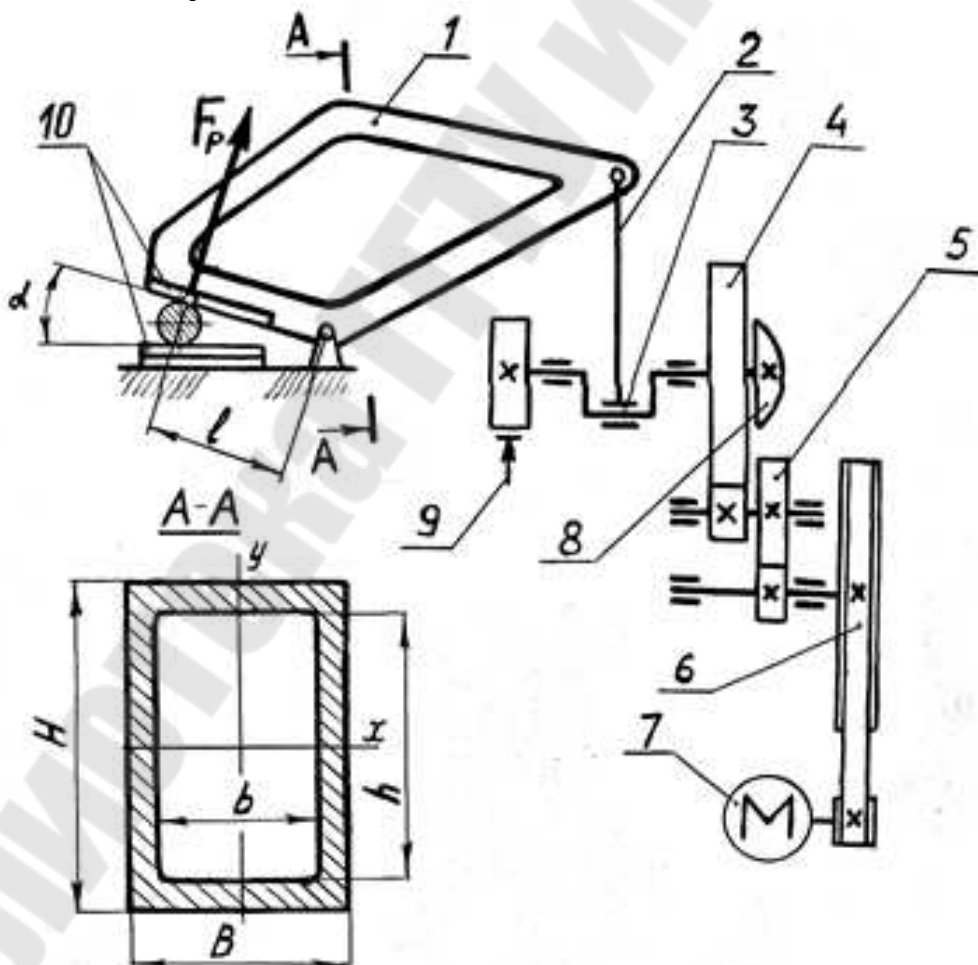


Рисунок 1 – Кинематическая схема

В ступице большого зубчатого колеса располагается муфта включения **8** с поворотной шпонкой. Остановка челюсти в открытом положении производится при помощи тормоза периодического действия **9**, сблокированного с муфтой включения; управление ими – электромагнитное. К литым станине и челюсти крепится сменный режущий инструмент – ножи **10**.

При работе ножниц по мере опускания верхней челюсти изменяется угол наклона ножа α ($\alpha_{\max} = 13...15^{\circ}$). Наибольшее усилие резания F_p будет в том случае, когда нож пройдет около трети пути

$$F_p = \frac{k_1(2 - \varepsilon_n)\varepsilon_n a^2 \sigma_s}{2 \operatorname{tg} \alpha}, \quad (1)$$

где $k_1 = 0,6...0,75$ - коэффициент, учитывающий соотношение между пределами прочности при срезе и растяжении;

a - толщина разрезаемого металла;

α - угол наклона верхнего ножа ($\alpha_{\max} = 13...15^{\circ}$);

$\varepsilon_n = 0,3$ - коэффициент надреза, характеризующий величину внедрения ножей, при которой происходит разрыв металла, в данном случае стали в холодном состоянии;

σ_s - прочность разрезаемого металла (так для углеродистых сталей $\sigma_s = 500 \text{ МПа}$).

На ножи, кроме усилия резания, действуют в горизонтальной плоскости распорное усилие $T_p \approx 0,3F_p$.

Рассмотрим расчет челюсти на прочность. Под действием силы F_p и T_p челюсть нагружается изгибающими моментами в сечении (рис. 1) относительно оси x

$$M_x = F_p l; \quad (2)$$

относительно Y

$$M_y = T_p l, \quad (3)$$

где l - расстояние от линии резания до оси качения челюсти (рис.1).

Распорное усилие вызывает также крутящий момент

$$M_{кр} = T_p y_c, \quad (4)$$

где y_c - расстояние от точки приложения усилия до центра тяжести сечения по вертикали.

Максимальные напряжения от изгибающих моментов определяются:

Растяжение по нижней поверхности тела челюсти

$$\sigma_p = \frac{M_x y_c}{I_x} + \frac{M_y B}{2I_y} \leq [\sigma]; \quad (5)$$

сжатие по верхней поверхности тела челюсти

$$\sigma_{сж} = \frac{M_x (H - y_c)}{I_x} + \frac{M_y B}{2I_y} \leq [\sigma], \quad (6)$$

где I_x и I_y - моменты инерции сечения соответственно относительно осей X и Y ;

H и B - внешние размеры сечения;

h и b - внутренние размеры сечения;

$[\sigma]$ - допускаемые напряжения при изгибе ($[\sigma] = 140 \text{ МПа}$).

Напряжение кручения

$$\tau = \frac{M_{кр}}{2S_c \delta_{\min}} \leq [\tau], \quad (7)$$

где δ_{\min} - минимальная толщина наружного контура стенки;

S_c - площадь, ограниченная средней линией замкнутого контура сечения

$[\tau]$ - допускаемые напряжения при кручении ($[\tau] = (0,55 \dots 0,6)[\sigma]$).

Мощность привода для предварительного выбора электродвигателя определяют с учетом работы A и потерь на трение в опорах

$$A = 1,15 k_1 k_p \varepsilon_n \sigma_v a S, \quad (8)$$

где $k_1 = 0,6 \dots 0,75$ - коэффициент, учитывающий соотношение между пределами прочности при срезе и растяжении;

$k_p = 0,8$ - коэффициент работы резания;

$\varepsilon_n = 0,3$ - коэффициент надреза;

a - высота сечения металла;

S - площадь сечения разрезаемого металла.

Мощность электродвигателя привода ножниц, кВт:

$$P = \frac{An}{60} \lambda, \quad (9)$$

где A - работа, кДж;

n - частота вращения вала электродвигателя (в данной работе можно принять $400 \dots 1000 \text{ мин}^{-1}$);

λ - коэффициент перегрузки электродвигателя ($\lambda = 1,7$).

Для более точного и окончательного выбора электродвигателя, после предварительного выбора строят диаграмму моментов с учетом изменения момента усилия резания на кривошипе, выбирают маховик, уточняют параметры электродвигателя.

Таблица 1 Исходные данные к расчету мощности электродвигателя аллигаторных ножниц

№	про-филь	<i>a</i>	<i>l</i>	<i>H</i>	<i>B</i>	<i>h</i>	<i>b</i>
		мм					
1	квадр	90	1000	1200	500	1100	450
2	квадр	85	1000	1250	490	1150	420
3	квадр	95	1000	1240	510	1120	440
4	квадр	100	1000	1230	480	1130	400
5	квадр	105	1000	1220	490	1120	410
6	квадр	110	1200	1200	510	1100	450
7	квадр	95	1200	1250	500	1160	460
8	квадр	100	1200	1210	490	1110	400
9	квадр	90	1200	1230	510	1120	420
10	квадр	95	1200	1240	520	1140	440
11	квадр	100	800	1200	500	1100	450
12	квадр	95	800	1250	480	1170	420
13	квадр	105	800	1230	490	1120	410
14	квадр	85	800	1220	500	1110	420
15	квадр	90	800	1240	480	1120	400
16	круг	100	1100	1200	500	1100	450
17	круг	95	1100	1250	490	1150	410
18	круг	105	1100	1230	480	1130	400
19	круг	90	1100	1240	500	1140	410
20	круг	85	1100	1210	510	1130	440
21	круг	95	900	1200	490	1120	450
22	круг	90	900	1250	510	1150	460
23	круг	85	900	1230	500	1130	410
24	круг	80	900	1220	490	1110	420
25	круг	95	900	1240	510	1120	470
26	круг	120	1300	1200	500	1110	450
27	круг	115	1300	1250	490	1150	430
28	круг	110	1300	1210	510	1140	440
29	круг	105	1300	1230	500	1120	420
30	круг	125	1300	1240	480	1130	400

Контрольные вопросы:

1. Объясните принцип работы и конструкцию аллигаторных ножниц.
2. Назовите типы применяемых ножниц для разделывания металлического лома.
3. Назовите недостатки аллигаторных ножниц.
4. Назовите источники получения металлического лома и способы его переработки.

