

РОСЖЕЛДОР
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Ростовский государственный университет путей сообщения
(ФГБОУ ВО РГУПС)

Н.И. Бойко, В.Е. Зиновьев, К.С. Фисенко

КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПЕРЕГРУЗКИ
НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ НА СКЛАДАХ

Учебно-методическое пособие
для практических занятий

Ростов-на-Дону

2017

РОСЖЕЛДОР
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Ростовский государственный университет путей сообщения
(ФГБОУ ВО РГУПС)

Н.И. Бойко, В.Е. Зиновьев, К.С. Фисенко

МЕХАНИЗАЦИЯ ПЕРЕГРУЗКИ НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ
НА ОТКРЫТЫХ И ЗАКРЫТЫХ СКЛАДАХ

Учебно-методическое пособие
для практических занятий

Под редакцией
академика Российской академии транспорта,
доктора технических наук, профессора Н.И. Бойко

Ростов-на-Дону

2017

УДК 656.212.6.073 (075)

Рецензенты: доктор технических наук, профессор
В.Е. Касьянов (АСА ДГТУ);
доктор технических наук, профессор
В.В. Шаповалов (РГУПС)

Бойко, Н.И.

Комплексная механизация перегрузки насыпных грузов на складах: учеб. методич. пособие для практических занятий / Н.И. Бойко, В.Е. Зиновьев, К.С. Фисенко; Рост. гос. ун-т путей сообщения. – Ростов н/Д, 2017. – 61 с. : Библиогр. : 11 назв.

Описаны устройство, принцип работы погрузочно-разгрузочных машин и область их применения. Отражены вопросы определения основных параметров складов, расчета производительности средств механизации. Учебное пособие предназначено для проведения практических занятий и самостоятельной работы студентов специальностей 23.05.04 – «Эксплуатация железных дорог» (дисциплина – «Транспортно-грузовые системы»); 23.05.01 – «Наземные транспортно-технологические средства» (дисциплина – «Моделирование процессов комплексной механизации погрузочно-разгрузочных работ»); и направления 23.03.03 – «Эксплуатация транспортно-технологических машин и комплексов» профиль «Эксплуатация перегрузочного оборудования портов и транспортных терминалов» (дисциплина – «Технология и механизация перегрузочных работ»).

© Бойко Н.И., Зиновьев В.Е., Фисенко К.С.,
2017

© ФГБОУ ВО РГУПС, 2017

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СКЛАДОВ НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ	6
ЗАДАЧА 1.1	15
ЗАДАЧА 1.2.	18
ЗАДАЧА 1.3.	20
ЗАДАЧА 1.4.	23
ЗАДАЧА 1.5.	25
ЗАДАЧА 1.6.	27
ЗАДАЧА 1.7.	29
ЗАДАЧА 1.8.	31
ЗАДАЧА 1.9.	32
2 РАСЧЕТЫ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ОСНОВЫ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ПРИ ПЕРЕГРУЗКЕ НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ.....	35
ЗАДАЧА 2.1.	36
ЗАДАЧА 2.2.	40
ЗАДАЧА 2.3.	42
3 РАСЧЕТЫ ЗАВИСИМОСТИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ОТ МАССЫ НАСЫПНОГО ГРУЗА В ЗАХВАТЕ.....	45
ЗАДАЧА 3.1.	45
ЗАДАЧА 3.2.	48
4 РАСЧЕТЫ ХАРАКТЕРИСТИК УСТРОЙСТВ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ МЕХАНИЗАЦИИ ПОГРУЗОЧНО-РАЗГРУЗОЧНЫХ РАБОТ С СЫПУЧИМИ ГРУЗАМИ.....	51
ЗАДАЧА 4.1.	52
ЗАДАЧА 4.2.	54
ЗАДАЧА 4.3.	56
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК	60

ВВЕДЕНИЕ

Интенсивное развитие всех отраслей народного хозяйства сопровождается непрерывным ростом грузооборота железнодорожного транспорта, что, в свою очередь, требует совершенствования погрузочно-разгрузочных процессов на станциях и подъездных путях предприятий. Участие в перевозке различных видов транспорта (железнодорожный, автомобильный, водный и воздушный) увеличивает число перевозочных операций и требует наличия складов для хранения грузов в ожидании транспортных средств.

Для повышения эффективности погрузочно-разгрузочных операций и ускорения оборота вагонов используемая техника модернизируется путем внедрения дистанционного и программного управления. Следует отметить, что с помощью одного лишь совершенствования техники для выполнения перегрузочных операций не решить поставленную задачу. Необходимо учитывать возможности техники и характеристики перегружаемого груза, его особенности, правила хранения и транспортировки, технологию выполняемых работ и желаемые результаты.

Нарушение технологии работ и не знание технологических особенностей перегружаемых грузов приводит к повреждениям груза и подвижного состава, перерывам в движении поездов, непроизводительным простоям вагонов. В связи с этим специалисты работающие в этой области должны обладать не только общетранспортной подготовкой, но и знать особенности перевозки различных грузов на открытом и в крытом подвижном составе, владеть навыками разработки технологических процессов перегрузки и уметь правильно размещать и сохранять груз в условиях крытых складов и открытых площадок.

При проведении практических занятий обучающиеся изучают транспортные характеристики грузов, силы, действующие на груз при доставке, требования к транспортным средствам и погрузочно-разгрузочным

механизмам при выполнении перегрузочных операций с различными видами грузов, требования к их размещению и хранению.

Занятия проводятся в учебном классе или в производственных условиях. При выполнении работы в производственных условиях учебные группы выезжают на грузовые объекты вместе с преподавателем. Перед выездом студент обязан изучить методические указания и рекомендуемую литературу, пройти инструктаж по технике безопасности.

В целях рационального использования времени и хорошего усвоения материала обучающийся обязан заранее изучить теорию, ясно представлять цель, задачи выполнения практических работ. Руководитель занятий должен предварительно проверить степень готовности студента к выполнению той или иной темы, дать необходимые указания.

1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СКЛАДОВ НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ

Основные параметры штабельного склада насыпных грузов: вместимость штабеля ($V_{ш}$), длина штабеля ($L_{ш}$), ширина штабеля ($B_{ш}$), высота штабеля ($H_{ш}$), длина погрузочно-разгрузочного фронта $L_{фр}$.

Длина участка при одновременной погрузке или разгрузке железнодорожных вагонов определяется по формуле:

$$L_{фр} = n_g l_g + l_{дон}, \text{ м,}$$

где n_g – число вагонов в одной подаче;

l_g – длина вагонов по осям автосцепок (для четырехосного полувагона $l_g = 13,92$ м; для восьмиосного $l_g = 20,5$ м);

$l_{дон}$ – величина, учитывающая неточность установки всей поданной группы вагонов на грузовом фронте, $l_{дон} = (1...3) \cdot l_g$.

$$n_g = n_c / x,$$

где n_c – суточный вагонопоток;

x – число подач в сутки.

Такой же длины принимаются приемная траншея L_m , повышенный путь L_{mn} , эстакада $L_э$, т.е. устройства для разгрузки грузов из полувагонов через открытые люки на линейных (развернутых) грузовых фронтах. Если эти же устройства служат и основным хранилищем сыпучего груза или если из первичного отвала груз перегружается непосредственно в зону хранения стреловыми, козловыми, мостовыми кранами, экскаваторами, то длина штабеля на участке основного хранения принимается равной длине погрузочного участка: $L_{фр} = L_{ш}$.

При точечной и многоточечной погрузке-разгрузке вагонов с применением бункерных устройств длина штабеля не зависит от длины подачи вагонов и принимается только исходя из требуемого объема, который необходимо хранить на складе (штабелях, силосах, закромах и других устройствах):

$$V = V_{скл} / \gamma, \text{ м}^3,$$

где $V_{скл}$ – расчетная вместимость склада, т;
 γ – объемная масса груза, т/м³.

При проектировании механизированных и автоматизированных складов одним из основных вопросов является обоснованный выбор величины складских запасов грузов, на единовременное хранение которых рассчитывается склад. Наиболее эффективным складом является склад с минимальной вместимостью, и в то же время обеспечивается прием всех прибывающих грузов и бесперебойное снабжение производственных участков. От вместимости зависят размеры склада: ширина, высота, длина штабелей сыпучих грузов.

Расчетная вместимость склада определяется по формуле:

$$V_{скл} = Q_c^{np} t_{xp} (1 - \alpha) + Q_c^{om} t_{xp} (1 - \alpha), \text{ т},$$

где Q_c^{np} , Q_c^{om} – соответственно расчетный суточный грузопоток по прибытию и отправлению, т;

t_{xp} – нормативный срок хранения, сут.;

α – коэффициент перегрузки по прямому варианту, $\alpha = 0,1 \dots 0,15$.

Если выгрузка производится самотеком, то необходимо определить параметры дополнительных разгрузочных устройств.

Высота повышенного пути определяется по формуле:

$$H_{nn} = \sqrt{\frac{K \cdot P_{mex}}{l_6 \cdot ctg \rho \cdot \gamma \cdot \varphi}} - 0,5, \text{ м},$$

где K – количество вагонов, выгружаемых в одном месте повышенного пути до уборки груза из отвала (обычно $K = 2$);

P_{mex} – техническая норма загрузки вагона, т;

ρ – угол естественного откоса в покое, град. (принимается по табл. 1.5);

φ – коэффициент заполнения отвалов, $\varphi = 0,8 \dots 0,9$.

Полученное значение округляется в большую сторону до стандартного $H_{nn} = 2,0; 2,4; 2,5; 3,0; 3,25$ м. При высоте повышенного пути $H_{nn} \geq 3,5$ м уст-

раиваются разгрузочные эстакады. Высота эстакады $H_э$ до 9 м. Длина повышенного пути L_{nn} и эстакады $L_э$ определяется по формуле 4.1. $L_э$ и L_{nn} балочного типа должны быть кратны 12. Так же необходимо определить длину въезда на повышенный путь (эстакаду):

$$L_{nn(э)}^e = \frac{1000 \cdot H_{nn(э)}}{i}, \text{ м},$$

где i – уклон пути, $i = 15 \dots 20$ %.

Вместимость повышенного пути (эстакады)

$$V_{nn(э)} = F_{om} \cdot L_{nn(э)}^e \cdot \gamma \cdot \varphi, \text{ м}^3,$$

где F_{om} – площадь поперечного сечения отвалов вдоль повышенного пути (эстакады), м^2 .

Вместимость траншеи и закровов:

$$V_{m(э)} = B_m \cdot h_m \cdot L_m \cdot \varphi, \text{ м}^3,$$

где B_m, h_m, L_m – ширина, высота, длина траншеи и закровов, м.

Если выгрузка производится в бункер, то определяют его эксплуатационный объем:

$$V_{\bar{o}} = V_m \cdot \varphi, \text{ м}^3,$$

где V_m – внутренний объем бункера, зависящий от геометрических размеров и формы бункера, определяется по формулам в таблице 1.1;

φ – коэффициент заполнения бункера, $\varphi = 0,7 \dots 0,9$.

Необходимый объем приемных и погрузочных бункеров при ориентировочных расчетах определяют по формуле:

$$V_{\bar{o}} = \frac{P_{mex} \cdot k_e}{\gamma \cdot \varphi}, \text{ м}^3,$$

где k_e – коэффициент, показывающий соотношение емкостей бункера и транспортного средства, $k_e = 0,3 \dots 1,2$ – для вагонов; $k_e = 2 \dots 8$ – для автомобилей.

Тип, форма, длина, ширина, высота устройств для хранения сыпучих грузов (штабелей, силосов, закровов и т.д.) выбираются так, чтобы они обеспечивали размещение вычисленного объема груза V . При

ориентировочных расчетах размеры штабелей разной формы определяются по формулам, приведенным в таблице 1.1, которые выведены из условия

$$V = F_{ш} \cdot L_{ш}, \text{ м}^3,$$

где $F_{ш}$ – площадь поперечного сечения штабеля, м^2 ;

$L_{ш}$ – длина штабеля, м.

Ориентировочный расчет площади склада по средней нагрузке на 1 м^2 производится по формуле (метод удельных нагрузок):

$$F_{ш} = \frac{V_{скл} \cdot k_{пр}}{P}, \text{ м}^2,$$

где P – средняя (удельная) нагрузка на 1 м^2 складской площади, зависящая от несущей способности подштабельного основания, т/м^2 ;

$k_{пр}$ – коэффициент, учитывающий дополнительную площадь на проходы и проезды, $k_{пр} = 1 \dots 1,1$.

$$P = H_{ш} \cdot \gamma \cdot f_n, \text{ т/м}^2,$$

где $H_{ш}$ – высота штабеля, м;

f_n – коэффициент запаса несущей способности, $f_n = 1, 2 \dots 1,3$.

Для определения $F_{ш}$, исходя из геометрических параметров штабеля, необходимо определить линейные размеры штабеля: $H_{ш}$, $B_{ш}$, $L_{ш}$.

Высота штабеля $H_{ш}$ принимается по условиям укладки данного груза, а также в зависимости от принятой схемы комплексной механизации и автоматизации погрузочно-разгрузочных работ (КМАПРР) и типа механизмов. Расчетная высота штабеля проверяется по условию:

$$H_{ш} \leq [H],$$

где $[H]$ – максимально допустимая высота штабеля, принимается по минимальному значению [2, табл. 1.5].

А) Ширина штабеля $B_{ш}$ определяется схемой КМАПРР и типом погрузочно-разгрузочных механизмов (ПРМ). При обслуживании площадки с сыпучим грузом двухконсольным козловым краном с расположением штабеля в пролете крана:

$$B_{ш} = l_{пр} - 2l_{б}, \text{ м},$$

где l_{np} – пролет крана, м;

l_6 – зазор безопасности между наиболее выступающей частью тележки и штабелем, $l_6 = 1,4 \dots 1,5$ м.

Б) Ширина штабеля при обслуживании стреловыми кранами может быть определена по формуле:

$$B_{ш} = l_c - (b + c), \text{ м,}$$

где l_c – вылет стрелы крана, соответствующий весу поднимаемого груза с грейфером, м;

b – габаритный размер кабины крана или радиус поворота, $b = 3 \dots 4$ м;

c – зазор безопасности, $c = 0,5 \dots 0,7$ м.

При хранении груза в закрытых складах ширина штабеля ограничена шириной (пролетом) склада B_c .

По методу удельных нагрузок длина штабеля определяется по формуле:

$$L_{ш} = F_{ш} / B_{ш}, \text{ м,}$$

с уточнением величины $L_{ш}$ по формулам, приведенным в таблице 1.1 и по условию $L_{ш} \geq L_{фр}$.

Для определения параметров склада можно использовать *метод элементарных площадок*. Этот метод базируется на том, что склад может быть разделен на типовые (элементарные) площадки, многократно повторяющиеся по его длине и ширине. В этом случае площадь определяется по формуле:

$$F_{скл(ш)} = n_{эн} \cdot F_{эн}, \text{ м}^2,$$

где $n_{эн}$ – количество элементарных площадок по длине склада;

$F_{эн}$ – площадь элементарной площадки с необходимыми зазорами и проездами, м^2 ;

при этом

$$n_{эн} = V_{скл} / V_{эн},$$

где $V_{эн}$ – вместимость элементарной площадки, т.

Значения $V_{эн}$ и $F_{эн}$ определяются непосредственным размещением в пределах элементарной площадки штабелей груза с учетом применяемых машин и механизмов. Предусматриваются также необходимые проходы, про-

езды, зоны безопасности, противопожарные разрывы и т.п., поэтому такой метод является достаточно точным:

$$F_{эн} = L_{эн} \cdot B_{эн}, \text{ м}^2,$$

где $L_{эн}, B_{эн}$ – соответственно длина, ширина элементарной площади, м.

Если штабель груза не имеет разрывов, то склад представляет собой одну элементарную площадку, т.е. $L_{скл} = L_{эн}$.

При расчете силосного склада для хранения пылевидных, порошковых, мелкозернистых сыпучих грузов также применяется метод элементарных площадок, где за элементарную площадку принимается один силос. Схема к расчету силосного склада приведена на рисунке 1.1.

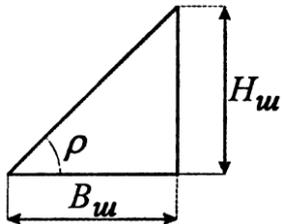
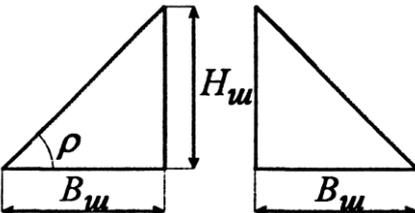
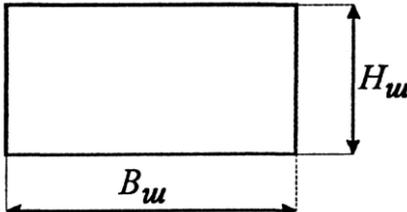
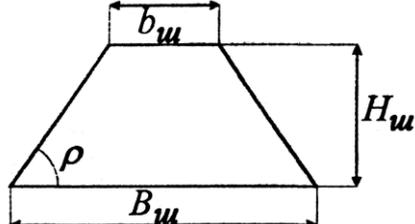
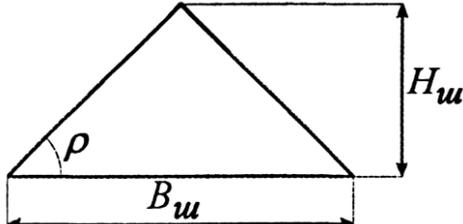
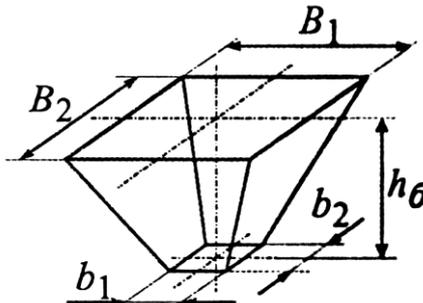
Вместимость силосного склада определяется по формуле:

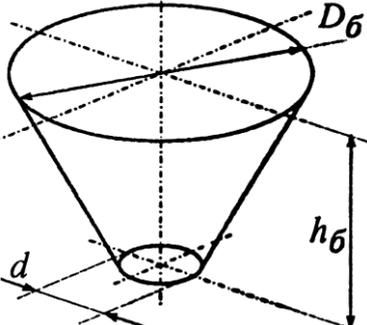
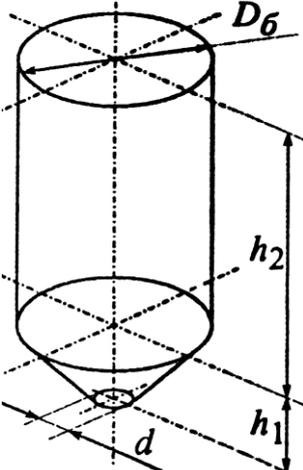
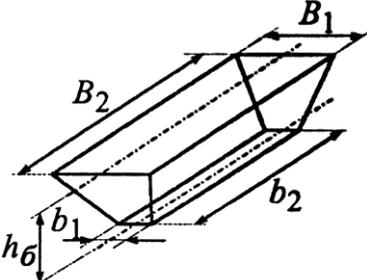
$$V_{скл} = Q_c \cdot t_{xp}, \text{ т},$$

Полученные значения вместимости следует принять близкими к типовым. Типовые склады минеральных удобрений проектируются емкостью 500, 1500, 2000, 3000, 3500 т (с емкостью силоса 170...250 т); железобетонные с диаметром $D_c = 6$ м, высотой $H_c = 15$ м; металлические $D_c = 3,0; 3,3$ м и $H_c = 9$ м и емкостью 240, 360, 480, 720, 1100, 1700, 2500, 4000, 6000, 12000 т (с емкостью одного силоса 160...625 т) со стальными силосами $D_c = 6$ м, $H_c = 2$ м и с силосами из сборного и монолитного железобетона $D_c = 6$ м, $H_c = 15, 20$ м.

Таблица 1.1

Формулы для определения размеров штабелей, траншей, закроев, бункеров для сыпучих грузов

Поперечное сечение штабеля	Формулы
<p style="text-align: center;">1</p> 	<p style="text-align: center;">2</p> $B_{ш} = \sqrt{\frac{2V}{L_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho}}; \quad H_{ш} = B_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho;$ $L_{ш} = \beta_{ш} \cdot B_{ш}; \quad B_{ш} = \sqrt[3]{\frac{2V}{\beta_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho}}; \quad H_{ш} \leq [H].$
	$B_{ш} = \sqrt{\frac{V}{L_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho}}; \quad H_{ш} = B_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho;$ $L_{ш} = \beta_{ш} \cdot B_{ш}; \quad B_{ш} = \sqrt[3]{\frac{V}{\beta_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho}}; \quad H_{ш} \leq [H].$
	$B_{ш} = \frac{V}{L_{ш} \cdot H_{ш}}; \quad H_{ш} - \text{ задается};$ $L_{ш} = \beta_{ш} B_{ш}; \quad B_{ш} = \sqrt{\frac{V}{\beta_{ш} B_{ш}}}; \quad H_{ш} = \frac{V}{\beta_{ш} B_{ш}^2}.$
	$B_{ш} \geq \frac{2H_{ш}}{\operatorname{tg} \rho}; \quad B_{ш} = \frac{H_{ш}^2 \cdot L_{ш} + V \cdot \operatorname{tg} \rho}{L_{ш} \cdot H_{ш} \cdot \operatorname{tg} \rho};$ $H_{ш} \leq \sqrt{\frac{V \cdot \operatorname{tg} \rho}{L_{ш}}}; \quad b_{ш} = B_{ш} - \frac{2 \cdot H_{ш}}{\operatorname{tg} \rho}.$
	$B_{ш} = \frac{2H_{ш}}{\operatorname{tg} \rho}; \quad H_{ш} = \sqrt{\frac{V \cdot \operatorname{tg} \rho}{L_{ш}}};$ $L_{ш} = \beta_{ш} \cdot B_{ш}; \quad L_{ш} = \frac{2H_{ш} \cdot \beta_{ш}}{\operatorname{tg} \rho}.$
<p style="text-align: center;">Пирамидальный бункер</p> 	$V_m = \frac{h_б (B_1 \cdot B_2 + b_1 \cdot b_2 + \sqrt{B_1 \cdot B_2 \cdot b_1 \cdot b_2})}{3}.$

1	2
<p data-bbox="359 241 647 280">Конусный бункер</p> 	$V_m = \frac{\pi \cdot h_б}{12} (D_б^2 + D_б \cdot d + d^2).$
<p data-bbox="359 627 647 665">Силосный бункер</p> 	$V_m = \frac{\pi \cdot h_1}{12} (D_б^2 + D_б \cdot d + d^2) + \frac{\pi \cdot D_б^2 \cdot h_2}{4}.$
<p data-bbox="331 1153 675 1191">Обелисковый бункер</p> 	$V_m = \frac{h_б}{6} [B_1 B_2 + (B_1 + b_1)(B_2 + b_2) + b_1 b_2].$
<p data-bbox="252 1489 1453 1702">Примечание: $\beta_{ш}$ – отношение длины к ширине штабеля, $\beta_{ш} = 5 \dots 12$; V_m – теоретический внутренний объем бункера как геометрического тела, m^3; $h_б$ – высота бункера, м; B_1, B_2 – размеры сторон верхней части бункера, м; b_1, b_2 – размеры сторон нижнего выпускного отверстия бункера, м; h_1, h_2 – высота конусной (нижней) и цилиндрической (верхней) частей бункера, м; $D_б$ – диаметр верхней части бункера, м; d – диаметр нижнего выпускного отверстия.</p>	

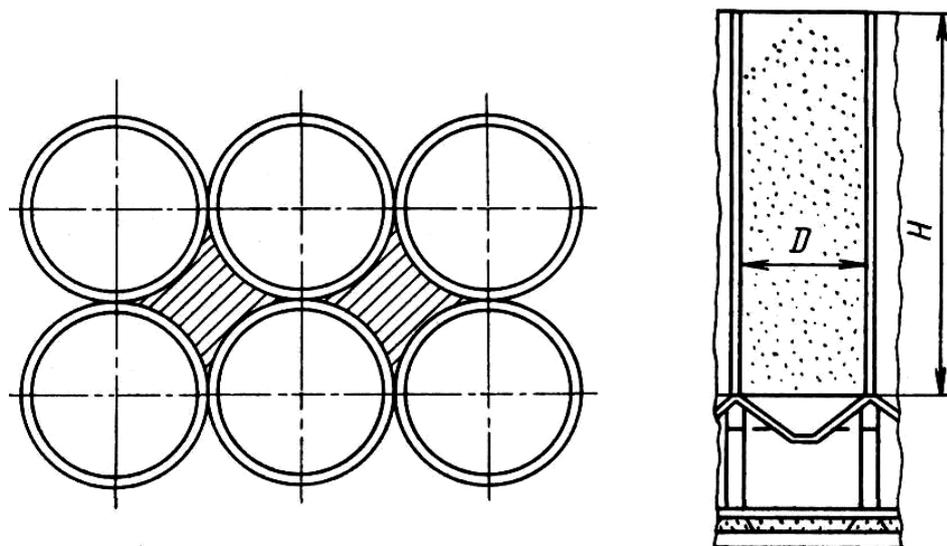


Рисунок 1.1. Схемы к расчету силосного склада

Типовые силосные склады для зерна (тыс. т):

– для заготовительных (линейных) элеваторов – 11, 25, 50, 100;

– для мельничных – 8, 16, 33, 40;

– для перевалочных – 50, 100, 150.

Вместимость типовых сдвоенных силосных корпусов (в тыс. т): 2×11; 2×81; 2×25; 2×50. Вместимость, образующаяся при соединении круглых силосов в виде звездочки в плане, также используется для хранения зерна.

Количество силосов в силосном корпусе определяется для двух случаев:

1) Груз хранится только в силосах:

$$n_c = \frac{V_{скл}}{l_c \cdot \gamma}$$

2) Груз хранится в силосах и звездочках, образуемых силосами:

$$n_c = \frac{\frac{V_{скл}}{\gamma} + V_3(m+n-1)}{l_c + V_3},$$

где l_c – вместимость силоса, м³;

V_3 – вместимость звездочки, м³;

m – число силосов по ширине;

n – число силосов по длине;

γ – объемная масса груза, т/м³.

В упрощенном виде:

$$l_c = \frac{\pi \cdot D_c^2 \cdot H_c \cdot \varphi}{4}, \text{ м}^3,$$

где D_c – диаметр силоса, м;

H_c – высота силоса, м;

φ – коэффициент заполнения, $\varphi = 0,7 \dots 0,9$.

ЗАДАЧА 1.1

Определение основных параметров склада угля, оборудованного двухконсольным краном ККС-10 с грейфером А-У-1,5.

Исходные данные:

- пролет крана $l_{np} = 32$ м;
- максимальная высота подъема $H_n = 10$ м;
- рабочий вылет консолей 11 м;
- вместимость грейфера $V_{gp} = 5,3$ м³;
- расчетный суточный грузопоток по прибытию $Q_c = 1900$ т;
- срок хранения груза на складе $t_{xp} = 5$ суток;
- число подач в сутки на разгрузочный фронт $x = 3$;
- техническая норма загрузки вагонов $P_{tex} = 69$ т;
- объемная масса угля $\gamma = 0,8$ т/м³;
- угол естественного откоса в покое $\rho = 45^\circ$ (рисунок 1.2).

Решение.

Необходимая вместимость склада с учетом непосредственной перегрузки с вагона на транспортное средство (прямой вариант) определяется по формуле

$$V_{скл} = Q_c^{np} \cdot t_{xp} (1 - \alpha) + Q_c^{om} \cdot t_{xp} (1 - \alpha) = 1900 \cdot 5 \cdot (1 - 0,1) = 8550 \text{ м}^3.$$

Требуемый объем

$$V = V_{скл} / \gamma = 8550 / 0,8 = 10688 \text{ м}^3.$$

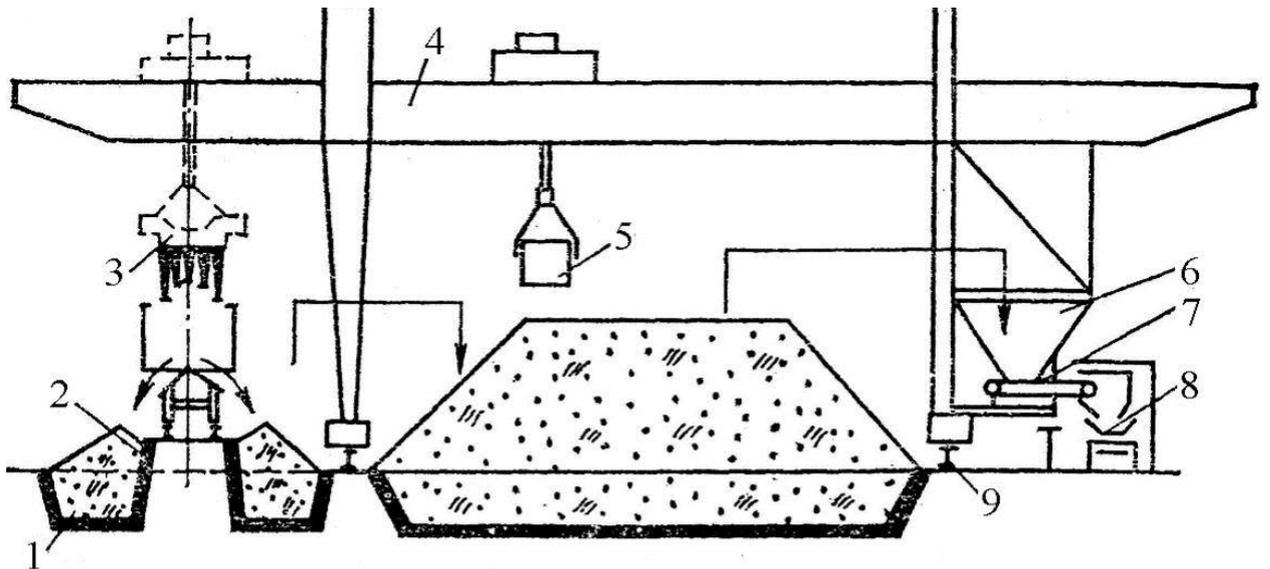


Рисунок 1.2. Схема к расчету комплексно-механизированного склада угля с использованием грейферного козлового крана в сочетании с двусторонней приемной траншеей методом элементарных площадок: 1 – приемные траншеи; 2 – повышенный путь; 3 – съемный виброрыхлитель; 4 – козловый кран; 5 – грейфер; 6 – перегрузочный бункер; 7 – питатель; 8 – ленточные конвейеры; 9 – подкрановые пути;

Выгрузка из полувагонов производится самотеком в двустороннюю траншею. Определим параметры траншеи

$$L_m = L_{\text{фп}} = n_{\text{г}} l_{\text{г}} + l_{\text{дон}} = 9 \cdot 13,92 + 2 \cdot 13,92 = 153,12 \text{ м};$$

$$n_c = Q_c / P_{\text{мех}} = 1900 / 69 = 27 \text{ ваг};$$

$$n_{\text{г}} = n_c / x = 27 / 3 = 9 \text{ ваг}.$$

Вместимость траншеи определяется из условия

$$V_m \geq Q_c^n / \gamma.$$

Размеры траншеи: глубина h_m и ширина B_m .

$$h_m = \sqrt{\frac{k \cdot P_{\text{мех}}}{l_{\text{г}} \cdot \text{ctg} \rho \cdot \gamma \cdot \varphi}} - 0,5 = \sqrt{\frac{2 \cdot 69}{13,92 \cdot \text{ctg} 45^\circ \cdot 0,8 \cdot 0,8}} - 0,5 = 3,4 \text{ м}.$$

Ширина двусторонней траншеи должна согласовываться с вылетом консоли l_k таким образом, чтобы была обеспечена возможность захвата грейфером материала (рисунок 1.2).

Принимаем $B_m = 4,3$ м, тогда вместимость траншеи:

$$V_m = 2 \cdot B_m \cdot h_m \cdot L_m \cdot \varphi = 2 \cdot 4,3 \cdot 3,4 \cdot 153,12 \cdot 0,8 = 3582 \text{ м}^3,$$

Проверка $3582 > 2375$.

Вместимость бункера, установленного на кране:

$$V_b = (2 \dots 3) \cdot V_{cp} = 3 \cdot 5,3 = 15,9 \text{ м}^3.$$

Ширина бункера поверху

$$A_b = a_{cp} + 1 = 3,75 + 1 = 4,75 \text{ м},$$

где a_{cp} – наибольший раствор грейфера, для А-У-1,5 $a_{cp} = 3,75$ м.