Практическая работа № 7

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ДВИГАТЕЛЯ ПЕРЕДВИЖЕНИЯ ПЛАТФОРМЫ КИСЛОРОДНОЙ ФУРМЫ

Цель работы: Изучение конструкции, принципа работы и назначения кислородной фурмы и механизма ее передвижения. Выполнить расчет мощности электродвигателя механизма.

Теоретическая часть

Мощность электродвигателя должна обеспечивать передвижение платформы кислородной фурмы с учетом сопротивлений при ее передвижении. Сопротивление передвижению платформы – это нагрузка, приходящаяся на скаты опорно-ходовой части платформы. Усилия на ходовые колеса, расположенные со стороны фурмы, определяются из уравнения моментов относительно опоры (рис. 1):

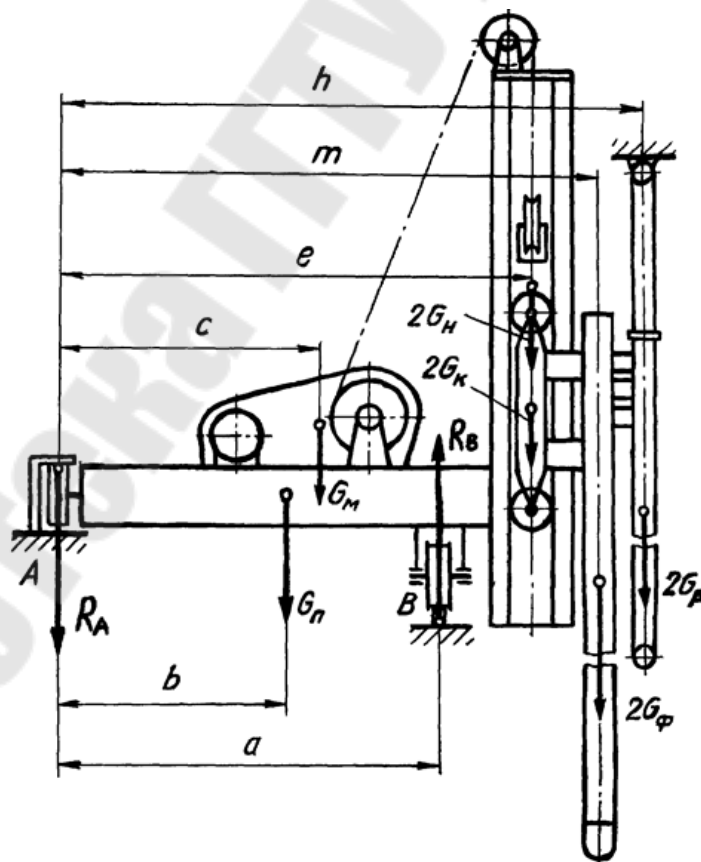


Рисунок 1 – Расчетная схема механизма передвижения платформы кислородной фурмы

Находим сопротивление передвижению платформы,

$$W_1 = (R_A + R_B) \left(\frac{fd + 2\mu}{D} \right) k_p k_{жс} \quad (1)$$

где f – коэффициент трения в подшипниках колес ($f = 0,01 \dots 0,02$);

– диаметр цапфы колес, M ;

μ – коэффициент трения качения колес по рельсу ($\mu = 0,0004 \dots 0,0007 M$);

D – диаметр ходовых колес, M ;

k_p – коэффициент, учитывающий дополнительные сопротивления от горизонтальных нагрузок на колеса ($k_p = 2,1 \dots 2,5$);

$k_{жс}$ – коэффициент, учитывающий сопротивление деформации металлорукавов ($k_{жс} = 1,2$).

Определяется сила прижатия упорных (горизонтальных) роликов к опорной балке

$$F = 0,1(R_A + R_B). \quad (2)$$

Определяется дополнительное сопротивление на упорных роликах,

$$W_2 = F \left(\frac{f_1 d_1 + 2\mu_1}{D_1} \right), \quad (3)$$

где f_1 – коэффициент трения в подшипниках упорных роликов ($f_1 = 0,015 \dots 0,025$);

d_1 – диаметр цапфы упорного ролика, M ;

μ_1 – коэффициент трения качения ролика по направляющим
($\mu_1 = 0,0002...0,0006M$);

D_1 - диаметр упорного ролика, M .

Полное сопротивление движению платформы,

$$W = W_1 + W_2. \quad (4)$$

Определяется статическая мощность электродвигателя

$$P_{cm} = \frac{Wv}{\eta k_t}, \quad (5)$$

где v - скорость передвижения платформы, M/c ;

η – к.п.д. привода ($\eta = 0,87...0,92$);

k_t – коэффициент, учитывающий температурные условия
работы электродвигателя при $k_{ок} \geq 35^\circ C$

$$k_t = \sqrt{\frac{t_o - t_{ок}}{t_o - 35} (\alpha_n + 1) - \alpha_n}, \quad (6)$$

где t_o – максимально допустимая температура нагрева обмоток
двигателя, зависящая от класса изоляции, $^\circ C$

$t_{ок}$ - температура окружающей среды, $^\circ C$ ($t_{ок} = 60...80^\circ C$);

α_n – коэффициент потерь, зависящий от номинальной скорости
вращения и способа возбуждения ($\alpha_n = 1,0...2,0$).

Таблица 1. Исходные данные для расчета мощности двигателя передвижения платформы кислородной фурмы

вариант	G_n	G_ϕ	G_p	G_m	G_k	v	d	D	d_1	D_1	a	b	c
	кН					м/с	мм						
1	700	15,0	14,0	74	7,7	0,10	120	500	100	400	1100	900	1000
2	710	15,1	13,0	76	7,8	0,11	120	500	100	400	1100	900	1000
3	720	15,2	13,1	78	7,9	0,12	120	500	100	400	1100	900	1000
4	730	15,3	13,2	80	8,0	0,13	120	500	100	400	1100	900	1000
5	740	15,4	13,3	82	8,1	0,14	120	500	100	400	1100	900	1000
6	750	15,5	13,4	84	8,2	0,10	120	500	100	400	1100	900	1000
7	760	15,6	13,5	86	8,3	0,11	120	500	100	400	1200	900	1000
8	780	15,7	13,6	88	8,4	0,12	120	500	90	350	1200	900	1000
9	790	15,8	13,7	90	8,5	0,13	120	500	90	350	1200	900	1000
10	800	15,9	13,8	92	8,6	0,14	120	500	90	350	1200	1000	1100
11	810	16,0	13,9	94	8,7	0,10	110	450	90	350	1200	1000	1100
12	820	16,1	14,0	96	8,8	0,11	110	450	90	350	1200	1000	1100
13	830	16,2	14,1	98	8,9	0,12	110	450	90	350	1300	1000	1100
14	840	16,3	14,2	96	9,0	0,13	110	450	90	350	1300	1000	1100
15	850	16,4	14,3	92	9,1	0,14	110	450	90	350	1300	1000	1100
16	600	14,0	12,0	68	6,5	0,14	110	450	90	350	900	700	800
17	610	14,1	12,1	70	6,6	0,13	110	450	90	350	900	700	800
18	620	14,2	12,2	72	6,7	0,12	100	400	90	400	1000	700	800
19	630	14,3	12,3	74	6,8	0,11	100	400	90	400	1000	700	800
20	640	14,4	12,4	76	6,9	0,10	100	400	90	400	1000	700	800
21	650	14,5	12,5	78	7,0	0,14	100	400	90	400	1000	700	800
22	660	14,6	12,6	80	7,1	0,13	100	400	90	400	1100	700	800
23	670	14,7	12,7	78	7,2	0,12	100	400	90	400	1100	700	800
24	680	14,8	12,8	76	7,3	0,11	100	400	90	400	1100	700	800
25	690	14,9	12,9	82	7,4	0,10	100	400	90	400	1100	900	1000
26	700	15,3	13,0	78	7,5	0,11	100	400	90	400	1100	900	1000
27	710	15,4	13,1	76	7,6	0,13	100	400	90	400	1100	900	1000
28	720	15,0	13,2	80	7,7	0,12	100	400	90	400	1100	900	1000
29	730	15,1	13,3	82	7,8	0,14	100	400	90	400	1100	900	1000
30	740	15,2	13,4	84	7,9	0,15	100	400	90	400	1100	900	1000

Контрольные вопросы:

1. Объясните конструкцию и принцип работы механизма передвижения платформы кислородной фурмы.
2. Из какого материала изготавливают наконечник кислородной фурмы.
3. С какой целью устанавливают на механизм перемещения платформы две кислородные фурмы.
4. Какое основное требование предъявляется к электродвигателю механизма передвижения платформы кислородной фурмы.