Для определения основных параметров склада воспользуемся методом элементарных площадок. За элементарную площадку примем штабель, расположенный в пролете крана.

Высота штабеля $H_{ш}$ принимается по условиям укладки данного груза, однако величина $H_{ш}$ должна быть проверена по условиям

$$H_{ш} \leq H_n - h_{zn} - h_3 = 10 - 3,91 - 1 = 5,1 \text{ м},$$

$$H_{ш} \leq \frac{B_{ш} \cdot ctg \rho}{2} = \frac{29 \cdot 1}{2} = 14,5 \text{ м},$$

где H_n – наибольшая высота подъема на крюке, м;

h_{zn} – высота захватного приспособления (грейфера), для А-У-1,5 м,
 $h_{zn} = 3,91$ м;

h_3 – зазор между грейфером и штабелем, $h_3 = 1 \dots 1,5$ м;

$B_{ш}$ – ширина штабеля, м.

Принимаем $H_{ш} = 5,1$ м.

Ширина штабеля понизу

$$B_{эн} = B_{ш} = l_{np} - 2l_b = 32 - 2 \cdot 1,5 = 29 \text{ м}.$$

Ширина штабеля поверху

$$b_{ш} = B_{ш} - \frac{2H_{ш}}{\operatorname{tg}\rho} = 29 - \frac{2 \cdot 5,1}{1} = 18,8 \text{ м.}$$

Длина элементарной площадки для обелисковых и призматических штабелей принимается с учетом необходимых проходов. Длина штабеля $L_{ш} = 30 \dots 50$ м, ширина прохода между штабелями $b_{пр} = 1,5$ м.

$$L_{эн} = L_{ш} + b_{пр} = 30 + 1,5 = 31,5 \text{ м.}$$

Объем обелискового штабеля определяется по формуле

$$\begin{aligned} V_{ш} = V_{эн} &= H_{ш} \left[L_{ш} B_{ш} - \frac{H_{ш}}{\operatorname{tg}\rho} \left(B_{ш} + L_{ш} - \frac{4H_{ш}}{3\operatorname{tg}\rho} \right) \right] = \\ &= 5,1 \left[30 \cdot 29 - \frac{5,1}{\operatorname{tg}45^\circ} \left(29 + 30 - \frac{4 \cdot 5,1}{3\operatorname{tg}45^\circ} \right) \right] = 3079 \text{ м.} \end{aligned}$$

Число обелисковых штабелей по длине склада

$$n_{эн} = \frac{V_{скл}}{V_{эн} \cdot \gamma} = \frac{8550}{3079 \cdot 0,8} = 3,47.$$

Принимаем $n_{эн} = 4$.

Длина склада

$$L_{скл} = n_{эн} L_{эн} = 4 \cdot 31,5 = 126 \text{ м.}$$

$L_{скл} \geq L_{фр}$, принимаем $L_{скл} = 153$ м.

Площадь склада $F_{скл} = L_{скл} \cdot B_{скл} = 153 \cdot 29 = 4437 \text{ м}^2$.

ЗАДАЧА 1.2.

Определение основных параметров склада песчано-гравийной смеси для завода железобетонных изделий.

Исходные данные:

- песчано-гравийная смесь доставляется на предприятие на платформах;
- объемная масса груза $\gamma = 1,55 \text{ т/м}^3$;
- угол естественного откоса $\rho = 40^\circ$;
- суточный грузопоток $Q_c = 1900 \text{ т}$;
- $t_{хр} = 10$ суток (рисунок 1.3).

Решение.

Вместимость склада

$$V_{скл} = Q_c \cdot t_{xp} = 1900 \cdot 10 = 19000 \text{ т.}$$

Необходимый объем груза на складе

$$V = V_{скл} / \gamma = 19000 / 1,55 = 12260 \text{ м}^3.$$

По способу укладки склад штабельно-эстакадного типа, по форме штабель М-образный.

Размеры штабеля определяем по формулам, приведенным в таблице 1.1.

Принимаем предварительную высоту штабеля $H_{ш} = 8$ м, расстояние между точками штабеля груза при М-образном и хребтовом складировании $b_{ш} = 2$ м.

Ширина штабеля понизу

$$B_{ш} = \frac{2H_{ш}}{\text{tg}\alpha} + b_{ш} = \frac{2 \cdot 8}{\text{tg}40^\circ} + 2 = 21 \text{ м.}$$

Расчетная длина штабеля

$$L_{ш} = V / F_{ш} = 12260 / 91,4 = 134 \text{ м.}$$

Площадь поперечного сечения штабеля

$$F_{ш} = \frac{H_{ш}^2}{\text{tg}\alpha} + b_{ш}H_{ш} - \frac{b_{ш}^2}{4} \text{tg}\alpha = \frac{8^2}{0,84} + 2 \cdot 8 - \frac{2^2}{4} 0,84 = 91,4 \text{ м}^2.$$

Действительная длина штабеля понизу

$$L_{ш}' = L_{ш} + \frac{H_{ш}}{\text{tg}\alpha} = 134 + \frac{8}{0,84} = 144 \text{ м.}$$

Длина эстакады кратна 12, $L_э = 144$ м.

Площадь склада

$$L_{скл} = L_{ш} = B_{ш}L_{ш}' = 21 \cdot 144 = 3024 \text{ м}^2.$$

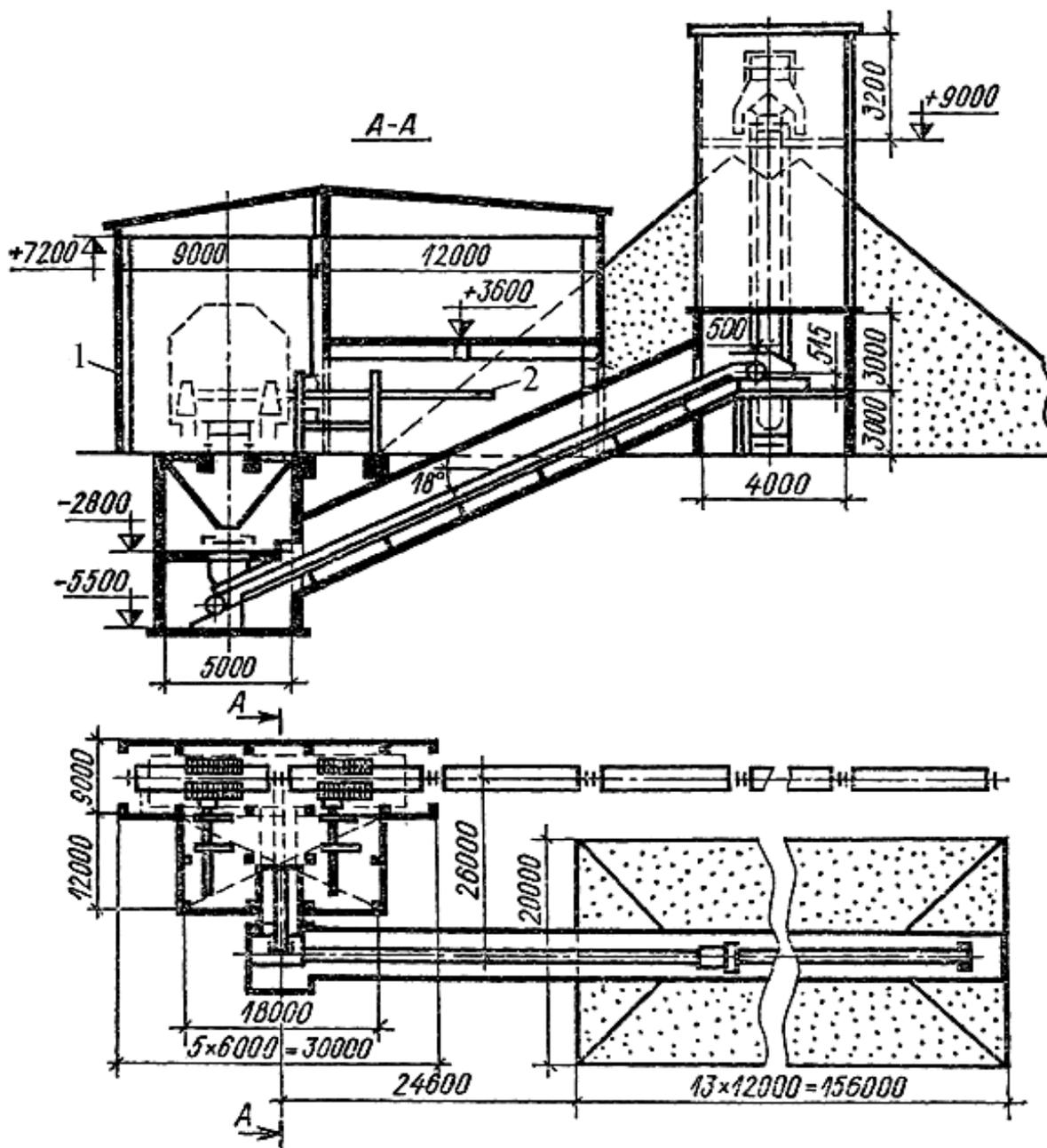


Рисунок 1.3 – Хребтово-эстакадный склад инертных строительных материалов с бункерным приемным устройством 1, оснащенным штанговым разгрузчиком платформ 2

ЗАДАЧА 1.3.

Определение площади и линейных размеров площадки для размещения штабеля щебня.

Исходные данные: разгрузка осуществляется по схеме КМАППР (рисунок 1.4);

- расчетный грузопоток $Q_c = 1800$ т;

- срок хранения $t_{xp} = 5$ суток;
- число подач в сутки $x = 3$;
- загрузка вагона $P_{mex} = 65$ т;
- объемная масса груза $\gamma = 1,8$ т/м³;
- угол естественного откоса $\alpha = 45^\circ$;
- склад оборудован стреловым железнодорожным краном КДС-161, грузоподъемностью 16 т;
- грейфер А-П-2 вместимостью 1,2 м³;
- высота грейфера $h_{zn} = 2,9$ м;
- наибольшая высота подъема груза $H_n = 12,2$ м;
- вылет стрелы $l_{min} = 2,5$ м, $l_{max} = 13$ м.

Решение.

Для определения ширины штабеля по схеме КМАПРР необходимо из уравнения устойчивости крана от опрокидывания найти вылет стрелы, соответствующий массе груза

$$G = G_{gp} + m_{gp},$$

где G_{gp} – расчетная масса груза в грейфере, т;

m_{gp} – масса грейфера, для А-П-2 $m_{gp} = 1,2$ т.

$$G_{gp} = V_{gp} \cdot \gamma \cdot K_v = 1,2 \cdot 1,8 \cdot 0,85 = 1,84 \text{ т};$$

$$G = 1,84 + 1,2 = 3,04 \text{ т}.$$

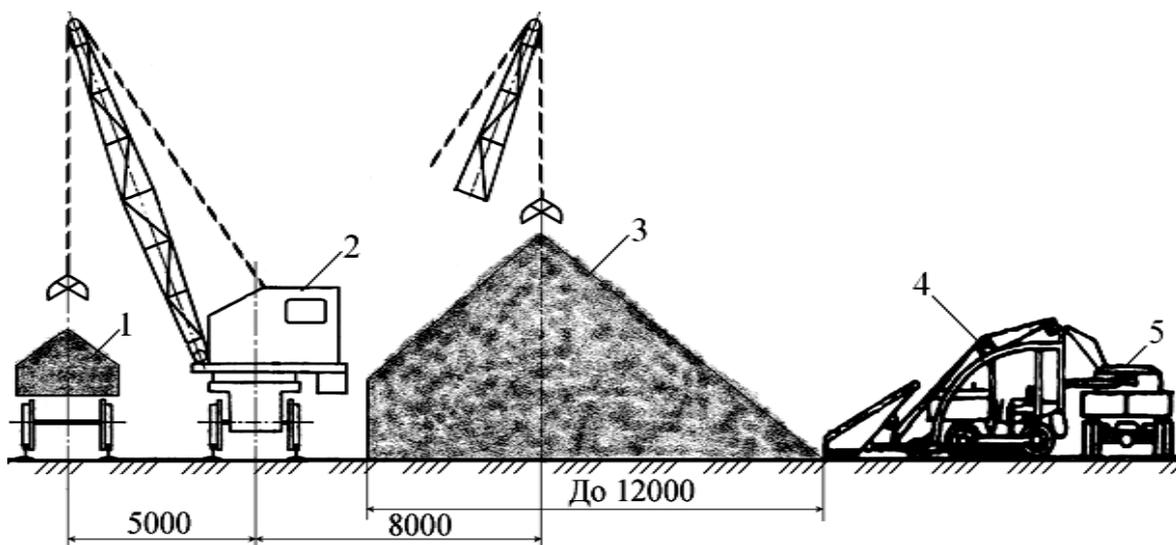


Рисунок 1.4 – Схема комплексной механизации переработки сыпучих грузов грейферным стреловым краном и тракторным погрузчиком: 1 – платформа; 2 – кран на ж.-д. ходу; 3 – штабель; 4 – тракторный погрузчик ТО-1; 5 – автомобиль

Уравнение устойчивости

$$M_{on} = G_{max} \left(l_{min} - \frac{S}{2} \right) = const ,$$

где M_{on} – момент опрокидывающий, т·м;

G_{max} – грузоподъемность крана, т;

S – ширина колеи, $S = 1,52$ м.

$$M_{on} = 16(2,5 - 0,76) = 27,84 \text{ т} \cdot \text{м} = const ;$$

$$3,04(l_0 - 0,76) = 27,84 ,$$

отсюда $l_0 = 9,9$ м.

Ширина штабеля

$$B_{ш} = 2 \cdot [l_0 - (R + c)] = 2 \cdot [9,9 - (3,8 + 0,5)] = 11,2 \text{ м}.$$

Штабель, отсыпaeмый стреловым краном, имеет призматическую форму. Необходимая вместимость склада

$$V_{скл} = Q_c \cdot t_{xp} (1 - \alpha_n) = 1800 \cdot 5 \cdot (1 - 0,1) = 8100 \text{ т}.$$

Необходимый объем

$$V = V_{скл} / \gamma = 8100 / 1,8 = 4500 \text{ м}^3.$$

Высота штабеля

$$H_{uu} = \frac{B_{uu} \cdot \text{tg}\rho}{2} = \frac{11,2 \cdot \text{tg}45^\circ}{2} = 5,6 \text{ м};$$

$$H_{uu} = H_{uu} - h_{zn} - h_3 = 12,2 - 2,9 - 1 = 8,3 \text{ м}.$$

Принимаем меньшее из значений $H_{uu} = 5,6 \text{ м}$.

Длину штабеля определяют через вместимость $V_{скл}$ по формуле из таблицы 1.1.

$$L_{uu} = \frac{4V_{скл}}{\gamma B_{uu}^2 \text{tg}\rho} + \frac{1}{3} B_{uu} = \frac{4 \cdot 8100}{1,8 \cdot 125,44 \cdot \text{tg}45^\circ} + \frac{1}{3} \cdot 11,2 = 147,2 \text{ м}.$$

Окончательную длину принимаем из условия $L_{uu} \geq L_{фр}$.

$$L_{фр} = \frac{Q_c}{P_{мех \cdot x}} l_6 + l_{дон} = \frac{1800}{65 \cdot 3} \cdot 15 + 2 \cdot 15 = 169 \text{ м}^2.$$

Площадь штабеля составит

$$F_{uu} = L_{uu} B_{uu} = 169 \cdot 11,2 = 1893 \text{ м}^2.$$

ЗАДАЧА 1.4.

Определение параметров склада угля, оборудованного повышенным путем в сочетании с тракторным погрузчиком ТО-1.

Исходные данные:

схема перегрузки представлена на рисунке 1.5.

Решение.

Высоту повышенного пути определяют по формуле

$$H_{nn} = \sqrt{\frac{K \cdot P_{мех}}{l_6 \cdot \text{ctg}\rho \cdot \gamma \cdot \varphi}} - 0,5 = \sqrt{\frac{1 \cdot 69}{13,92 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 0,8}} - 0,5 = 2,28 \text{ м},$$

принимаем стандартную высоту $H_{nn} = 2,4 \text{ м}$.

Длина въезда на повышенный путь определяется по формуле

$$L_{nn(\text{э})}^6 = \frac{1000 \cdot H_{nn(\text{э})}}{i} = \frac{1000 \cdot 2,4}{20} = 120 \text{ м}.$$

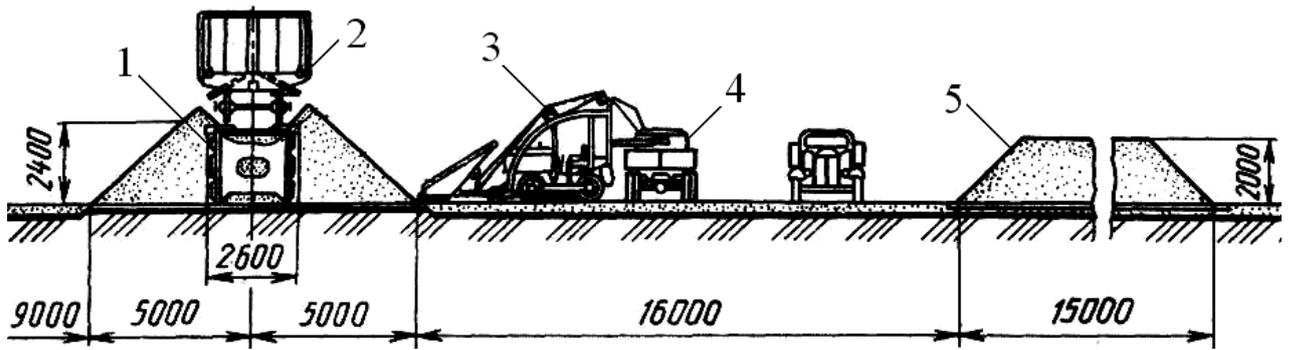


Рисунок 1.5. Схема перегрузки угля тракторным погрузчиком ТО-1:

1 – повышенный путь; 2 – полувагон; 3 – тракторный погрузчик ТО-1; 4 – автомобиль; 5 – штабель

Вместимость повышенного пути определяется по формуле

$$V_{nn(\varepsilon)} = 2F_{om} \cdot L_{nn(\varepsilon)}^6 \cdot \gamma \cdot \varphi = 2 \cdot 3,92 \cdot 153 \cdot 0,8 \cdot 0,8 = 768 \text{ т};$$

$$F_{om} = 0,5B_1H_{om} = 0,5 \cdot 2,8 \cdot 2,8 = 3,92 \text{ м}^2,$$

где H_{om} – высота отвала, $H_{om} = H_{nn} + 0,4 = 2,4 + 0,4 = 2,8$ м;

B_1 – ширина отвала, $B_1 = H_{om}/\text{tg}\rho = 2,8/\text{tg}45^\circ = 2,8$ м.

Длина штабеля

$$L_{ш} = L_{nn} = L_{фп} = 153 \text{ м}.$$

Высоту штабеля определяют в зависимости от максимальной высоты разгрузки. Для ТО-1 $H_n = 2,56$ м.

$$H_{ш} = H_n - h_3 = 2,56 - 0,5 = 2 \text{ м}.$$

Ширину штабеля понизу определяют из расчетного объема

$$V = V_{скл}/\gamma = 8550/0,8 = 10688 \text{ м}^3$$

по формуле из таблицы 1.1.

$$B_{ш} = \frac{H_{ш}^2 \cdot L_{ш} + V \cdot \text{tg}\rho}{L_{ш} \cdot H_{ш} \cdot \text{tg}\rho} = \frac{4 \cdot 153 + 10688 \cdot \text{tg}45^\circ}{153 \cdot 2 \cdot \text{tg}45^\circ} = 37 \text{ м}$$

Ширина штабеля поверху

$$b_{ш} = B_{ш} - \frac{2 \cdot H_{ш}}{\text{tg}\rho} = 37 - \frac{2 \cdot 2}{\text{tg}45^\circ} = 33 \text{ м}.$$

Площадь штабеля составит

$$F_{ш} = L_{ш} B_{ш} = 153 \cdot 37 = 5661 \text{ м}^2.$$

ЗАДАЧА 1.5.

Определение длины и ширины площадки для размещения штабельного склада технологического хранения строительного песка при непрерывной отгрузке.

Исходные данные:

- схема склада представлена на рисунке 1.6;
- суточный расчетный грузопоток $Q_c = 300$ т;
- неравномерность прибытия $K_n = 1,2$;
- периодичность поставок $t_{noc} = 3$ сут.

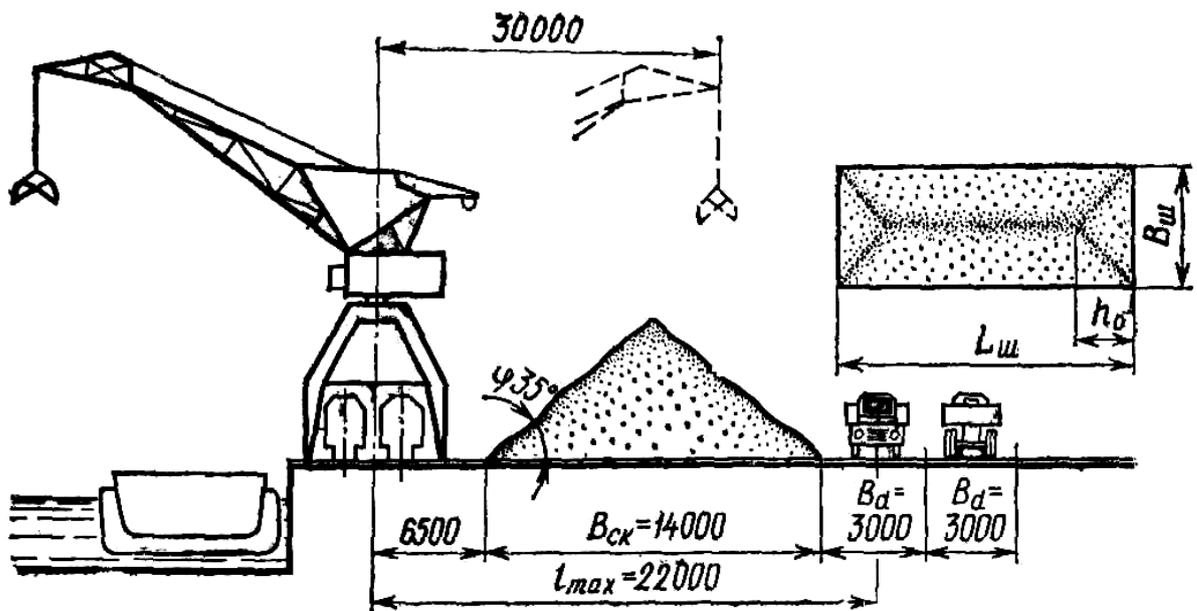


Рисунок 1.6 – Штабельный склад песка и гравия, оборудованный порталным грейферным краном

Решение.

При условии расположения начала штабеля с учетом необходимого прохода и ширины колеи крана 10,5 м на расстоянии 6,5 м от оси подкранового пути максимально возможная ширина склада (штабеля)

$$B_{скл} = l_{max} - \frac{B_a}{2} - 6,5 = 22 - 1,5 - 6,5 = 14 \text{ м},$$

где l_{max} – максимальное значение вылета стрелы крана, м, $l_{max} = 22,0$ м;

B_a – ширина проезда автотранспорта под погрузку, м, $B_a = 3,0$ м.

Срок хранения на производствах с непрерывным циклом неиспользование груза определяется по формуле

$$t_{xp} = t_{noc}(K_n + K_3).$$

Срок хранения с периодически повторяющимся, в том числе сезонным, циклом поставки или непользования

$$t_{xp} = t_{цн}(1 + K_3),$$

где t_{noc} – периодичность поставки партии грузов;

K_n – коэффициент учета непрерывности поставки, $K_n = 1,1 \dots 1,3$;

K_3 – коэффициент дополнительного учета необходимости хранения технологического запаса материалов при непрерывном характере производства, $K_3 = 0,2 \dots 0,3$;

$t_{цн}$ – длительность цикла поставки при использовании груза.

$$t_{xp} = 3(1,2 + 0,2) = 4,2 \text{ сут.}$$

Вместимость склада

$$V_{скл} = 300 \cdot 4,2 \cdot (1 - 0,15) = 1070 \text{ т.}$$

Ориентировочную длину склада определим методом удельных нагрузок при значении $k_{np} = 1$ и $P = 3 \text{ т/м}^2$ по формуле

$$L_{цн} = L_{скл} = \frac{F_{скл}}{B_{скл}} = \frac{356,7}{14} = 25,5 \text{ м.}$$

Площадь склада по формуле

$$F_{скл} = \frac{k_{np} V_{скл}}{P} = \frac{1 \cdot 1070}{3} = 256,7 \text{ м}^2.$$

Длина склада с учетом поперечного проезда $B_a = 3,0$ м

$$L_{скл} = L_{цн} + B_a = 25,5 + 3 = 28,5 \text{ м.}$$

Отсюда площадь склада составит

$$F_{скл} = L_{скл} B_{скл} = 28,5 \cdot 14 = 399 \text{ м}^2.$$

ЗАДАЧА 1.6.

Выбор оптимального варианта перегрузки сыпучих грузов закрытого склада.

Исходные данные:

- комплексная механизация перегрузки сыпучих грузов закрытого склада пролетом 30,0 м и высотой 12,6 м при его обслуживании ленточными конвейерами и мостовым грейферным краном (рисунок 1.7);
- расчетный грузопоток по прибытию $Q_c^n = 1800 \text{ т}$;
- срок хранения $t_{xp} = 5 \text{ суток}$;
- угол естественного откоса материала $\rho = 40^\circ$;
- объемная масса $\gamma = 0,85 \text{ т/м}^3$.

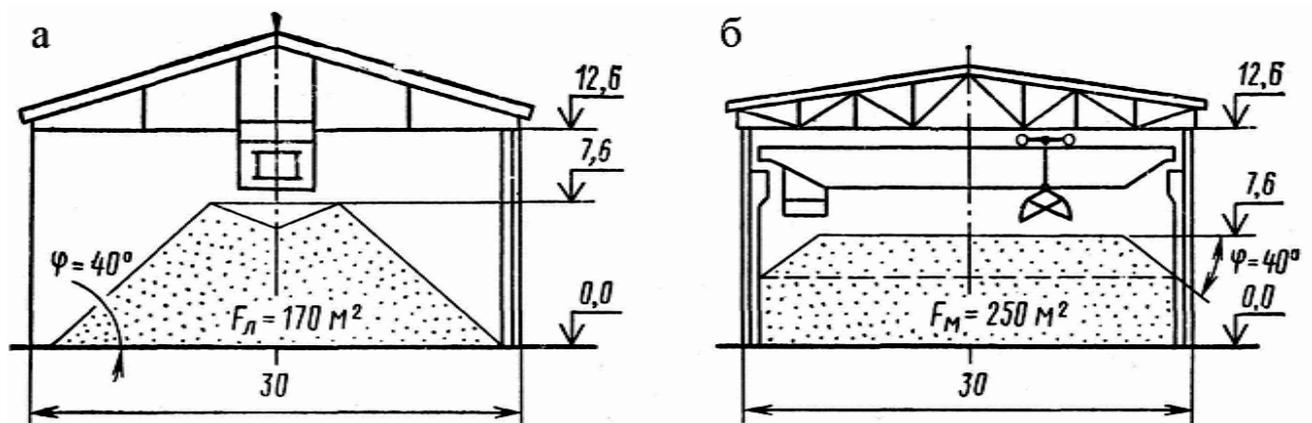


Рисунок 1.7. Схемы к расчету закрытых складов: а – обслуживаемых ленточным конвейером; б – обслуживаемых мостовым краном

Решение.

Необходимая вместимость склада:

$$V_{скл} = Q_c^n \cdot t_{xp} = 1800 \cdot 5 = 9000 \text{ т.}$$

Потребный объем:

$$V = V_{скл} / \gamma = 9000 / 0,85 = 10588 \text{ м}^3.$$

Сравнение двух вариантов КМАПРР произведем по коэффициенту использования объема склада. При использовании мостового грейферного крана отсыпается обелисковый штабель более сложной формы, он состоит из двух частей. Общий объем такого штабеля

$$V_{ш} = V_{ш}' + V_{ш}'' ,$$

где $V_{ш}'$ – объем верхней части штабеля, м³;

$V_{ш}''$ – объем нижней части штабеля, м³;

$$V_{ш}' = H_{ш}' \left[L_{ш} B_{ш} - \frac{H_{ш}'}{\operatorname{tg} \rho} \left(B_{ш} + L_{ш} - \frac{4H_{ш}'}{3\operatorname{tg} \rho} \right) \right];$$

$$V_{ш}'' = H_{ш}'' \cdot B_{ш} \cdot L_{ш},$$

где $H_{ш}'$, $H_{ш}''$ – соответственно высота верхней и нижней частей штабеля, м.

Высота всего штабеля

$$H_{ш} = H_c - H_m = 12,6 - 5 = 7,6 \text{ м},$$

где H_c – высота склада, $H_c = 12,6$ м;

H_m – высота части склада, где размещается оборудование, $H_m = 5$ м.

Принимаем

$$H_{ш}' = H_{ш} / 3 = 7,6 / 3 = 2,5 \text{ м}.$$

Ширина штабеля понизу

$$B_{ш} = B_c - 2\delta = 30 - 2 \cdot 0,8 = 28,4 \text{ м}.$$

где B_c – пролет склада, $B_c = 30$ м;

δ – размер сечения сплошных железобетонных колонн для одноэтажных складских зданий с кранами $\delta = 0,8$ м, без кранов $\delta = 0,5$ м.

Ширина штабеля поверху

$$b = B_{ш} - \frac{2H_{ш}'}{\operatorname{tg} \rho} = 28,4 - \frac{2 \cdot 2,5}{0,84} = 22,4 \text{ м}.$$

Длина штабеля определяется из расчетной вместимости склада:

$$L_{ш} = \frac{V_{скл}}{\gamma \cdot H_{ш} \cdot \left(B_{ш} - \frac{H_{ш}}{tg\rho} \right)} = \frac{9000}{0,85 \cdot 7,6 \cdot \left(28,4 - \frac{7,6}{tg40^\circ} \right)} = 72 \text{ м.}$$

Длина крытого склада кратна 12.

$$V_{ш}' = 2,5 \cdot \left[72 \cdot 28,4 - \frac{2,5}{0,84} \left(28,4 + 72 - \frac{4 \cdot 2,5}{3 \cdot 0,84} \right) \right] = 4395 \text{ м}^3.$$

При обслуживании склада ленточными конвейерами отсыпается М-образный штабель. Объем такого штабеля определяют по формуле

$$V_{ш} = \left(\frac{H_{ш}^2}{tg\rho} + b \cdot H_{ш} - \frac{b^2}{4} tg\rho \right) \cdot L_{ш} = \left(\frac{7,6^2}{0,84} + 2 \cdot 7,6 - \frac{4}{4} 0,84 \right) \cdot 72 = 5985 \text{ м}^3.$$

Коэффициент использования вместимости склада

$$K_v = 5985/14823 = 0,4.$$

Таким образом, использование вместимости склада при ленточном конвейере ухудшается и составляет $K_v = 0,4$ возможности использования при мостовом кране.

ЗАДАЧА 1.7.

Расчет силосного склада для минеральных удобрений.

Исходные данные:

- расчетный грузопоток по прибытию $Q_c^n = 200$ т;
- срок хранения груза на складе $t_{xp} = 3$ суток;
- груз хранится в стальных силосах с $D_c = 3,3$ м;
- высота силоса, $H_c = 9$ м,
- объемная масса $\gamma = 0,8$ т/м³ (рисунок 1.8).