Практическая работа № 8

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ПРИВОДА РОЛИКОВЫХ ПРОВОДОК МНЛЗ

Цель работы: Изучение конструкции роликовых проводок МНЛЗ, определение мощности двигателя привода.

Теоретическая часть

В зоне вторичного охлаждения, состоящей из нескольких групп роликовых секций, происходит дальнейшее затвердевание поверхностной корки слитка. Параметры первых (после кристаллизатора) секций неприводных роликов выбирают с таким учетом, чтобы предупредить выпучивание и разрыв корки слитка.

Приводные роликовые проводки или правильно-тянущие механизмы служат для дальнейшего перемещения слитка на радиальном, а также правки и перемещения на горизонтальном участках.

Для определения мощности привода проводок рассмотрим действие сил на двух участках: радиальном и горизонтальном. Сила, действующая на ролики на радиальном участке по широкой поверхности слитка длиной L от действия ферростатического давления жидкой фазы стали, показана на рис.1.

$$F_{\phi} = \rho b R^2 [(\varphi_2 - \varphi_1) \sin \varphi_0 + (\cos \varphi_2 - \cos \varphi_1)]; \quad (1)$$

где $\rho = 7000 \text{ кг/м}^3$ - плотность жидкой стали;

b - ширина жидкой фазы слитка;

R - радиус кривизны слитка;

φ_1, φ_2 - углы, координирующие положение заготовки по отношению к горизонтали, рад;

φ_0 - угол, определяющий положение мениска металла в

кристаллизаторе.

Ширина жидкой фазы слитка уменьшается по мере его движения

$$b = B - 2k_c \sqrt{\frac{R(\varphi_0 - \varphi_p)}{v_3}}; \quad (2)$$

где B - ширина слитка;

φ_p - угол, определяющий положение роликовой секции на радиальном участке проводки, рад;

v_3 - скорость движения заготовки;

$k_c = 2,6$ - коэффициент, зависящий от условий охлаждения слитка.

Сила давления на опоры нижних роликов

$$F_n = F_\phi + Q + 2G_p; \quad (3)$$

где Q - нормальная сила, направленная по радиусу ($Q = G_c \sin \varphi_p$);

G_c - сила тяжести части слитка длиной L ; G_p - вес ролика.

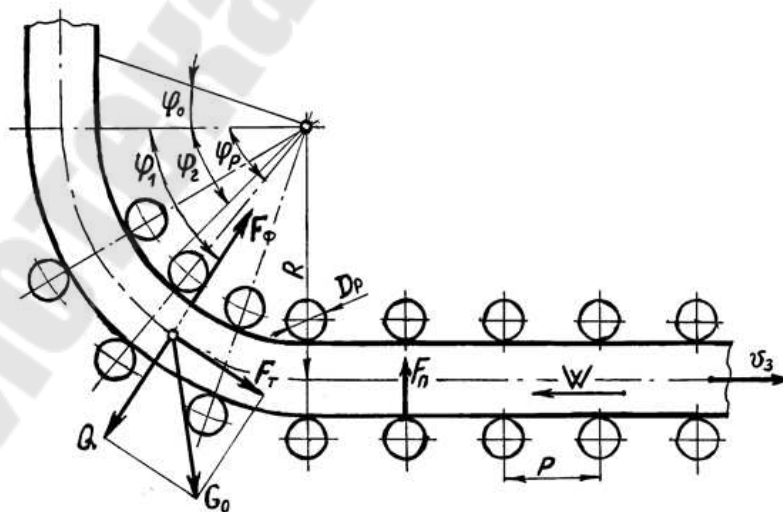


Рисунок 1 - Расчетная схема четырёхроликовой проводки
Сила давления на опоры верхних роликов

$$F_{\epsilon} = F_{\phi} - 2G_p. \quad (4)$$

Суммарная сила давления на ролики

$$F_n + F_{\epsilon} = 2F_{\phi} + Q. \quad (5)$$

Тогда момент сил трения в опорах роликов при качении заготовки по роликам

$$M_{mp} = (2F_{\phi} + Q) \left(f \frac{d_p}{2} + k \right); \quad (6)$$

где $f = 0,015 \dots 0,020$ - коэффициент трения в опорах;

d_p - диаметр цапфы роликов;

$k = 1,7 \times 10^{-3} \text{ м}$ - коэффициент трения качения слитка по роликам.

Вращающий момент от тангенциальной силы F_{τ} , направленной в сторону вращения роликов

$$M_{\tau} = G_c \frac{D_p}{2} \cos \varphi_p; \quad (7)$$

где D_p - диаметр бочки ролика.

Общий вращающий момент на приводном ролике

$$M_o = M_{mp} - M_{\tau}. \quad (8)$$

Затем находят моменты, необходимые моменты для вращения приводных роликов для всех секций числом m :

$M_{o1}; M_{o2}; M_{o3} \dots M_{om}$. Суммарный вращающийся момент приводных роликов на радиальном участке проводки

$$\sum M_o = M_{o1} + M_{o2} + M_{o3} + \dots + M_{om}. \quad (9)$$

Общая статическая мощность электродвигателей

$$P_c = \frac{\omega_p}{\eta_p} \sum M_o; \quad (10)$$

где $\eta_p = 0,78$ - к.п.д. редуктора;

ω_p - угловая скорость вращения роликов.

Мощность одного электродвигателя на радиальном участке

$$P = \frac{P_c}{n}; \quad (11)$$

где n - число приводов на радиальном участке.

Выбранный электродвигатель проверяют на перегрузочную способность при пуске под нагрузкой.

Электроприводы роликовых секций прямолинейного участка должны преодолеть следующие сопротивления: от перемещения части слитка в пределах секций, от правки слитка на ролике первой секции, от передвижения свободного конца слитка по приёмному рольгангу.

Общие моменты от сил сопротивления вращению верхних и нижних роликов:

$$M_e = \left(\sum Q + \sum G_e \right) \left(f \frac{d_p}{2} + k \right); \quad (12)$$

$$M_{\varepsilon} = \left(\sum Q + \sum G_n + G_c \right) \left(f \frac{d_p}{2} + k \right) + \sum G_n f \frac{d_p}{2}; \quad (13)$$

где $\sum Q$ - суммарная сила прижатия верхних роликов, создаваемая действием гидроцилиндров или пружин;

$\sum G_{\varepsilon}$, $\sum G_n$ - суммарный вес верхних и нижних роликов.

Момент пластического изгиба при правке слитка на ролике первой секции

$$M_{n.u} = \sigma_{\tau} S; \quad (14)$$

где $\sigma_{\tau} = 530 \text{ МПа}$ - предел текучести металла, зависящий от температуры;

S - пластический момент сопротивления сечения

$$S = \frac{bh^2}{4}; \quad (15)$$

b, h - ширина и высота сечения.

Усилие на ролики при пластическом изгибе (рис. 1)

$$F_n = \frac{M_{n.u}}{p}; \quad (16)$$

где p - шаг роликов.

Вращающий момент для правки слитка

$$M_n = F_n \left(f \frac{d_p}{2} + k \right). \quad (17)$$

При выходе из последней секции слиток силами трения вращает ролики рольганга. Сопротивление передвижению свободной части слитка по роликам

$$W = G'_c (fd + 2k) \frac{1}{D_p}; \quad (18)$$

где G'_c - вес части слитка, приходящий на рольганг (остальные величины относятся к ролику рольганга).

Дополнительный вращающийся момент от сил сопротивления

$$M_c = \frac{1}{2} W D_p. \quad (19)$$

Суммарный вращающийся момент на приводных роликах горизонтального участка проводки

$$M_\sigma = M_\sigma + M_n + M_n + M_c. \quad (20)$$

Статическая мощность электродвигателя

$$P_c = \frac{M_\sigma \omega_p}{\eta_m z}; \quad (21)$$

где z - число электродвигателей на горизонтальном участке роликовой проводки;

η_m - к.п.д. механизма.

Окончательно выбор мощности электродвигателя производят с учетом динамических нагрузок при его пуске.

Контрольные вопросы:

1. Объясните причину применения качающего кристаллизатора МНЛЗ.
2. Объясните особенности конструкции кристаллизатора.
3. Назовите типы механизмов применяемых для качания кристаллизатора и в чем их достоинства и недостатки.
4. Объясните, как образуется дно кристаллизатора, в момент начала разливки стали.

Практическая работа № 9

РАСЧЕТ МЕХАНИЗМА ВЫТАЛКИВАНИЯ ЛЕТОЧНОЙ МАССЫ

Цель работы: Научиться определять мощность электродвигателя механизма выталкивания леточной массы, изучить принцип работы и устройство электропушки для забивки чугуновой летки.

Теоретическая часть

К машинам для забивки чугуновой летки предъявляют следующие основные требования: давление поршня на леточную массу должно быть достаточным для преодоления сопротивления ее движению в цилиндре, переходном патрубке, носке пушки и в леточном канале, а также для распространения этой массы во внутренней стенке горна у летки (на полном ходу доменной печи). Также полезный объем рабочего цилиндра пушки должен обеспечивать заполнение канала летки длиной 1500-2500 мм леточной массой и ремонт околоточного пространства внутри печи. Носок пушки должен иметь прямолинейное движение при подходе к летке. Необходимо обеспечить дистанционность управления всеми механизмами; возможность отвода пушки в сторону после забивки летки, а также высокую степень надежности в работе.

Пушка, предназначенная для забивки огнеупорной массой чугуновой летки на полном ходу доменной печи, имеет три механизма: выталкивания леточной массы из цилиндра (собственно пушка); подачи и прижима пушки к летке и поворота для подвода и отвода от летки прижимного устройства с пушкой.

Мощность двигателя механизма выталкивания леточной массы затрачивается на преодоление сил сопротивления от давления газов, продуктов плавки и шихты в канале летки, трения леточной массы о стенки летки, носка, переходного патрубка и цилиндра механизма выталкивания пушки. В значительной степени эти силы зависят от свойств леточной массы и состояния канала в летке. Установлено, что

значительные сопротивления оказывают переходный патрубок и носок. Для уменьшения сопротивлений внутреннюю поверхность носка и патрубка выполнять как один конус.

Усилие, действующее на поршень (рисунок 1):

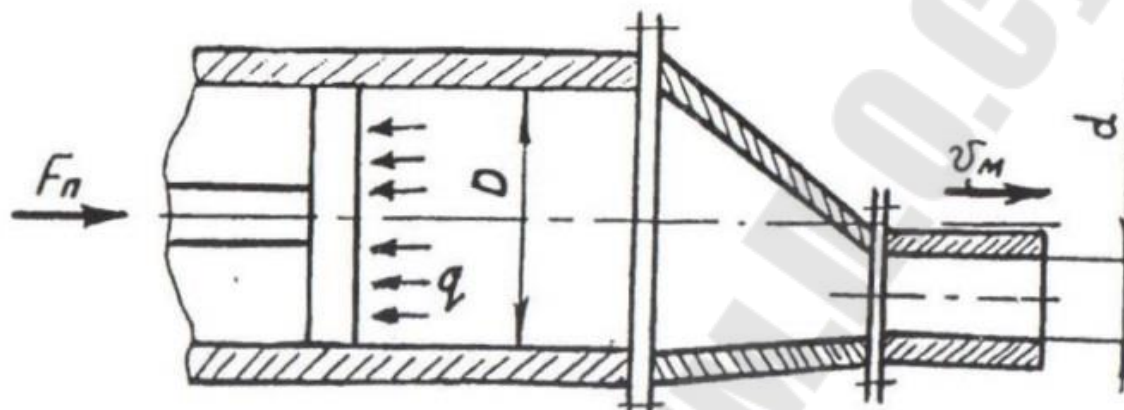


Рисунок 1 – Схема к расчету механизма выталкивания леточной массы

$$F_n = q \cdot A, \text{ кН};$$

где q – удельное давление леточной массы, МПа;

A – внутренняя площадь рабочего цилиндра, мм²;

$$A = (\pi D^2) / 4, \text{ мм}^2;$$

где D – диаметр рабочего цилиндра, мм ;

Скорость передвижения поршня:

$$v_n = (d^2 / D^2) v_m, \text{ м/с};$$

где d – диаметр отверстия носка пушки, мм;

v_m – скорость выхода леточной массы из пушки, м/с;

Геометрические размеры винта при известном наружном

диаметре d_b и шаге резьбы p :

Средний диаметр: $d_2 = d_b - 0,75p$;

Внутренний диаметр: $d_1 = d_b - 1,7p$;

Угол подъема винтовой линии резьбы:

$$\alpha = \arctg(p/\pi d_2);$$

При коэффициенте трения в резьбе $\mu_p = 0,1$, угол трения $\beta = 5^\circ 43'$.

Коэффициент полезного действия винтовой передачи:

$$\eta_v = (\operatorname{tg} \alpha / (\operatorname{tg}(\alpha + \beta)));$$

Коэффициент полезного действия механизма:

$$\eta_{\text{мех}} = \eta_v \cdot \eta_1^3;$$

где η_1 - к.п.д. одной ступени зубчатой передачи ($\eta_1 = 0,96 \dots 0,98$).

Мощность электродвигателя:

$$P_{\text{дв}} = (F_{\text{п}} \cdot v_{\text{п}}) / \eta_{\text{мех}}, \text{ кВт};$$

По найденной мощности выбирается тип электродвигателя.

Таблица 1. Исходные данные для расчета механизма выталкивания леточной массы

№ вариант а	D	d	q	v_m	d_b	p
	мм	мм	МПа	м/с	мм	мм
1	650	150	5	0,19	230	40
2	650	160	6,5	0,19	230	40
3	650	165	7	0,19	230	40

4	550	150	7,2	0,19	230	40
5	600	155	7,5	0,19	230	40
6	600	160	7,8	0,18	230	40
7	550	150	8	0,18	230	40
8	650	155	8,5	0,18	230	40
9	650	150	8	0,18	230	40
10	550	160	7	0,18	230	40
11	550	150	7,2	0,2	230	40
12	650	155	9	0,2	230	40
13	650	160	9	0,2	230	40
14	600	160	5	0,2	230	40
15	600	150	6,5	0,2	230	40
16	650	150	7,2	0,25	240	40
17	600	155	7,5	0,25	240	40
18	550	160	7,8	0,25	240	40
19	650	150	8	0,25	240	40
20	600	150	8,2	0,25	240	40
21	550	155	8,5	0,25	240	40
22	600	150	7	0,18	240	40
23	650	160	9	0,18	240	40
24	550	150	5,5	0,18	240	40
25	600	155	6,5	0,18	240	40
26	650	160	6,5	0,19	240	40
27	550	150	5	0,19	240	40
28	600	155	6	0,19	240	40
29	550	150	5,5	0,19	240	40
30	650	160	6,5	0,19	240	40

Контрольные вопросы

1. Расскажите о назначении и устройстве электропушки для забивки чугунной летки.
2. Объясните, какие требования предъявляют к машинам для забивки чугунной летки. Какие типы электропушек используют на производстве и почему?
3. Объясните конструкцию механизма выталкивания леточной массы.

Практическая работа № 10

РАСЧЕТ ПОТРЕБНОСТИ ШЛАКОВОЗОВ

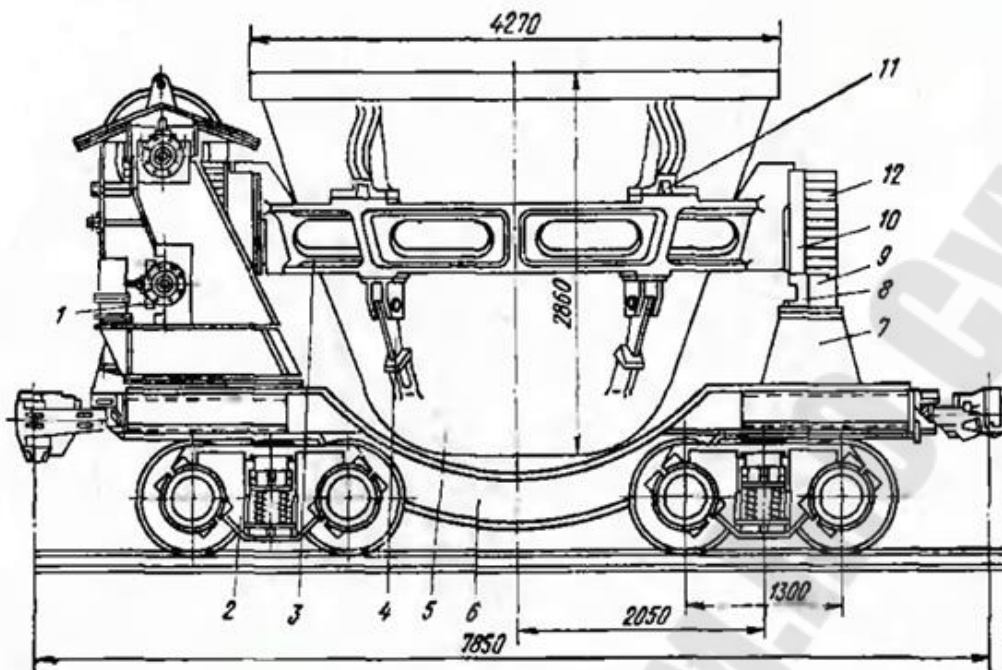
Цель работы: Научиться определять потребное количество шлаковозов при ковшевой уборке шлака, изучить принцип работы и устройство шлаковоза.