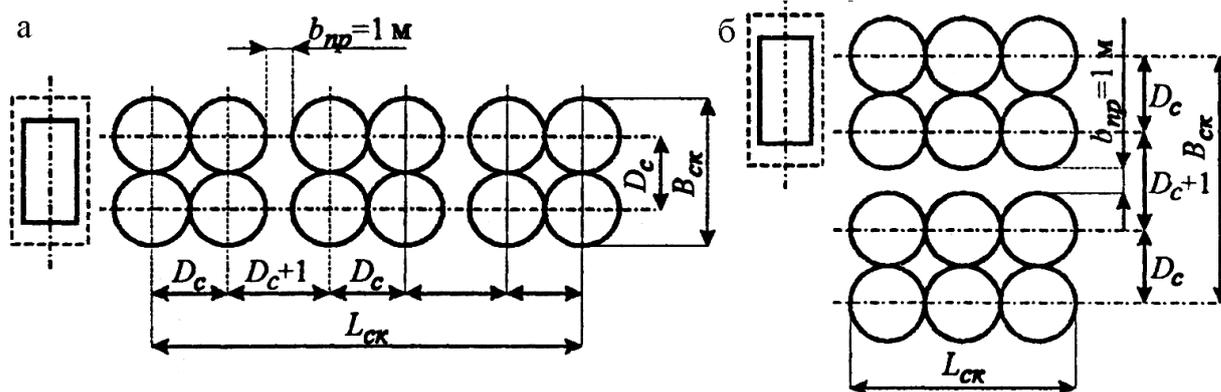


Рисунок 1.8 – Пример компоновки складов из типовых секций силосных корпусов

Решение.

Вместимость силосного склада определяется по формуле

$$V_{скл} = Q_c^n \cdot t_{xp} = 200 \cdot 3 = 600 \text{ т.}$$

Полученное значение вместимости принимаем близким к типовому, т.е.

$$V_{скл} = 1000 \text{ т.}$$

Вместимость одного силоса:

$$l_c = \frac{\pi D^2 H_c \varphi}{4\gamma} = \frac{3,14 \cdot 3,3^2 \cdot 9 \cdot 0,9}{4 \cdot 0,8} = 87 \text{ т.}$$

Количество силосов:

$$n_c = V_{скл} / l_c = 1000 / 87 = 11,5 \cong 12 \text{ силосов.}$$

Силосные склады минеральных удобрений состоят из типовых секций, расположенных в два ряда перпендикулярно оси железнодорожного пути (рисунок 1.8).

Параметры склада по рисунку 1.8, а:

$$L_{скл} = n \cdot D_c + n_{np} \cdot b_{np} = 6 \cdot 3,3 + 2 \cdot 1 = 21,8 \text{ м;}$$

$$B_{скл} = m \cdot D_c = 2 \cdot 3,3 = 6,6 \text{ м;}$$

$$F_{скл} = L_{скл} B_{скл} = 21,8 \cdot 6,6 = 144 \text{ м.}$$

Параметры склада по рисунку 1.8, б:

$$L_{скл} = n \cdot D_c = 3 \cdot 3,3 = 9,9 \text{ м;}$$

$$B_{скл} = m \cdot D_c + n_{np} \cdot b_{np} = 4 \cdot 3,3 + 1 \cdot 1 = 14,2 \text{ м};$$

$$F_{скл} = L_{скл} B_{скл} = 9,9 \cdot 14,2 = 140,6 \text{ м.}$$

ЗАДАЧА 1.8.

Определение числа силосов для хранения цемента.

Исходные данные:

- внутренний диаметр силосов $D_b = 6 \text{ м}$;
- вместимость склада $V_{скл} = 3 \text{ тыс. т}$ цемента при подаче материала в зону хранения с помощью пневмоподъемника ТА-21 ($H_{max} = 25 \text{ м}$), с разгрузкой через донные люки;
- объемная масса цемента $\gamma = 1,3 \text{ т/м}^3$.

Решение.

С учетом необходимости расположения оборудования для горизонтального транспортирования цемента, а также его разгрузки из силоса принимаем высоту хранения:

$$H_{xp} = H_{max} - h_g - h_n,$$

где h_g – потери высоты для расположения оборудования в верхней части силоса для горизонтального транспортирования цемента, $h_g = 1,5 \dots 4 \text{ м}$ (принимаем $h_g = 4 \text{ м}$);

h_n – потери высоты в нижней части силоса для расположения разгрузочного оборудования и цементовозов $h_n = 2,5 \dots 5 \text{ м}$ (принимаем $h_n = 4,8 \text{ м}$).

$$H_{xp} = 25 - 4 - 4,8 = 16,2 \text{ м.}$$

В связи с несущественностью уточненного расчета скорости истечения материала и диаметра выпускного отверстия ориентировочно принимаем диаметр выпускного отверстия $d = 300 \text{ мм}$.

Угол наклона конусной части днища силоса

$$\alpha = \rho + (5 \dots 10)^\circ,$$

где ρ – угол естественного откоса цемента, $\rho = 40^\circ$.

$$\alpha = 40 + 5 = 45^\circ.$$

Для обеспечения хороших условий истечения принимаем $\alpha = 55^\circ$.

Высота конусной части силоса

$$h_1 = \frac{D_{\delta} - d}{2} \operatorname{tg} \alpha = \frac{6 - 0,3}{2} \operatorname{tg} 55^\circ = 4,1 \text{ м},$$

тогда высота цилиндрической части силоса

$$h_2 = H_{xp} - h_1 = 16,2 - 4,1 = 12,1 \text{ м}.$$

Вместимость одного силоса определяем по формуле из табл. 4.1 для силосного бункера

$$\begin{aligned} V_m &= \frac{\pi \cdot h_1}{12} (D_{\delta}^2 + D_{\delta} \cdot d + d^2) + \frac{\pi \cdot D_{\delta}^2 \cdot h_2}{4} = \\ &= \frac{3,14 \cdot 4,1}{12} (6^2 + 6 \cdot 0,3 + 0,3^2) + \frac{3,14 \cdot 6^2 \cdot 12,1}{4} = 382,6 \text{ м}^2. \end{aligned}$$

ЗАДАЧА 1.9.

Расчет основных параметров пневморазгрузочной установки всасывающего действия.

Исходные данные:

установка всасывающего действия для разгрузки цемента из крытых вагонов (рис. 4.9) производительностью $\Pi = 50$ т/ч при длине горизонтального транспортирования 12 м и высоте подъема 4 м.

Решение.

Эквивалентная длина транспортирования

$$L_{np} = l_2 + h + l_{\text{эк}},$$

где l_2 – длина горизонтальных участков трубопроводов, $l_2 = 12$ м;

h – высота подъема, $h = 4$ м;

$l_{\text{эк}}$ – сумма длин, эквивалентных коленам трубопровода (эквивалентная длина одного колена составляет 4...10 м в соответствии с заданной схемой, принимаем $l_{\text{эк}} = 18$ м).

$$L_{np} = 12 + 4 + 18 = 34 \text{ м}.$$

Скорость движения воздуха на начальном, участке трубопровода, где грузу сообщается рабочая скорость

$$V_{\epsilon} = \alpha \sqrt{\gamma_{\text{ц}}},$$

где α – коэффициент, учитывающий крупность частиц груза (для пылевидных грузов $\alpha = 10 \dots 16$);

$\gamma_{\text{ц}}$ – удельная масса цемента, $\gamma_{\text{ц}} = 3,0 \text{ т/м}^3$;

$$V_{\epsilon} = 12 \sqrt{3,0} = 20,8 \text{ м/с.}$$

Концентрация воздушно-цементной смеси по массе зависит от диаметра трубопровода, давления воздуха и приведенной длины транспортирования. Для расчета принимаем концентрацию смеси по массе $\mu = 50 \text{ кг цемента/кг воздуха}$.

Потребный расход воздуха

$$Q_{\epsilon} = \frac{\Pi}{3,6 \cdot \mu \cdot \gamma_{\epsilon}} = \frac{50}{3,6 \cdot 50 \cdot 1,2} = 0,23 \text{ м}^3/\text{с} \text{ или } 13,8 \text{ м}^3/\text{мин.}$$

Внутренний диаметр трубопровода:

$$d_m = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_{\epsilon}}{\pi \cdot V_{\epsilon}}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 0,23}{3,14 \cdot 20,8}} = 0,118 \text{ м,}$$

принимаем $d_m = 125 \text{ мм}$.

Давление воздуха в трубопроводе:

$$P_m = 10^5 \sqrt{1 - \frac{\beta \cdot \mu \cdot L_{np} \cdot V_{\epsilon}^2}{d_m}} - P_n,$$

где β – опытный коэффициент, $\beta = 1,5 \cdot 10^7$;

P_n – давление столба смеси воздуха с цементом на единицу площади поперечного сечения трубы, Па;

$$P_n = 9,81 \cdot l_{\epsilon}' \cdot \gamma_{\epsilon}' \cdot \mu,$$

где γ_{ϵ}' – средняя удельная масса воздуха на участке подъема, $\gamma_{\epsilon}' = 0,9 \text{ кг/м}^3$;

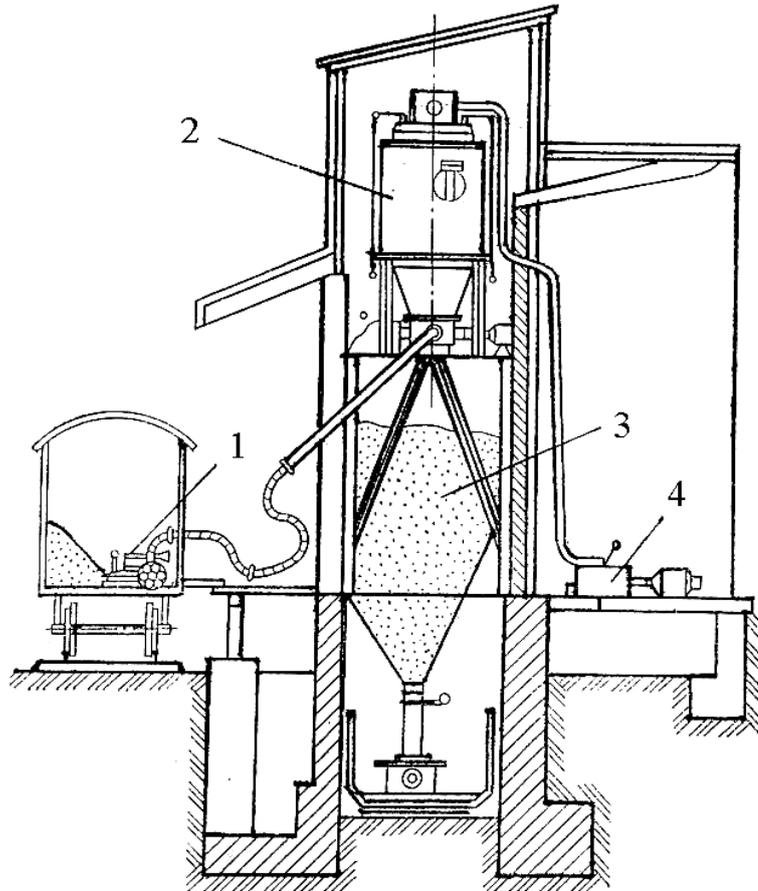


Рисунок 1.9. Схема установки всасывающего действия для разгрузки цемента из крытых вагонов: 1 – заборное устройство; 2 – осадительная камера; 3 – приемное устройство; 4 – вакуум-насос

$$P_m = 10^5 \sqrt{1 - \frac{1,5 \cdot 10^7 \cdot 50 \cdot 34 \cdot 20,82^2}{0,125}} - 9,81 \cdot 4 \cdot 0,9 \cdot 50 = 0,33 \cdot 10^5 \text{ Па.}$$

Давление в воздуходувной машине:

$$P_m = P_p \cdot \alpha,$$

где α – коэффициент потерь в осадительной камере, $\alpha = 1,15 \dots 1,25$;

P_p – рабочее давление (разрежение) воздуха в конечной точке трубопровода.

Мощность двигателя воздуходувной машины:

$$N = \frac{L_m \cdot Q_v}{60 \cdot 1000 \cdot \eta} = \frac{35000 \cdot 13,8}{60 \cdot 1000 \cdot 0,6} = 13,2 \text{ кВт,}$$

где L_m – теоретическая работа воздуходувной машины, отнесенная к 1 м^3 засасываемого воздуха при изотермическом сжатии, $L_m = 27000, 35000, 41000, 47000 \text{ Н}\cdot\text{м}/\text{м}^3$; при P_m соответственно $0,9\cdot 10^5; 0,8\cdot 10^5; 0,7\cdot 10^5; 0,6\cdot 10^5 \text{ Па}$;

$Q_в$ – расход воздуха, $Q_в = 13,8 \text{ Н}\cdot\text{м}^3/\text{мин}$;

η – коэффициент полезного действия (общий) воздуходувной машины, $\eta = 0,6$.

2 РАСЧЕТЫ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ И ОСНОВЫ РАЦИОНАЛЬНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ПРИ ПЕРЕГРУЗКЕ НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ

При выборе машин одним из наиболее важных показателей является их производительность. Знание производительности конкретных машин необходимо при оперативном и перспективном (годовом) планировании использования техники, анализе эффективности работы машин, сопоставлении различных вариантов механизации; распределении техники по объектам, комплектовании механизированных звеньев и отрядов, а также поощрении операторов и вспомогательного персонала за своевременное и качественное выполнение работ.

Производительность машины определяется количеством продукции в натуральных единицах (м^3 , т и т.д.), выработанным за определенное время (час, смену, месяц, год). Различают расчетную производительность, определяемую аналитически, и фактическую, получаемую из отчетных данных. В зависимости от степени учета условий эксплуатации расчетная производительность подразделяется на конструктивную, техническую и эксплуатационную.

Конструктивная производительность определяется на этапе прогнозирования и задается, как правило, при формировании технического задания на проектирование, обуславливая выбор параметров и характеристик машины. Это максимально возможная (теоретическая) производительность

при непрерывной работе машины в течение фиксированного промежутка времени.

Техническая производительность - это наивысшая производительность машины за 1 ч непрерывной работы, которая может быть достигнута в конкретных условиях при наиболее совершенной организации процесса рабочими, полностью овладевшими передовыми приемами и методами управления машиной, ее обслуживания и выполнения всех связанных с работой машины операций. Техническую производительность находят на основании производственных испытаний, по паспортным данным или расчетом.

Эксплуатационная производительность – это производительность, которая может быть достигнута при реальных режимах использования машин по времени, обусловленных простоями, связанными с плохой организацией работ, технологическими перерывами, невозможностью выполнения работ по метеоусловиям и конструктивно-техническим причинам (неплановое приведение машин в работоспособное состояние, низкая квалификация машиниста-оператора и др.

Эксплуатационную производительность определяют на основе утвержденных норм выработки. С помощью указанных норм устанавливают число работ, которое должно быть выполнено данной машиной в определенных заданных условиях производства в единицу времени, или норму времени работы машины на единицу объема работ.

В зависимости от отрезка времени, на который рассчитывается эксплуатационная производительность, различают часовую, среднечасовую, среднесменную и среднегодовую эксплуатационные производительности машин.

ЗАДАЧА 2.1.

Определить допустимые изменения требований к производительности и количеству автопогрузчиков, используемых при погрузке сыпучих грузов в

автомобили, в связи с применением ковшового захвата нового типа (рисунок 2.1).

Исходные данные:

- коэффициенты использования технических возможностей погрузчика с ковшом первого типа (рисунок 1.1, а) $K_{ит1} = 0,3$, второго типа (рисунок 1.1, в) $K_{ит2} = 0,5$;
- продолжительность захвата груза $t_{з1} = 5$ с, $t_{з2} = 10$ с;
- соответствующие значения коэффициентов готовности парка машин $K_{гп1} = 0,8$, $K_{гп2} = 0,7$;
- остальные условия эксплуатации принять неизменными и соответствии с характеристиками, использованными при решении.

Решение.

Эксплуатационная производительность погрузочно-разгрузочных машин периодического действия составит

$$P_{э} = \frac{3600}{t_{з} + t_{у} + \sum_{i=1}^{n-2} t_i} \cdot \frac{Q_n \cdot K_{ит} \cdot K_{ив}}{K_{и\text{ нер}} \cdot K_{ин}}$$

где Q_n – характеристика номинальных возможностей машины выполнять свое назначение по паспорту (грузоподъемность, вместимость ковша, штук единиц груза в пакете и т. д.), $Q_n = 3,2$ т;

n – число элементов (операций) в структуре цикла работы машины с заданными условиями, шт.;

t_i – длительность выполнения каждого из элементов, с;

$t_{з}$ и $t_{у}$ – длительность операций по захвату груза и его укладке, с.