Теоретическая часть

Шлаковозы предназначены для приема выпускаемого из доменной печи жидкого шлака и транспортирования его к местам переработки в различные строительные материалы. Шлаковозы содержат следующие узлы: чашу – емкость для шлака; опорное кольцо для чаши; раму с лафетами; две двухосные ходовые тележки железнодорожного типа и предохранительные устройства (рисунок 1).

К шлаковозам предъявляют следующие требования:

- 1) форма чаши должна способствовать беспрепятственному выходу из неё затвердевшего шлака на шлаковом отвале;
- 2) должна быть исключена возможность самопроизвольного опрокидывания чаши как при её кантовании, так и при движущемся или остановленном шлаковозе;
- 3) должна быть обеспечена поперечная устойчивость шлаковоза при опрокидывании чаши как порожней, так и груженой;
- 4) конструкция, форма и материал чаши, а также способ её крепления должны обеспечивать долговечность чаши;
- 5) привод механизма опрокидывания чаши должен допускать возможность регулирования скорости слива шлака на грануляционных установках;
- 6) необходимы возможно большая постановочная ёмкость и меньший коэффициент тары.



1 – механизм кантования ковша; 2 – двухосная железнодорожная тележка; 3 – опорное кольцо; 4 – упор; 5 – чаша; 6 – рама; 7 – лафет; 8 – направляющая; 9 – зубчатая рейка; 10 – каток; 11 – лапы-приливы; 12 – зубчатый сектор.

Рисунок 1 – Шлаковоз с овальной чашей вместимостью 16,5 м³

Шлаковозы выполняют с механизмом опрокидывания чаши или без него. Привод механизма опрокидывания- электрический.

Различают два основных типа шлаковозов: с одной чашей (одночашевые) и с двумя чашами (двучашевые).

Чаши изготавливают литыми из чугуна или стали. Стойкость чаш, отлитых из стали, в 3-3,5 раза выше чугуновых. Также сталь, благодаря высокой прочности и хорошим пластическим свойствам, лучше противостоит действию механических и температурных напряжений и поэтому стальные чаши получили преимущественное распространение.

В доменных цехах применяют шлаковозы с одной чашей вместимостью 11, 16 и 16,5 м³.

Число шлаковозов при ковшевой уборке шлака в доменном цехе:

$$n = n_{\text{об}} + n_{\text{рем}} + n_{\text{рез}}, \quad (1)$$

Где $n_{\text{об}}$, $n_{\text{рем}}$ и $n_{\text{рез}}$ – количество шлаковозов, находящихся соответственно в обороте, ремонте и резервных.

Число шлаковозов, находящихся в обороте,

$$n_{\text{об}} = (QKt_{\text{об}}/24Vqb)(\beta_{\text{н}} + \beta_{\text{в}}), \quad (2)$$

где Q – суточный выход шлака по цеху, т/сут;

K – коэффициент неравномерности выпусков по массе шлака, принимают $K=1,25$;

$t_{\text{об}}$ – длительность оборота ковша, $t_{\text{об}}=5$ часов;

V – вместимость ковша, м^3 ;

q – плотность жидкого шлака, $\text{т}/\text{м}^3$; $q=2,5 \dots 3 \text{ т}/\text{м}^3$;

b – коэффициент заполнения ковша, $b=0,8$;

$\beta_{\text{н}}$ и $\beta_{\text{в}}$ – доля нижнего и верхнего шлака соответственно.

Величины $\beta_{\text{н}}$ и $\beta_{\text{в}}$ в соответствии с нормами проектирования принимают следующими: на печах с количеством выпусков $a=6-8$, $\beta_{\text{н}}=\beta_{\text{в}}=0,5$; на печах с количеством выпусков $a=13-14$, $\beta_{\text{н}}=0,85$ и $\beta_{\text{в}}=0,15$; при числе выпусков $a > 16$ принимаем $\beta_{\text{н}}=1,0$ и $\beta_{\text{в}}=0$.

Число шлаковозов, одновременно находящихся в ремонте,

$$n_{\text{рем}} = n_{\text{об}}(t_{\text{р}}/t), \quad (3)$$

где $t_{\text{р}}$ – длительность капитальных, средних и текущих ремонтов шлаковозов за кампанию от капитального до капитального ремонтов, сут.;

t – рабочее время шлаковоза между капитальными ремонтами, сут.;

За шестилетний период проводят капитальный ремонт длительностью 3 суток, два средних ремонта по 2,5 суток и пять текущих ремонтов по 1 суток в год, т. е. всего ремонты занимают 14

суток.

Рабочее межремонтное время составит:

$$t = (6 \times 365 - 14) \text{ суток} \quad (4)$$

Число резервных шлаковозов принимают равным числу ковшей, устанавливаемых одновременно под выпуск верхнего и нижнего шлака на печи с максимальным выходом шлака, и рассчитывают по формуле:

$$n_{\text{рез}} = ((Q_1 K)) / (V q b) (\beta_{\text{н}} / m_{\text{н}} + \beta_{\text{в}} / m_{\text{в}}), \text{ шт.}; \quad (5)$$

где Q_1 – количество шлака, выпускаемого из печи с его максимальным выходом, т/сут;

$m_{\text{н}}$ и $m_{\text{в}}$ – расчетное число выпусков нижнего и верхнего шлака за сутки соответственно.

Расчетное число выпусков нижнего шлака равно числу выпусков чугуна: до 10 при одной чугушной летке на печи; до 14 при двух летках и до 24 при трех- четырех летках. Выпуски верхнего шлака при двух- четырех чугушных летках существующими нормами не предусмотрены; на печах с одной чугушной леткой величина $m_{\text{в}}$ достигает 20.

Таблица 1. Исходные данные для расчета механизма выталкивания леточной массы

№ варианта	Объем доменной печи, V' , м^3	Суточный выход шлака по цеху, Q , т/сут.	Вместимость ковша, V , м^3	Количество выпусков шлака, а	Количество чугунных леток
1	1400	875	11	6	1
2	1800	900	16	7	1
3	2000	1295	16,5	8	2
4	2700	1400	16,5	13	2
5	3200	1750	16,5	14	2

6	5000	2000	16,5	7	2
7	1400	875	11	8	3
8	1800	900	11	7	3
9	2000	1295	16	7	4
10	2700	1400	16	8	4
11	3200	1750	16,5	14	4
12	5000	2000	16,5	13	2
13	1400	875	11	6	2
14	1800	900	11	14	3
15	2000	1295	16	7	3
16	1400	875	11	6	1
17	1800	900	16	7	1
18	2000	1295	16,5	8	2
19	2700	1400	16,5	8	2
20	3200	1750	16,5	13	2
21	5000	2000	16,5	14	2
22	1400	875	11	7	3
23	1800	900	11	8	3
24	2000	1295	16	8	4
25	2700	1400	16	7	4
26	3200	1750	16,5	8	4
27	5000	2000	16,5	14	2
28	1400	875	11	13	2
29	1800	900	11	16	3
30	2000	1295	16	14	3

Контрольные вопросы

- 1) Расскажите о назначении и устройстве шлаковозов.
- 2) Объясните, какие требования предъявляют к шлаковозам.
Какие типы шлаковозов используют на производстве ?
- 3) Объясните, что влияет на стойкость и прочность чаши шлаковоза. Какие материалы применяют для изготовления чаши?
Какому материалу отдают предпочтение и почему?

Практическая работа № 11

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ДВИГАТЕЛЯ ПРИВОДА РАЗЛИВОЧНОЙ МАШИНЫ

Цель работы: Научиться определять мощность двигателя привода разливочной машины, изучить принцип работы и устройство разливочной машины.

Теоретическая часть

Разливочная машина предназначена для разливки жидкого чугуна в чушки и погрузки чушек на железнодорожные платформы или в полувагоны.

По числу лент различают два основных типа машин : одноленточные и двухленточные. В современных доменных цехах применяют двухленточные разливочные машины. Известны также трехленточные машины, но из-за сложности эксплуатации они не получили большого распространения.

По конструкции конвейера также различают два типа машин: с подвижными опорными роликами, встроенными в цепи и движущимися с ними по направляющим рельсам, и с неподвижными (стационарными) роликами поддерживающими и направляющими движущиеся цепи.

При расчете мощности привода конвейера разливочной машины применяют общепринятую методику, при этом ленту конвейера делят на четыре участка (рисунок 1):

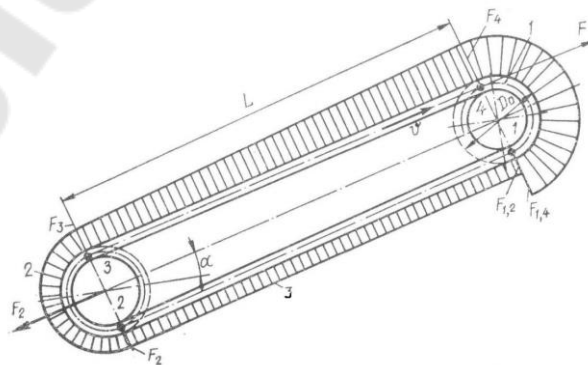


Рисунок 1 – Схема привода конвейерной разливочной машины

участок 1-2- от приводной звездочки, до звездочки натяжного устройства; на этом участке происходит опускание порожних изложниц по уклону вниз;

участок 2-3- лента огибает звездочку натяжного устройства;

участок 3-4- от звездочки натяжного устройства до приводной звездочки; на этом участке происходит подъем заполненных чугуном изложниц вверх по уклону;

участок 4-1- лента огибает приводную звездочку.

Минимальное натяжение цепи конвейера имеет место в точке 2. Для предотвращения провисания сбегающей ветви цепи в этой точке с помощью натяжного устройства создают натяжение $F_2=3\div 5$ кН.

Натяжение цепи в точке 3 составит:

$$F_3=F_2+W_{2-3}, \text{ кН}; \quad (1)$$

где W_{2-3} – сопротивление движению на участке 2-3.

Сопротивление W_{2-3} складывается из сил трения на холостой звездочке, оцениваемых коэффициентом $k_T = 0,08 \dots 0,10$ по отношению к F_2 , т. е.

$$W_{2-3}= F_2 k_T, \quad (2)$$

тогда натяжение

$$F_3=F_2(1+k_T)=F_2(1,08- 1,10). \quad (3)$$

Натяжение цепи в точке 4 равно:

$$F_4=F_3+W_{3-4}, \quad (4)$$

где W_{3-4} – сопротивление движению конвейера на участке 3-4:

$$W_{3-4}=1/l(q+Zq_0)(w_0\cos\alpha+\sin\alpha)L, \quad (5)$$

где l – шаг звена цепи, м;
 q – вес ленты конвейера на длине шага звена цепи, кН;
 Z – число чушек чугуна на одном звене цепи;
 q_0 – вес одной чушки, кН;
 w_0 – коэффициент сопротивления движению цепи по роликам;

$$w_0 = ((fd + 2\mu)/D)K_p, \quad (6)$$

где f – коэффициент трения для роликовых подшипников, $f=0,04$;

d – средний диаметр обоймы роликов подшипника, м;

μ – коэффициент трения качения цепи по роликам, м;
 $\mu=0,0006\dots0,0008$ м;

D – диаметр ролика, м;

K_p – коэффициент дополнительных сопротивлений,
 $K_p=2,5\dots3,5$;

α – угол наклона конвейера, град.;

L – длина конвейера, м.

Сопротивление на приводной звездочке :

$$W_{4-1} = F_4 K_c, \quad (7)$$

где K_c – коэффициент сопротивления, $K_c = 0,10\dots0,15$;

Натяжение цепи в точке 4 с учетом сопротивлений на приводной звездочке:

$$F_{1,4} = F_4 + W_{4-1}, \quad (8)$$

Натяжение цепи в точке 1 с учетом сопротивления движению конвейера W_{1-2} на участке 1-2:

$$F_{1,2} = F_2 + W_{1-2} = F_2 + q_1 L(\sin\alpha - w_0 \cos\alpha); \quad (9)$$

где q_1 – вес одного метра ленты цепи с изложницей, кН; $q_1 = q \cdot n$,
 n – число звеньев в цепи на одном метре длины; $n=1/l$,
 Окружное усилие на приводной спаренной звездочке :

$$F = F_{1,4} - F_{1,2} \quad (10)$$

Мощность электродвигателя, работающего в длительном режиме, кВт:

$$P = (Fv k_3) / \eta_p, \quad (11)$$

где v - наибольшая скорость движения ленты, м/с;

η_p – к.п.д. редуктора, $\eta_p = 0,82$;

k_3 – коэффициент запаса мощности, $k_3 = 1,3 \dots 2,0$;

По вычисленной мощности выбирается электродвигатель.

Таблица 1. Исходные данные для расчета мощности двигателя привода разливочной машины

№ варианта	l	q	Z	q₀	d	D	α	L	v
	М	кН	-	кН	м	м	град.	м	м/мин
1	0,6	2,8	2	0,45	0,060	0,25	8 ⁰ 30′	40,0	7
2	0,6	2,6	2	0,45	0,065	0,25	9 ⁰ 00′	40,5	8
3	0,5	2,4	2	0,45	0,070	0,25	8 ⁰ 40′	41,0	9
4	0,6	2,5	2	0,45	0,070	0,25	9 ⁰ 30′	41,5	10
5	0,6	2,7	2	0,45	0,065	0,25	8 ⁰ 50′	42,0	11
6	0,6	3,0	4	0,18	0,060	0,26	9 ⁰ 00′	42,5	12
7	0,6	2,9	4	0,18	0,060	0,26	7 ⁰ 00′	43,0	12
8	0,5	2,7	4	0,18	0,065	0,26	7 ⁰ 30′	40,0	11
9	0,6	2,8	4	0,18	0,070	0,26	7 ⁰ 40′	41,0	10
10	0,6	2,6	4	0,18	0,070	0,26	8 ⁰ 00′	42,0	9
11	0,6	2,5	4	0,23	0,060	0,25	8 ⁰ 10′	43,0	8
12	0,7	2,4	4	0,23	0,070	0,25	9 ⁰ 20′	40,5	7

13	0,6	2,7	4	0,23	0,065	0,25	9 ⁰ 30′	41,5	7
14	0,6	2,8	4	0,23	0,070	0,25	8 ⁰ 30′	42,5	8
15	0,6	2,8	4	0,23	0,060	0,25	8 ⁰ 20′	43,0	9
16	0,6	2,6	4	0,18	0,065	0,255	9 ⁰ 00′	42,5	10
17	0,6	2,8	2	0,45	0,060	0,255	8 ⁰ 50′	42,0	11
18	0,6	2,5	2	0,45	0,070	0,255	8 ⁰ 40′	42,5	12
19	0,6	2,4	2	0,45	0,060	0,255	8 ⁰ 30′	41,0	12
20	0,6	2,7	2	0,45	0,070	0,255	8 ⁰ 20′	43,0	10
21	0,5	2,8	2	0,45	0,070	0,25	8 ⁰ 00′	40,5	11
22	0,6	3,0	2	0,45	0,070	0,25	9 ⁰ 00′	41,0	9
23	0,6	2,6	2	0,45	0,060	0,25	8 ⁰ 20′	41,5	8
24	0,6	2,5	2	0,45	0,065	0,25	8 ⁰ 30′	42,0	7
25	0,6	2,8	2	0,45	0,065	0,25	8 ⁰ 40′	42,5	7
26	0,6	2,4	2	0,45	0,070	0,26	9 ⁰ 00′	40,5	10
27	0,5	2,5	2	0,45	0,060	0,26	9 ⁰ 10′	43,0	12
28	0,6	2,8	2	0,45	0,070	0,26	8 ⁰ 20′	42,0	11
29	0,6	2,9	2	0,45	0,065	0,26	8 ⁰ 40′	41,5	10
30	0,6	2,7	2	0,45	0,070	0,26	9 ⁰ 20′	42,0	12

Контрольные вопросы

1. Объясните назначение и принцип работы разливочной машины.
2. Расскажите о конструкции разливочной машины. Как устроен привод ?
3. Расскажите, как классифицируют разливочные машины.
4. Почему трехленточные машины не получили распространение?
5. Какие недостатки есть у машин с подвижными роликами?

Практическая работа № 12

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ПРИВОДА РАСПРЕДЕЛИТЕЛЯ ШИХТЫ

Цель работы: Научиться определять мощность двигателя привода распределителя шихты, изучить принцип работы и устройство распределителя шихты.

Теоретическая часть

Засыпной аппарат предназначен для загрузки шихты с необходимым распределением по сечению колошника, обеспечения герметичности печи в процессе загрузки, т. е. для предотвращения попадания в печь воздуха, ведущего к возможности взрыва, и предотвращения выделения печного газа в атмосферу.