В соответствии с условием задачи принимаем $t_{у} + \sum_{i=1}^n t_i = 80$ с;

$K_{ит}$ – коэффициент использования номинальных (технических) возможностей машины выполнять свое назначение, определяемый возможностями грузозахватного устройства в заданных условиях эксплуатации (использования крана – по грузоподъемности, емкости ковша – по коэффициенту фактического наполнения ковша и т. д.), $K_{ит1} = 0,3$; $K_{ит2} = 0,5$;

$K_{ив}$ – коэффициент использования рабочего времени в связи с наличием

обязательных технологических перерывов (на подготовку машины к работе, на внутрисменный осмотр и обслуживание, в связи с подачей и уборкой вагонов, сменой автотранспорта и т. д.). Принимаем $K_{ив1,2} = 0,9$;

$K_{и нер}$ – коэффициент, учитывающий различия в длительности технологических перерывов в связи с неравномерностью поступления груза, автомобилей и вагонов в местах производства работ, а также в связи с влиянием любых других, сказывающихся на неравномерности использования машин, случайных факторов, кроме характеристик надежности. Принимаем $K_{и нер} = 1$;

$K_{ин}$ – коэффициент, учитывающий влияние характеристик надежности на требования к производительности машин, в частности необходимость компенсации части связанных с отказами потерь рабочего времени резервированием производительности,

$$K_{ин} = \frac{1 + \alpha(1 - K_{гп})}{K_{гп}},$$

где α — коэффициент, учитывающий возможность частичного устранения и предупреждения отказов в межсменные и другие нерабочие (например, в период ТО) промежутки времени. При непрерывной работе $t_p > 18$ ч/сут, $\alpha = 1$; При $t_p = (8 \dots 18)$ ч/сут, $\alpha = 0,7 \dots 1$. Принимаем $\alpha = 0,85$.

Тогда

$$K_{ин1} = 1 + 0,85(1 - 0,8)/0,8 = 1,21.$$

$$K_{ин2} = 1 + 0,85(1 - 0,7)/0,7 = 1,36.$$

Производительность машин до использования нового оборудования составит

$$П_{э1} = \frac{3600}{5 + 80} \cdot 3,2 \cdot 0,3 \cdot 0,9 \frac{1}{1,1 \cdot 1,21} = 27,5 \frac{т}{ч}$$

Новое значение эксплуатационной производительности автопогрузчиков при выполнении тех же работ составит

$$П_{э2} = П_{э1} \frac{t_{з1} + t_y + \sum_1^i t_i}{t_{з2} + t_y + \sum_1^i t_i} \cdot \frac{K_{ит2}}{K_{ит1}} \cdot \frac{K_{ин1}}{K_{ин2}} = 27,5 \frac{5 + 80}{10 + 80} \cdot \frac{0,5}{0,3} \cdot \frac{1,21}{1,36} = 38,5 \frac{т}{ч}$$

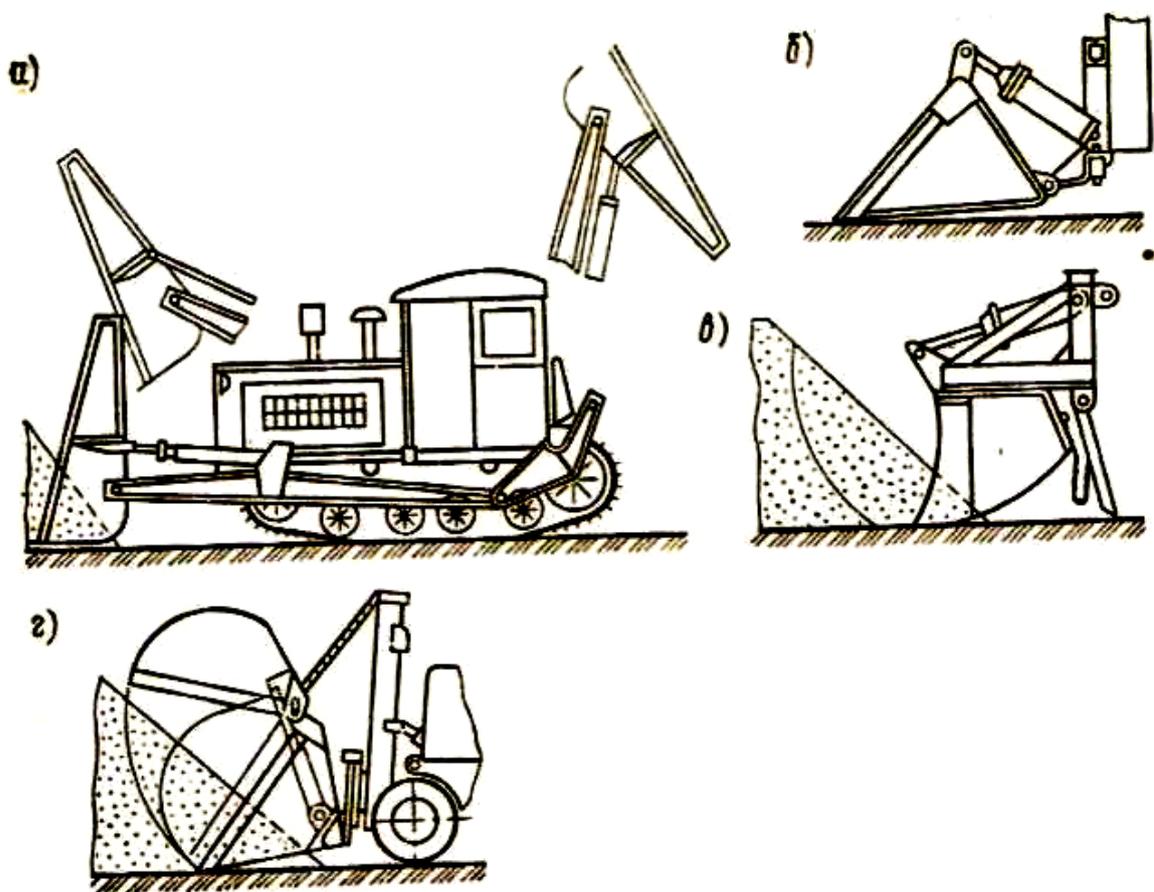


Рисунок 2.1 – Ковшовые захваты для сыпучих грузов:

а – опрокидывающийся; б – с нижним центром поворота; в – с верхним центром поворота; г – двух челюстной поворотный

Допустимое для выбора погрузчика с новым оборудованием увеличение уровня требований по производительности

$$P_{э2}/P_{э1}=38,5/27,5=1,4 \text{ раза.}$$

Вывод: В результате проведенных расчетов доказано, что потребное количество приобретаемых автопогрузчиков сократится в 1,4 раза от численности эксплуатируемого парка.

ЗАДАЧА 2.2.

Рассчитать целесообразность приобретения второго элеваторного разгрузчика для сыпучих минеральных строительных материалов (рисунок 2.2) изменения нормы простоя вагонов при переходе на маршрутный способ доставки.

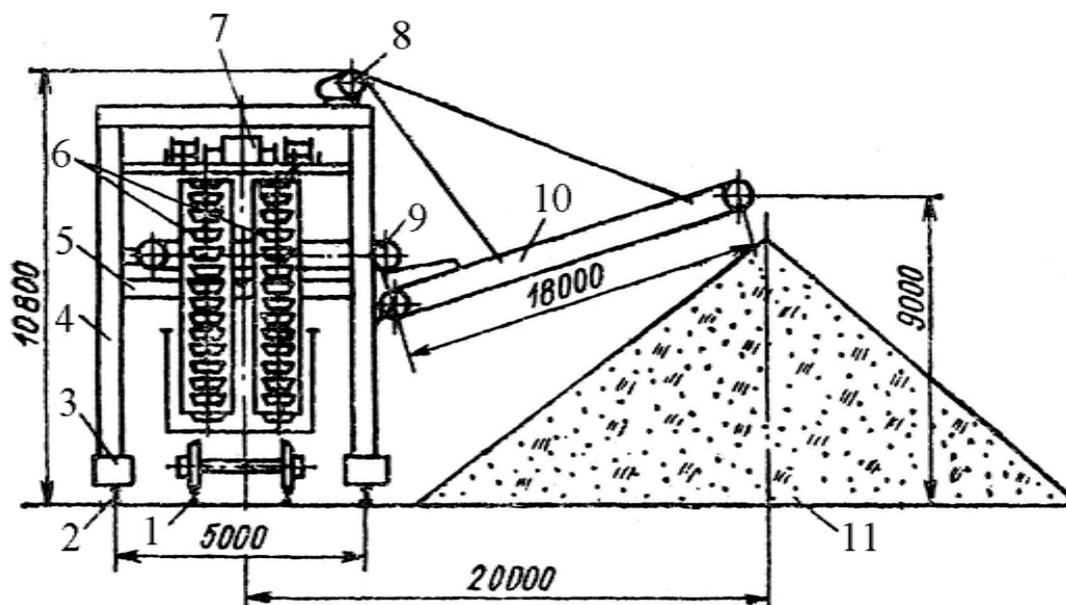


Рисунок 2.2 – Ковшово-элеваторный разгрузчик для выгрузки сыпучих грузов из полувагонов и разгрузки платформ:

- 1 – подъездной железнодорожный путь; 2 – рельсовый путь для портала;
- 3 – привод передвижения портала; 4 – металлоконструкция портала;
- 5 – подъемная платформа; 6 – ковшовые элеваторы; 7 – привод подъема платформы;
- 8 – механизм изменения угла наклона отвального конвейера;
- 9 – поперечный ленточный конвейер; 10 – отвальный конвейер;
- 11 – подштабельное покрытие

Исходные данные:

- объем работ $n_c = 30$ вагонов/сут;
- существующая норма длительности простоя $t_n = 3$ ч;
- значение коэффициентов учета влияния неравномерности поступления грузов $K_{ин1} = 1,1$; $K_{ин2} = 1,8$;

- скорость элеваторной цепи $V_H = 0,8$ м/с;
- вместимость ковша одного ряда $q_k = 40$ л;
- элеватор двухрядный, шаг ковшей $a=320$ мм;
- коэффициенты наполнения ковшей $\varphi = 0,75$;
- использования разгрузчика по времени $K_{ИВ} = 0,9$;
- влияния характеристик надежности $K_{ИН} = 1,2$.

Решение.

Производительность погрузочно-разгрузочных машин непрерывного действия составит

$$P_{\text{э}} = 3600 \cdot V_H \cdot F_H \cdot K_{\text{ИТ}} \cdot \frac{\varphi \cdot K_{\text{ИВ}}}{K_{\text{И нер}} \cdot K_{\text{ИН}}}$$

где V_H – паспортная характеристика скорости непрерывного потока перемещаемого машиной груза в единицах длины потока в секунду, $V_H = 0,8$ м/с;

F_H – характеристика номинальных возможностей погрузочно-разгрузочной машины выполнять свое назначение по реализации (захвату, транспортированию и укладке) непрерывного потока грузов (м^2 , шт/м, кг/м, л/м).

$$F_H = \frac{2 \cdot q_k}{a} = \frac{2 \cdot 40}{320} = 0,25 \text{ м}^2.$$

$K_{\text{ИТ}}$ – коэффициент использования номинальных технических возможностей машины выполнять свое назначение, в свою очередь определяемый возможностями заборного органа в заданных условиях эксплуатации (коэффициент заполнения ковшей элеватора, межскребкового пространства скребкового и межвиткового пространства винтового конвейеров, коэффициент заполнения расчетной площади ленточного конвейера при подаче груза из бункера и т. д.). В рассматриваемом случае $K_{\text{ИТ}} = \varphi = 0,75$.

В результате получаем

$$P_{\text{э1}} = 3600 \cdot 0,8 \cdot 0,25 \cdot \frac{0,75 \cdot 0,9}{1,1 \cdot 1,2} = 368,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Рост внутрисменных потерь времени в связи с увеличением неравномерности приведет к падению средней эксплуатационной производительности

$$P_{\text{э}2} = \frac{P_{\text{э}1} \cdot K_{\text{и нер}1}}{K_{\text{и нер}2}} = \frac{368,2 \cdot 1,1}{1,8} = 225 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Увеличение потребности в численности парка машин составит

$$n = \frac{P_{\text{э}1}}{P_{\text{э}2}} = \frac{368,2}{225} = 1,64 \text{ (принимаем } n=2)$$

Значение длительности простоя вагонов и соответствующее снижение эффективности средств механизации при сохранении численности машин и уровня потерь на маневры

$$t_{\text{п}2} = t_{\text{п}1} \cdot n = 3 \cdot 1,64 = 4,9 \text{ ч}.$$

$$\Delta \text{Э} = 365 \cdot n_{\text{с}} \cdot (t_{\text{п}2} - t_{\text{п}1}) \cdot C_{\text{вч}},$$

где $C_{\text{вч}}$ — стоимость простоя 1 вагоно-ч. Принимаем $C_{\text{вч}} = 15,45$ руб/ч.

После подстановки получаем

$$\Delta \text{Э} = 365 \cdot 30 \cdot (4,9 - 3) \cdot 15,45 = 321437,25 \text{ руб/год}.$$

При сроке окупаемости дополнительных капитальных затрат $\tau_{\text{н}} = 8$ лет допустимая стоимость приобретения второго разгрузчика составит

$$\Delta K_{\text{доп}} = \Delta \text{Э} \cdot \tau_{\text{н}} = 321437,25 \cdot 8 = 2571498 \text{ руб}.$$

что существенно выше стоимости одного разгрузчика (1500 000 руб.).

Вывод: Таким образом, приобретение второго разгрузчика целесообразно. Норму простоя увеличивать не требуется.

ЗАДАЧА 2.3.

Для условий задачи 2.2 при снижении уровня надежности разгрузчика определить ожидаемую эффективность от сокращения длительности простоя вагонов при замене ковшово-элеваторного разгрузчика стационарной наклоняемой платформой (рисунок 2.3) с увеличением затрат машинного времени на 15 %.

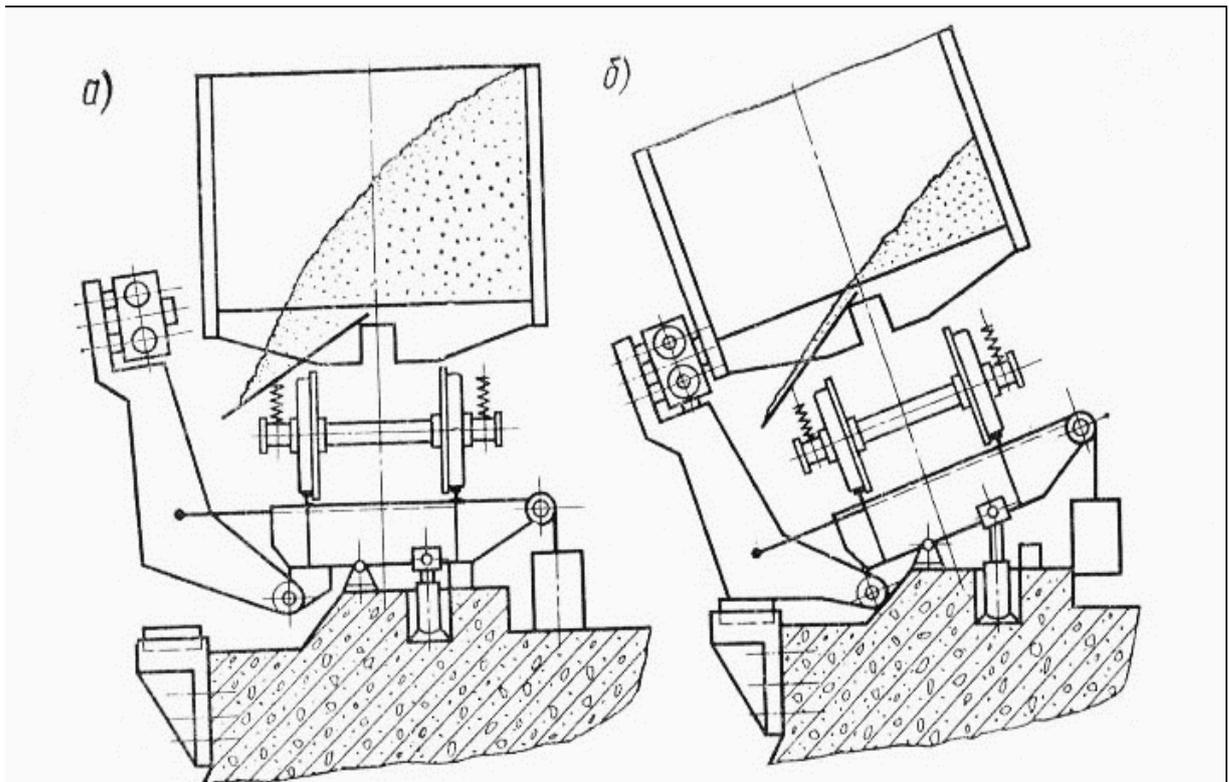


Рисунок 2.3 – Стационарная наклоняемая платформа в горизонтальном (а) и наклонном (б) положении

Дополнительные исходные данные:

- вероятность безотказной работы одного привода в процессе разгрузки одного вагона для каждого из средств механизации в рассматриваемых условиях одинакова и равна $\gamma_i=0,9$; среднестатистическое значение длительности устранения одного отказа $t_0=0,2$ ч; длительность разгрузки одного вагона при работе разгрузчика $t_i=7$ мин.