Печи со скиповым подъемником шихты на колошник, т. е. большая часть печей, оборудована двухконусным засыпным аппаратом, а печи с конвейерным подъемником – бесконусными загрузочными устройствами. Вращающийся распределитель шихты работает в соответствии с программой загрузки доменной печи. Для лучшего распределения материалов в доменной печи воронку распределителя с высыпанным в нее на малый конус из скипа материалом вращают на заданные углы. Сила тяжести кокса в воронке:

$$G_{\text{м.к.}} = gV\gamma_{\text{к}}, \text{ кН} \quad (1)$$

где g – ускорение свободного падения, м/с^2 ;

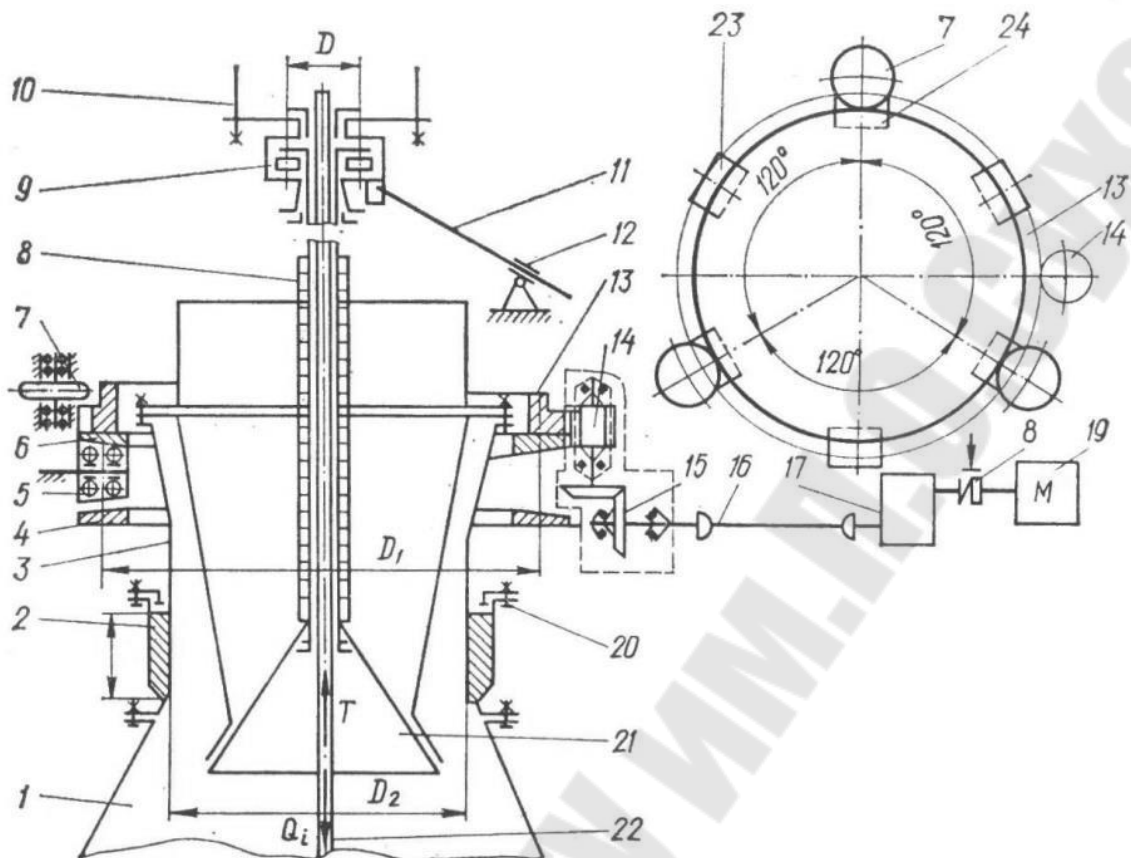
V – полезная емкость воронки малого конуса, м^3 ;

$\gamma_{\text{к}}$ – насыпная масса кокса, т/м^3 ;

Сила тяжести агломерата в воронке:

$$G_{\text{м.р.}} = gV\gamma_{\text{р}}, \text{ кН} \quad (2)$$

где $\gamma_{\text{р}}$ – насыпная масса железосодержащей части шихты (агломерат), т/м^3 ;



1 – колошник; 2 – сальниковое уплотнение; 3 – воронка распределителя; 4 – кольцевая дорожка; 5 – опорное кольцо; 6 – кольцевая дорожка ; 7 – грундбукса; 8 – штанга; 9 – подпятник; 10 – подвеска; 11, 12 – противоскручивающие устройства; 13 – зубчатый венец; 14 – конический редуктор; 15 – универсальный шарнир; 16 – редуктор; 17 – тормоз; 19 – электродвигатель; 20 – зажимное устройство; 21 – малый конус; 22 – штанга; 23 – опорный ролик; 24 – контропорный ролик.

Рисунок 1 – Схема к расчету распределителя шихты загрузочного устройства

Усилие в штанге, создаваемое механизмами маневрирования конусами:

$$T = \alpha \cdot G_k + G_{m.p.}, \text{ кН} \quad (3)$$

где α - коэффициент дополнительного прижатия конуса малого к воронке распределителя, принимается $\alpha=1,25$;

G_k – сила тяжести малого конуса со штангой, защитным кольцом и подвеской, кН;

Максимальная нагрузка на контрольные ролики:

$$F_{оп} = G_k + G_B + G_{м.р.} - T, \text{ кН}; \quad (4)$$

где G_B – сила тяжести вращающейся воронки с фланцем, зубчатым венцом и броней, кН;

Максимальная нагрузка на контрольные ролики (когда давление в межконусном пространстве равно давлению газа под колошником и на малом конусе находится легкий материал- кокс):

$$F_{к.оп.} = -G_k - G_B - G_{м.к.} + T + p \cdot ((\pi \cdot D_5^2) / 4), \text{ кН} \quad (5)$$

где p - давление газа под колошником, кН/м²;

D_5 – наружный диаметр вращающейся воронки, м;

Удельное сопротивление перемещению воронки по роликам:

$$\omega = (2\mu + f d_1) / D_1, \text{ кН}; \quad (6)$$

где μ – коэффициент трения качения, $\mu=0,0008 \dots 0,001$;

f – коэффициент трения в подшипниках, $f=0,05 \dots 0,1$.

D_1 – средний диаметр опорного ролика воронки по поверхности катания, м;

d_1 - диаметр подшипников опорного ролика, м;

Сопротивление от сил трения при вращении воронки по опорным роликам:

$$W_f = F_{max} \cdot \omega = F_{к.оп.} \cdot \omega, \text{ кН}; \quad (7)$$

Момент, затрачиваемый на преодоление сил трения при вращении воронки по опорным роликам:

$$M_1 = W_f \cdot (D_3/2), \text{ кН}\cdot\text{м}; \quad (8)$$

где D_3 – средний диаметр роликового хода вращающейся воронки, м;

Удельное давление в сальниковом уплотнении:

$$P_1 = p \cdot 1,15, \text{ кН/м}^2; \quad (9)$$

Площадь сальникового уплотнения распределителя:

$$A_c = \pi \cdot D_5 \cdot h, \text{ м}^2; \quad (10)$$

где h – суммарная высота сальникового уплотнения, м;

Усилие, действующее на воронку со стороны сальникового уплотнения:

$$F_c = p_1 \cdot A_c, \text{ кН}; \quad (11)$$

Сила трения в сальниковом уплотнении при коэффициенте трения $f_1 = 0,05 \dots 0,07$;

$$F_{fc} = f_1 \cdot F_c, \text{ кН}; \quad (12)$$

Момент от сил трения в сальниковом уплотнении:

$$M_2 = F_{fc} \cdot (D_5 / 2), \text{ кН}\cdot\text{м}; \quad (13)$$

Сила трения в опорном подшипнике подвески конуса малого:

$$F_{f0} = f_2 \cdot k_2 \cdot T, \text{ кН}; \quad (14)$$

где f_2 – коэффициент трения в опорном подшипнике, $f_2=0,1$;
 k_2 – коэффициент дополнительного усилия, возникающего между штангами конусов ($k_2=0,15$).

Момент от сил трения в опорном подшипнике подвески конуса:

$$M_3 = F_{f0} \cdot (D/2), \text{кН} \cdot \text{м}; \quad (15)$$

где D – диаметр роликового хода в подпятнике, м;
Момент, необходимый для вращения воронки (без учета сопротивлений в центрирующих роликах):

$$M_{\text{вр.}} = M_1 + M_2 + M_3, \text{кН} \cdot \text{м}; \quad (16)$$

Усилия в зубчатом зацеплении приводной шестерни распределителя шихты при угле зацепления $\alpha=20^\circ$:

$$F_t = (2 \cdot M_{\text{вр.}}) / ((\cos \alpha \cdot (d_{w2})), \text{кН}; \quad (17)$$

где (d_{w2}) – диаметр начальной окружности зубчатого венца, м;

Удельные сопротивления перемещению воронки по центрирующим роликам:

$$w_s = (2\mu + fd_2) / D_2, \text{кН}; \quad (18)$$

где d_2 – диаметр подшипника центрирующего ролика, м;

D_2 – диаметр центрирующего ролика, м;

Сопротивление от сил трения в центрирующих роликах $W_{\text{ц}}$ принимается равным $W_{\text{ц}}=10$ кН.

Момент от сил сопротивления в центрирующих роликах:

$$M_4 = W_{\text{ц}} \cdot (D_4/2), \text{кН} \cdot \text{м}; \quad (19)$$

где D_4 – диаметр поверхности катания зубчатого венца по центрирующим роликам, м;

Общий статический момент, необходимый для вращения воронки распределения шихты:

$$M_{об} = M_1 + M_2 + M_3 + M_4, \text{ кН}\cdot\text{м}; \quad (20)$$

Угловая скорость вращения распределителя при $n_p = 3 \text{ мин}^{-1}$ принимается $\omega_p = 0,314 \text{ рад/с}$.

Мощность электродвигателя привода распределителя шихты с учетом к.п.д. $\eta_{мех} = 0,75$:

$$P = (M_{об} \cdot \omega_p) / \eta_{мех}, \text{ кВт}; \quad (21)$$

Таблица 1. Исходные данные для расчета мощности привода распределителя шихты

Наименование	Обозн.	Ед. изм.	№ варианта					
			1	2	3	4	5	6
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Полезная ёмкость воронки малого конуса.	V	м ³	7,5	10	10	12	17	17
Насыпная масса кокса.	γ_k	т/м ³	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
Насыпная масса железорудной части шихты.	γ_p	т/м ³	2,0	2,3	2,0	2,3	2,0	2,3
Сила тяжести малого конуса со штангой, защитным кольцом и подвеской.	G _k	кН	90	98	105	110	2,60	225

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Сила тяжести вращающейся воронки с фланцем, зубчатым венцом и броней.	G_B	кН	350	365	375	390	950	630
Диаметр роликового хода в подпятнике.	D	м	0,31	0,31	0,31	0,31	0,42	0,45
Средний диаметр опорного ролика воронки по поверхности катания.	D_1	м	0,40	0,40	0,40	0,70	0,70	0,55
Диаметр подшипников опорного ролика.	d_1	м	0,10	0,10	0,10	0,10	0,30	0,28
Диаметр центрирующего ролика.	D_2	м	0,36	0,36	0,36	0,36	0,70	0,60
Диаметр подшипника центрирующего ролика.	d_2	м	0,08	0,08	0,08	0,08	0,15	0,12
Средний диаметр роликового хода вращающейся воронки.	D_3	м	3,06	3,06	3,06	3,06	4,30	3,78
Диаметр поверхности катания зубчатого венца по центрирующим роликам.	D_4	м	3,60	3,60	3,60	3,60	5,36	4,37

1	2	3	4	5	6	7	8	9
Наружный диаметр вращающейся воронки.	D_5	м	2,38	2,38	2,38	2,38	3,55	3,08
Диаметр начальной окружности зубчатого венца.	d_{ω_2}	м	3,67 2	3,67 2	3,67 2	3,67 2	5,47 2	4,44 0
Суммарная высота сальникового уплотнения.	h	м	0,30	0,30	0,30	0,30	0,42	0,35
Скорость вращения воронки.	$n_{в}$	мин ⁻¹	3,50	3,50	3,50	3,50	3,11	3,00
Давление газа под калашником.	p	кН/ м ²	100	120	140	180	280	200
Угол поворота воронки распределителя.	ϕ_i	град.	60	120	180	60	12	180

Контрольные вопросы

- 1) Объясните назначение и принцип работы вращающегося распределителя шихты.
- 2) Расскажите об особенностях распределения шихтовых материалов при загрузке их в доменную печь.
- 3) Объясните, каким образом добиваются получения более равномерного распределения шихты по окружности колошника. Назовите используемые виды загрузки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Семин А.Е., Кочетов А.И., Косырев К.Л. Выплавка стали в открытых дуговых печах. Уч. пособие. – М.: МИСиС, 1997. – 32 с.
2. Айзатулов Р.С. Харлашин П.С., Протопопов Е.В., Назюта Л.Ю. Теоретические основы сталеплавильных процессов. – М.: МИСиС, 2004. -320 с.
3. Эллиот Д.Ф., Глейзер М., Рамакришна В. Термохимия сталеплавильных процессов. М.: «Металлургия», 1969. – 252 с.
4. Белова Т.Г., Афанасьев М.И., Никольский В.С. Metallургия стали. Лаб. практикум. – Электросталь, ЭПИ МИСиС, 2006. - 126 с.
5. Мастрюков Б.С. Расчеты металлургических печей. – М.: Metallургия, 1986. -376 с.
6. Авдеев В.А., Друян В.М., Кудрин Б.И. Основы проектирования металлургических заводов. Справочник. – М.: Интернет Инжиниринг, 2002. -464 с.
7. Сталь на рубеже столетий/ Колл. авторов, ред. Карабасов Ю.С. – М.МИСиС, 2001. – 664 с.
8. Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М. Общая металлургия. – М.: ИКЦ «Академкнига», 2002. – 768 с.
9. Шмарихин В.К. Учебное пособие по экономическим и организационным вопросам в дипломном проектировании для студентов специальностей 12.04. – М.: МИСиС, 1988. – 116 с.
10. Самарин А.М. Электрoметаллургия. – М.: ГНТЧМ, 1943. – 516 с.
11. Шерашевский И.А. Конструирование промышленных зданий и сооружений. – Л.: Стройиздат, 1976. – 152 с.
12. Новик Л.М. Внeпечная вакуумная металлургия стали. М.: – Наука, 1986. -192 с.
13. Поволоцкий Д.Я., Гудим Ю.А. Выплавка легированной стали в дуговых печах. – М.: Metallургия, 1987. – 138 с.

14. Зальцман Э.С. Изложницы для легированных сталей. – Электросталь: ЭПИ МИСиС, 2004. – 208 с.
15. Соколов Г.А. Внепечное рафинирование стали. – М.: Металлургия, 1977. -208 с.
16. Кудрин В.А. Металлургия стали. – М.: Металлургия, 1989. - 560 с.
17. Черепанов К.А., Черныш Г.И. и др. Утилизация вторичных материальных ресурсов в черной металлургии. – М.: Металлургия, 1994. – 224 с.
18. Арутюнов В.А., Егоров А.В., Стомахин А.Я. Дожигание горючих компонентов в рабочих камерах промышленных печей. Известие ВУЗОВ. Ч.М. – 2003. № 3, 46 – 55 с.
19. Поволоцкий Д.Я. Кудрин В.А. Вишкарев А.Ф. Внепечная обработка стали. – М.: «МИСиС», 1995. – 256 с.
20. Кудрин В.А. Теория и технология производства стали. – М.: «Мир», 2003. – 528 с., ил.
21. Матвеев И. В. Оборудование литейных цехов. М.: И. в., 2003
22. Аксёнов П. Н. Оборудование литейных цехов. Учебник для машиностроительных вузов. Изд. 2-е, перераб. и доп. М.: Машиностроение, 1977. – 510 с.
23. Матвеев И. В. и Тарский В. Л. Оборудование литейных цехов. Учебник для техникумов. М.: Машиностроение, 1976. – 440 с.
24. Иванов В. Н. Словарь-справочник по литейному производству. – М.: Машиностроение, 1990. – 348 с.
25. Горский А. И., Геллер Р. Л., Лиокумович Л. Ф. Расчёты машин литейного производства. М.: Машиностроение, 1966. – 404 с.
26. Сибикин, М. Ю. Технологическое оборудование заготовительных и складских производств машиностроительных предприятий : учебное пособие : [16+] / М. Ю. Сибикин. – Изд. 3-е, стер. – Москва ; Берлин : Директ-Медиа, 2020. – 360 с. : ил., схем., табл. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=575077> (дата

- обращения: 19.01.2023). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-4499-0763-9. – DOI 10.23681/575077. – Текст : электронный.
27. Соболев, Б. М. Расчеты в технологических процессах плавки литейных сталей : учебное пособие : [16+] / Б. М. Соболев. – Москва ; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021. – 140 с. : ил., табл. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=617677> (дата обращения: 19.01.2023). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-9729-0695-6. – Текст : электронный.
28. Специальные технологии художественной обработки материалов: по литейным материалам : учебно-методическое пособие / В. Г. Березюк, А. М. Синичкин, С. И. Лыткина, и др. ; Сибирский федеральный университет. – Красноярск : Сибирский федеральный университет (СФУ), 2014. – 168 с. : табл., схем. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=364623> (дата обращения: 19.01.2023). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-7638-2928-0. – Текст : электронный.
29. Лехов, О. С. Установка совмещенного процесса непрерывного литья и деформации для производства биметаллических полос / О. С. Лехов, М. М. Шевелев. – Москва ; Вологда : Инфра-Инженерия, 2021. – 256 с. : ил., табл., схем., граф. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=617613> (дата обращения: 19.01.2023). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-9729-0715-1. – Текст : электронный.
30. Основы теории формирования отливки : практикум / Т. Р. Гильманшина, В. Н. Баранов, В. Г. Бабкин, и др. ; Сибирский федеральный университет. – Красноярск : Сибирский федеральный университет (СФУ), 2014. – 148 с. : ил., табл., схем. – Режим доступа: по подписке. – URL: <https://biblioclub.ru/index.php?page=book&id=364581> (дата обращения: 19.01.2023). – Библиогр. в кн. – ISBN 978-5-7638-2965-5. – Текст : электронный.