Решение.

Затраты машинного времени на разгрузку суточного объема прибытия составят

$$t_{m_i} = \frac{n_c \cdot t_i}{60}.$$

$$t_{m_1} = \frac{30 \cdot 7}{60} = 3,5 \frac{\text{ч}}{\text{сут}}.$$

$$t_{m_2} = 1,15 \cdot t_{m_1} = 1,15 \cdot 3,5 = 4 \frac{\text{ч}}{\text{сут}}.$$

Ожидаемая вероятность безотказной работы

$$P_{\Pi} = \gamma_i^n,$$

для машины непрерывного действия, имеющей 5 узлов (приводов),

$$P_1 = 0,9^5 = 0,59.$$

для наклоняемой платформы, имеющей 2 узла (привода),

$$P_1 = 0,9^2 = 0,81.$$

Ожидаемые затраты времени на устранение отказов в процессе разгрузки суточного объема работ в одной подаче будут равны

$$t_{\text{в}} = n_c \cdot (1 - P_{\Pi}) \cdot t_o.$$

$$t_{\text{в}} = 30 \cdot (1 - 0,59) \cdot 0,2 = 2,46 \text{ ч.}$$

$$t_{\text{в}} = 30 \cdot (1 - 0,81) \cdot 0,2 = 1,14 \text{ ч.}$$

Ожидаемая экономия составит

$$\mathcal{E} = \frac{365 \cdot n_c \cdot C_{\text{в.ч}}}{z \cdot [(t_{m_1} - t_{m_2}) + (t_{\text{в}1} - t_{\text{в}2})]}.$$

где n_c – объем суточного поступления вагонов;

z – число подач в сутки. При $z = 1$, а $C_{\text{в.ч}} = 15,45$ руб/вагоно-ч .

Ожидаемая экономия составит

$$\mathcal{E} = \frac{365 \cdot 30 \cdot 15,45}{1 \cdot [(3,5 - 4) + (2,46 - 1,14)]} = 13353,66 \frac{\text{руб}}{\text{год}}.$$

Коэффициент готовности парка рассчитываем по формуле

$$K_{\text{г.п.}i} = \frac{t_{\text{м}}}{t_{\text{м}i} + t_{\text{в}i}}.$$

$$K_{\text{г.п.}1} = \frac{3,5}{3,5 + 2,46} = 0,59.$$

$$K_{\text{г.п.}2} = \frac{4}{4 + 1,14} = 0,78.$$

Вывод: Несмотря на увеличение затрат машинного времени, средняя производительность более простой и надежной наклоняемой платформы оказалась выше, в результате получена приведенная экономия погрузочных

ресурсов стоимостью 13353,66 руб./год, на 0,19 возросло значение коэффициента готовности парка.

3 РАСЧЕТЫ ЗАВИСИМОСТИ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ОТ МАССЫ НАСЫПНОГО ГРУЗА В ЗАХВАТЕ

Удельный вес сыпучих (насыпных) грузов в годовом грузообороте предприятия определяется характером производства. На промышленных предприятиях в основном складывается и транспортируется руда, уголь, глина, песок, формовочная земля и т.д.

Физико-механические свойства сыпучих грузов оказывают существенное влияние на операции перемещения, захвата и перегрузки. Крупность и однородность грузов учитывается при назначении ширины рабочих органов перегрузочных устройств, пересыпных лотков, размеров выходных отверстий бункеров.

Масса груза учитывается при определении нагрузок на рабочие органы машин и их производительности. Увеличение количества, перемещаемого за один цикл груза, для машин периодического действия при прочих равных параметрах ведет к пропорциональному росту производительности машины. При перегрузке сыпучих грузов решающим фактором увеличения массы груза является зачерпывающая способность грузозахватных устройств. То есть необходимо постоянно стремиться к увеличению перемещаемой за один цикл массы сыпучего груза.

ЗАДАЧА 3.1.

Определить производительность стрелового грейферного крана при работе в зимнее время в условиях перехода на использование канатного виброгрейфера емкостью 2,5 м³ при зачерпывании смерзшегося угля.

Исходные данные:

- результаты испытаний вибрационных грейферов представлены в таблице 3.1;

- производительность крана при работе в летний период $P_{Эл} = 100$ т/ч.

Решение.

Производительность крана при работе в зимнее время составит

$$P_{Эз} = P_{Эл} \frac{q_{в} \cdot T_{цл}}{q_{л} \cdot T_{цз}},$$

где $q_{л}$ и $q_{в}$ – количество зачерпываемого груза соответственно неуплотненного и уплотненного при использовании вибраторов. По данным таблицы 2.1 $q_{л} = 2,55$ т, $q_{в} = 1,7$ т;

$T_{цл}$ и $T_{цз}$ – продолжительности цикла работы крана соответственно в летнее и зимнее время. При прочих равных условиях считаем

$$T_{цз} = 1,1T_{цл}.$$

Производительность крана составит

$$P_{Эз} = 100 \frac{1,7}{2,55 \cdot 1,1} = 60,6 \frac{\text{т}}{\text{ч}}.$$

Вывод: Расчетами установлено, что при перегрузке сыпучих грузов решающим фактором влияющим на производительность является зачерпывающая способность грузозахватных устройств. Определена производительность крана при работе на смерзшемся грузе в зимний период. Установлено, что производительность работ перегрузочной техники при прочих равных условиях снижается на 40%.

Результаты эксплуатационных испытаний вибрационных грейферов

Тип грейфера и его краткая характеристика	Количество зачерпываемого материала, т			Коэффициент заполнения			Энергоемкость процесса, кВт*ч		
	Неуплотненный груз q_n $\gamma=1,6 \text{ т/м}^3$	Труднозачерпываемый груз		Неуплотненный груз $(\gamma=1,6)$	Труднозачерпываемый груз		Неуплотненный груз $(\gamma=1,6)$	Труднозачерпываемый груз	
		без вибрации	с вибрацией		без вибрации	с вибрацией		без вибрации	с вибрацией
Винтовой емкостью 2,0 м ³ и массой 2,5 т	2,6	1,3—1,4 *1	2,1 *1	0,75...0,9	0,48	0,75	15...20	20	25
			2,7 *2	0,75...0,9	0,45	0,75	15...20	18...20	23...25
Электрогидравлический емкостью 2,0 м ³ и массой 2,5 т	2,6	0,9 *3	1,7 *3	0,8	0,45	0,85	10...14	10...13	17...19
		1,5 *4	2,5 *4	0,8	0,45	0,8...0,85	10...14	13...14	
Канатный емкостью 2,5 м ³ и массой 2,7 т (уголь $\gamma=1,02 \text{ т/м}^3$)	2,55	Не зачерпывался (смерзшийся уголь $\gamma=0,85 \text{ т/м}^3$)	1,7...1,9	0,9...1,0		0,8...0,9	7...9		15...17
Электрогидравлический ГЭГ емкостью 1,5 м ³ и массой 2,3 т	2,1	1,3...1,4 (гравий $\gamma=1,6 \text{ т/м}^3$)	2,1	0,83	0,5...0,55	0,83	10...13	13	20

*1 Глина — $\gamma = 1,4 \text{ т/м}^3$, $C = 20$.*2 Песок — $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$, $C = 20$.*3 Смерзшийся уголь — $\gamma = 0,9 \text{ т/м}^3$, $C = 50...60$.*4 Смерзшийся песок — $\gamma = 1,8 \text{ т/м}^3$, $C = 30$.

ЗАДАЧА 3.2.

Определить сопротивление и возможную глубину внедрения ковша в штабель, а также производительность одноковшового погрузчика на погрузке угля. Рассчитать возможное увеличение производительности при переходе на работу с двухчелюстным поворотным ковшом.

Исходные данные:

- длительности цикла работы погрузчика $T_{ц} = 60$ с;
- объемная масса угля $\gamma = 0,9$ т/м³;
- масса погрузчика $M_n = 2,3$ т;
- ширина ковша $B = 1,3$ м;
- максимальная скорость движения $V_{max} = 1,5$ м/с
- давление ведущих колес погрузчика на площадку $G_{цл} = 11$ кН.

Решение.

Сопротивление внедрению ковша в груз

$$W_o = k \cdot k_1 \cdot B \cdot x + 0,5 \cdot k_2 \cdot B \cdot x^2 \cdot \gamma \cdot g \cdot \mu (1 + \sin^2 \varphi) \cdot \tan \varphi + N \cdot k_3 \cdot \mu_1,$$

где k – коэффициент, зависящий от рода сыпучего груза. Для песка и мелкого угля $k = 3,2 \dots 5,0$, принимаем $k = 4,5$;

k_1 – коэффициент, учитывающий сопротивление на передних кромках вертикальных стенок ковша: $k_1 = 1,1 \dots 1,2$. Принимаем $k_1 = 1,2$;

B – ширина ковша: $B = 1,3$ м;

x – глубина горизонтального внедрения, м;

k_2 – коэффициент, учитывающий сопротивление от трения на боковых стенках, $k_2 = 1,05 \dots 1,1$, принимаем $k_2 = 1,1$;

γ — объемная масса груза, равная $0,9$ т/м³;

g — ускорение силы тяжести, равное $9,8$ м/с²;

μ – коэффициент трения между ковшом и грузом. Принимаем $\mu = 0,3$;

φ – угол естественного откоса: $\varphi = 45^\circ$;

N – давление ковша на основание штабеля;

k_3 – опорный коэффициент. Практически $k_3 = 0 \dots 0,4$, принимаем

$$k_3 = 0;$$

μ_1 – коэффициент трения между днищем ковша и основанием штабеля,

$$\mu_1 = \mu .$$

$$W_o = 4,5 \cdot 1,2 \cdot 1,3 \cdot 1 + 0,5 \cdot 1,1 \cdot 1,3 \cdot 1^2 \cdot 0,9 \cdot 9,81 \times \\ \times 0,3(1 + \sin^2 45^\circ) \cdot \tan 45^\circ = 9,865 \text{ кН} .$$

На рисунке 3.1, а приведена зависимость $W(x)$.

Запас кинетической энергии погрузчика при движении с максимальной скоростью составит

$$A_k = \frac{M_{\text{п}} \cdot V_{\text{max}}^2}{2} = \frac{2,3 \cdot 1,5^2}{2} = 2,58 \text{ кН} \cdot \text{м} .$$

На уровне $A_k = \frac{M_{\text{п}} \cdot V^2}{2} = 2,58 \text{ кН} \cdot \text{м}$ графика (рисунок 3.1, б) показана горизонтальная линия, соответствующая запасу кинетической энергии погрузчика перед внедрением.

Работа силы тяги погрузчика в процессе внедрения при ее максимальном значении составит

$$F_T^{\text{max}} = G_{\text{сц}} \cdot \psi .$$

$$A_T = (G_{\text{сц}} \cdot \psi - M_{\text{п}} \cdot g \cdot \omega)x ,$$

где $G_{\text{сц}}$ – давление ведущих колес погрузчика на площадку, $G_{\text{сц}} = 11 \text{ кН}$;

ψ – коэффициент сцепления погрузчика с площадкой, $\psi = 0,5$;

ω – коэффициент сопротивления движению погрузчика, $\omega = 0,03$.

$$A_T = (11 \cdot 0,5 - 2,3 \cdot 9,8 \cdot 0,03)x = 4,8x .$$

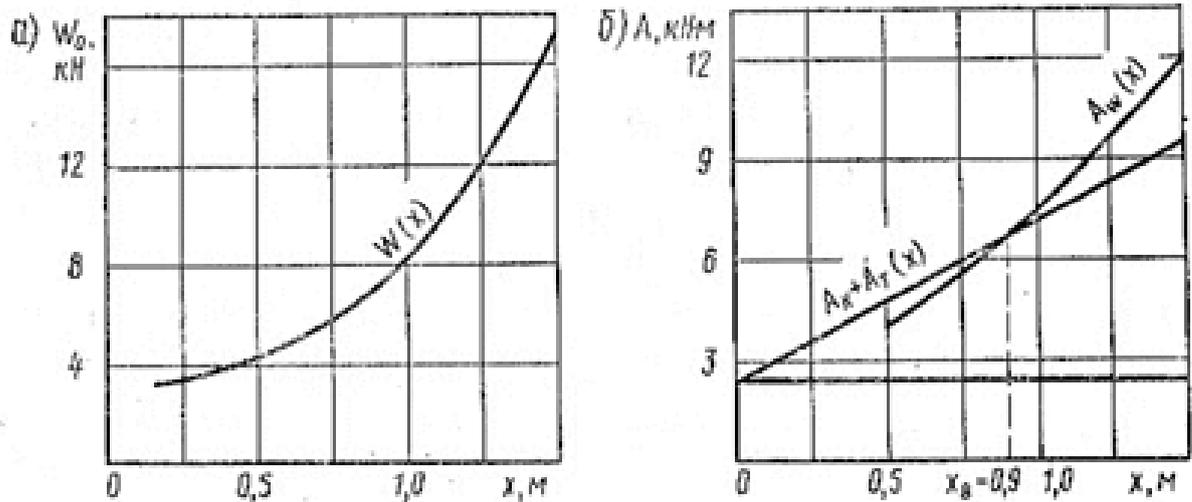


Рисунок 3.1 – Зависимость сопротивления внедрению ковша от глубины (а); изменение необходимых затрат энергии по мере внедрения ковша в грунт (б)

На графике (рисунок 3,1, б) приведена зависимость суммы энергии от глубины внедрения

$$A_k + A_T(x).$$

Работа по преодолению сил сопротивления внедрению составит

$$A_w = \int_0^x W dx.$$

На графике (рисунок 3.1, б) ее изменение по мере роста глубины внедрения показано штриховой вертикальной линией.

Глубина внедрения определяется абсциссой точки пересечения $A_w(x)$ и $A_k + A_T(x)$.

Эта точка и будет соответствовать фактической глубине внедрения ковша погрузчика в штабель

$$x = 0,9 \text{ м.}$$

Количество зачерпнутого груза при однократном внедрении составит

$$q_{\Gamma}^{max} = 0,5B \cdot \gamma \cdot x^2 \cdot \tan \varphi \cdot K_o,$$

где K_o –коэффициент, учитывающий осыпание груза в процессе поворота

ковша, $K_o = 0,85$.

$$q_{\Gamma}^{max} = 0,5 \cdot 1,3 \cdot 0,9 \cdot 0,9^2 \cdot \tan 45^{\circ} \cdot 0,85 = 0,4 \text{ т.}$$

Производительность погрузчика будет равна

$$П_{э} = \frac{3600 \cdot q_{\Gamma}^{max} \cdot K_{и} \cdot K_{в}}{T_{ц}}$$

где $K_{и}$ – коэффициент использования максимальной зачерпывающей способности погрузчика. Принимаем $q_{\Gamma}^{max} = 0,8$;

$K_{в}$ – коэффициент использования погрузчика по времени. Принимаем $K_{в} = 0,9$;

$$П_{э} = \frac{3600 \cdot 0,4 \cdot 0,8 \cdot 0,9}{60} = 17,3 \frac{\text{т}}{\text{ч}}$$

При переходе к использованию двухчелюстного поворотного ковша площадь зоны зачерпывания и количество зачерпываемого груза возрастают в 1,3–1,5 раза:

$$q_{\Gamma}^{max} = 1,4 q_{\Gamma}^{max} .$$

$$П_{э} = 1,4 П_{э} = 1,4 \cdot 17,3 = 24,2 \text{ т/ч.}$$

Вывод.

В результате расчетов установлены сопротивление ($W_o = 9,865 \text{ кН}$) и возможная глубина внедрения ковша в штабель ($x = 0,9 \text{ м}$). Доказано, что при переходе к использованию двухчелюстного поворотного ковша производительность техники возрастает на 40% до 24,2 т/ч.

4 РАСЧЕТЫ ХАРАКТЕРИСТИК УСТРОЙСТВ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ МЕХАНИЗАЦИИ ПОГРУЗОЧНО-РАЗГРУЗОЧНЫХ РАБОТ С СЫПУЧИМИ ГРУЗАМИ

Для механизации работ на складах погрузки и разгрузки вагонов широко используются устройства непрерывного действия: конвейеры, элеваторы, разгрузчики. Они отличаются высокой производительностью, ритмичностью,

сравнительно малой энергоемкостью. Чаще всего используются для транспортировки сыпучих и штучных грузов.

Ниже рассмотрены примеры расчета основных параметров указанной техники с учетом специфики их использования в технологических и схемах для механизации операций транспортирования сыпучих и штучных грузов.

ЗАДАЧА 4.1.

Определить скорость движения картофеля в месте разгрузки и фактическую производительность короткого наклонного ленточного конвейера.

Исходные данные:

- производительность 100 т/ч;
- скорость ленты 2 м/с;
- угол наклона конвейера 18° ;
- длина конвейера 5 м.

Решение.

Ускорение разгона при подъеме

$$a_p = g(\mu \cos \beta - \sin \beta),$$

где μ – коэффициент трения груза по ленте или груза по грузу (принимается меньшее значение). Для картофеля принимаем коэффициент трения груза по грузу, равный 0,36;

g – ускорение силы тяжести;

β – угол наклона конвейера, $\beta = 18^\circ$,

$$a_p = 9,81(0,36 \cos 18^\circ - \sin 18^\circ) = 0,33 \frac{\text{м}}{\text{с}^2},$$

Скорость движения груза в конце конвейера составит

$$v_r = \sqrt{2 \cdot a_p \cdot L_k}$$

где L_k – длина конвейера, 5 м,

$$v_r = \sqrt{2 \cdot 0,33 \cdot 5} = 1,81 \text{ м/с.}$$

Средняя скорость скольжения груза по ленте

$$v_c = v_l - \frac{v_T}{2}$$

где v_l – скорость движения ленты, 2 м/с;

$$v_c = 2 - \frac{1,81}{2} = 1,095 \text{ м/с.}$$

Длительность нахождения груза на конвейере определяется по формуле

$$t_k = 2 \frac{L_k}{v_T}$$

$$t_k = 2 \frac{5}{1,81} = 5,52 \text{ с.}$$

Масса груза на конвейере

$$M = \frac{P_{\phi} \cdot t_k}{3,6},$$

где P_{ϕ} – фактическая производительность конвейера, 100 т/ч.

$$M = \frac{100 \cdot 5,52}{3,6} = 153,3 \text{ кг.}$$

Разгон груза до скорости сбрасывания с короткого наклонного ленточного конвейера происходит под воздействием силы трения между грузом и лентой или между слоем груза, закрепившегося на ленте и выше лежащими слоями груза, если коэффициент трения в этом контакте окажется ниже.

Сила трения составит

$$F_T = M \cdot g \cdot \mu \cdot \cos \beta.$$

$$F_T = 153,3 \cdot 9,81 \cdot 0,36 \cdot \cos 18^\circ = 514,9 \text{ Н.}$$

Необходимая для разгона груза дополнительная мощность, расходуемая на работу трения скольжения равна

$$N_c = \frac{F_T \cdot v_c}{10^3}.$$

$$N_c = \frac{514,9 \cdot 1,095}{10^3} = 0,56 \text{ кВт.}$$

Затраты на мощность для разгона с учетом работы трения составят

$$N_{\text{п}} \frac{\Pi_{\text{ф}} \cdot v_{\text{г}}^2}{720} + N_{\text{с}}.$$
$$N_{\text{п}} = \frac{100 \cdot 1,81^2}{720} + 0,56 = 1,02 \text{ кВт.}$$

Путь разгона груза при достаточно длинном конвейере ($v_{\text{г}} = v_{\text{к}}$) определяется по формуле

$$L_{\text{р}} = \frac{v_{\text{л}}^2}{2g(\mu \cos \beta - \sin \beta)} ;$$

и составит

$$L_{\text{р}} = \frac{2^2}{2 \cdot 9,81(0,36 \cos 18^\circ - \sin 18^\circ)} = 6,06 \text{ м .}$$

Вывод.

В результате расчетов установлены основные характеристики конвейера для транспортирования картофеля, такие как: скорость движения груза ($v_{\text{г}} = 1,81 \text{ м/с}$), масса груза на конвейере ($M = 153,3 \text{ кг}$), необходимая мощность привода конвейера ($N_{\text{п}} = 1,02 \text{ кВт}$)

ЗАДАЧА 4.2.

Определить техническую производительность и мощность привода горизонтального скребкового конвейера (рисунок 4.1, а).

Исходные данные:

- скорость цепи конвейера $v_{\text{ц}} = 1,2 \text{ м/с}$;
- шаг скребков $a = 0,35 \text{ м}$;
- несущая способность одного скребка при транспортировании минеральных удобрений $q_{\text{с}} = 0,005 \text{ т}$; длина конвейера $L_{\text{к}} = 10 \text{ м}$;
- коэффициент сопротивления движению скребковой цепи с грузом в неподвижной массе груза $\omega = 0,7$.

Решение.

Производительность скребкового конвейера определяется по формуле

$$P_T = \frac{3600 \cdot q_c \cdot v_{ц}}{a}$$
$$P_T = \frac{3600 \cdot 0,005 \cdot 1,2}{0,35} = 61,7 \text{ т/ч.}$$

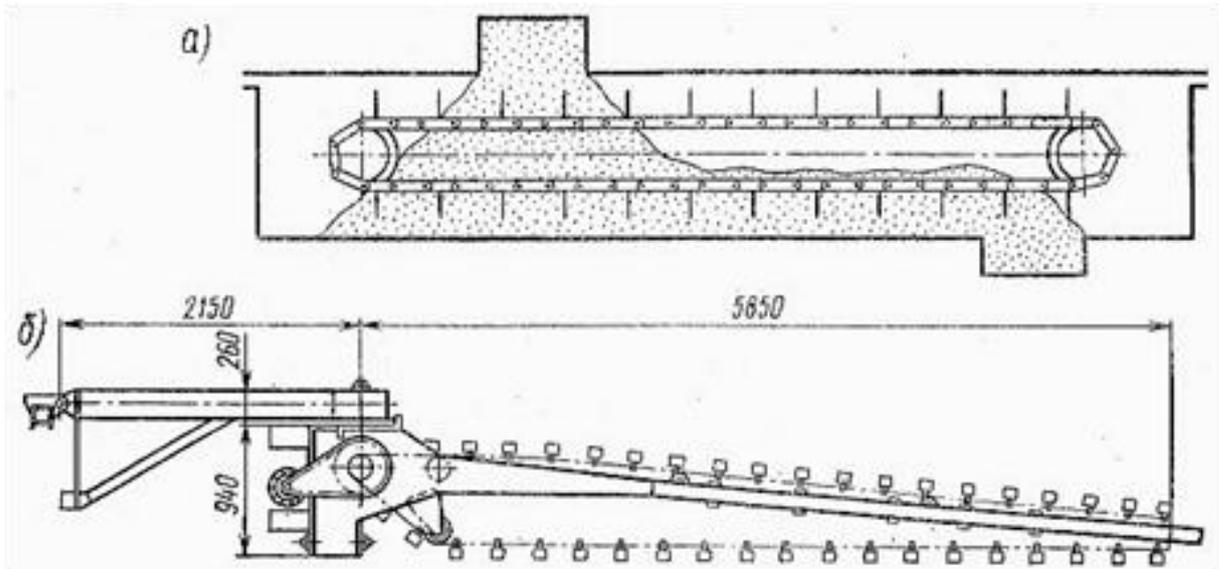


Рисунок 4.1 – Скребковые конвейеры для сыпучих грузов:

a – горизонтальный; *б* – наклонный с погружными скребками

Сопротивление перемещению конвейера от трения скребковой цепи и перемещаемого груза по неподвижной части

$$W = L_k \cdot \left(q_o + \frac{q_c \cdot g}{a} \right) \omega,$$

где q_o – сила тяжести 1 м погонной длины цепи со скребками, 0,2 кН/м.

$$W = 10 \cdot \left(0,2 + \frac{0,005 \cdot 9,81}{0,35} \right) 0,7 = 2,38 \text{ кН.}$$

Необходимая мощность привода составит

$$N = \frac{W \cdot v_{ц}}{\eta \cdot K},$$

где η – коэффициент полезного действия привода, 0,9;

K – коэффициент, учитывающий затраты мощности при захвате груза и на перемещение холостой цепи, 1,2.

$$N = \frac{2,38 \cdot 1,2}{0,9 \cdot 1,2} = 3,8 \text{ кВт.}$$

Вывод.

В результате расчетов установлены основные характеристики горизонтального скребкового конвейера для транспортировки минеральных удобрений, такие как: техническая производительность ($P_T = 61,7 \text{ т/ч}$) и мощность привода ($N = 3,8 \text{ кВт}$).

ЗАДАЧА 4.3.

Определить производительность и мощность привода наклонного ($\alpha = 20^\circ$) винтового конвейера погрузочной установки для подъема битумсодержащей песчаной породы (кира) на высоту $H = 3,5 \text{ м}$.

Исходные данные:

- диаметр транспортирующего винта $D_{\text{ш}} = 0,5 \text{ м}$;
- шаг винта $S_{\text{ш}} = 0,4 \text{ м}$;
- частота вращения $n = 55 \text{ мин}^{-1}$;
- коэффициент трения скольжения груза по стали (шнеку и желобу) $f = 0,6$;
- угол естественного откоса груза $\varphi = 60^\circ$.

Решение.

Ожидаемое значение коэффициента заполнения межвиткового пространства конвейера (рисунок 4.2) при горизонтальном транспортировании составит

$$\psi = \psi_c \cdot \psi_s \cdot \psi_\gamma,$$

где ψ_c – коэффициент учета заполнения поперечного сечения желоба конвейера

$$\psi_c = \frac{4F_c}{\pi \cdot D_{\text{ш}}^2},$$

где F_c – площадь поперечного сечения $C-C_1$ груза в конвейере, м^2 . Значение коэффициента ψ_c возрастает с ростом угла трения $\arctg f$ и угла естественного откоса φ транспортируемого груза, $\psi_c = 0,4 \dots 0,8$, принимаем

$$\psi_c = 0,7;$$

ψ_s – коэффициент учета использования межшагового пространства, определяется по формуле

$$\psi_s = \frac{m \cdot D_{III}}{S_{III}},$$

где m – коэффициент, зависящий от свойств транспортируемого груза. Уменьшается с ростом угла трения и угла естественного откоса транспортируемого груза, $m = 0,4 \dots 0,8$, принимаем $m = 0,6$

тогда

$$\psi_s = \frac{0,6 \cdot 0,5}{0,4} = 0,75;$$

ψ_γ – коэффициент учета отклонения направления (угол γ) скорости перемещения груза от направления оси конвейера в связи с проскальзыванием груза относительно желоба

$$\psi_\gamma = \frac{\tan(\alpha_B - \gamma)}{\tan \alpha_B},$$

где α_B – угол подъема винтовой линии по наружному контуру витков шнека, град.

$$\alpha_B = \frac{\arctan S_{III}}{D_{III}},$$
$$\alpha_B = \frac{\arctan 0,4}{0,5} = 38,7^\circ.$$

γ – угол отклонения направления скорости. Уменьшается при повышении сопротивления проскальзыванию груза относительно желоба при одновременном снижении трения по поверхности витков шнека $\gamma = 10 \dots 30^\circ$, принимаем $\gamma = 20^\circ$,

$$\psi_\gamma = \tan \frac{(38,7^\circ - 20^\circ)}{\tan 38,7^\circ} = 0,42.$$

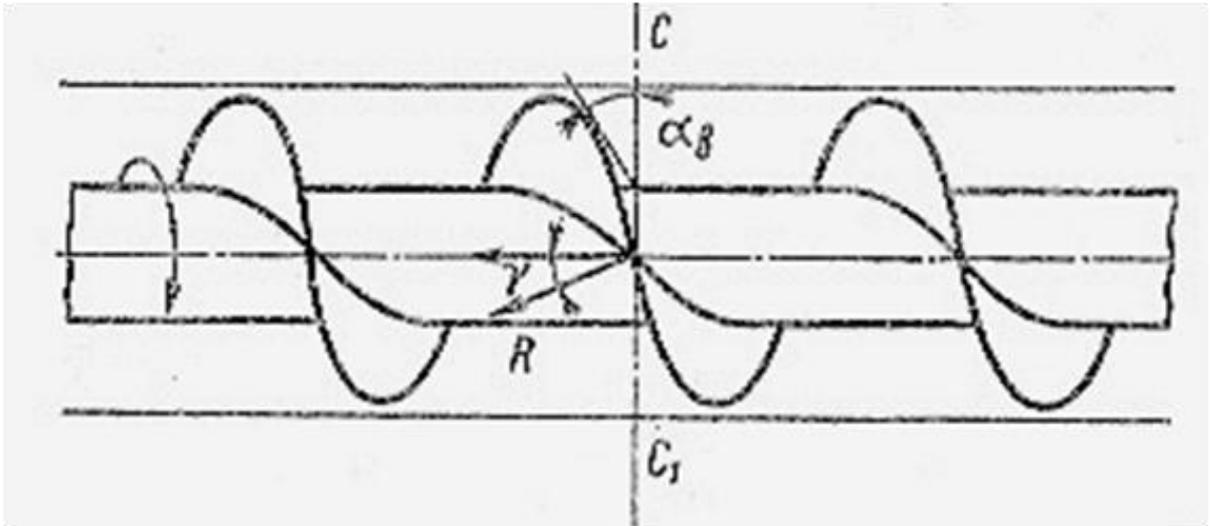


Рисунок 4.2 – Схема винтового конвейера

После подстановки получим

$$\psi = 0,7 \cdot 0,75 \cdot 0,42 = 0,22.$$

Производительность винтового конвейера при горизонтальном транспортировании составит

$$П_э = \frac{60n \cdot \pi \cdot D_{ш}^2}{4S_{ш} \cdot \psi \cdot K_B},$$

где K_B – коэффициент использования по времени. Принимаем равным 0,9.

$$П_э = \frac{60 \cdot 55 \cdot 3,14 \cdot 0,5^2}{4 \cdot 0,4 \cdot 0,22 \cdot 0,9} = 51,3 \frac{м^3}{ч}.$$

Производительность наклонного винтового конвейера будет равна

$$П_α = K_1(П_э - K_2 \cdot \sin α),$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий рост поперечного проскальзывания материала и отклонение направления скорости его перемещения от продольной оси винта, уменьшающийся с увеличением угла наклона конвейера; $K_1 = 0,8 \dots 1,0$, принимаем $K_1 = 0,85$;

K_2 – коэффициент, учитывающий более резкое снижение производительности при больших значениях отношения $S_{ш}/D_{ш}$: $K_2 = 10 \dots 20$, принимаем $K_2 = 15$.

$$\Pi_{\alpha} = 0,85(51,3 - 15 \cdot \sin 20^{\circ}) = 39,2 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Длина винтового конвейера составит

$$L_k = \frac{H}{\sin \alpha}.$$
$$L_k = \frac{3,5}{\sin 20^{\circ}} = 10,3 \text{ м}.$$

Мощность привода винтового конвейера равна

$$N = \frac{\Pi_{\alpha} \cdot H}{367 \cdot \eta \cdot K_{\text{в}}} + \frac{\Pi_{\alpha} \cdot L_k \cdot \omega}{367 \cdot \eta \cdot K_{\text{в}}},$$

где ω – коэффициент удельного сопротивления передвижению, равный 0,8...5. Принимаем $\omega = 5$;

η – к. п. д. привода, равный 0,8.

$$N = \frac{39,2 \cdot 3,5}{367 \cdot 0,8 \cdot 0,9} + \frac{39,2 \cdot 10,3 \cdot 5}{367 \cdot 0,8 \cdot 0,9} = 8,2 \text{ кВт}.$$

Вывод.

В результате расчетов установлены основные характеристики привода наклонного винтового конвейера погрузочной установки для подъема битумсодержащей песчаной породы (кира). В частности техническая производительность ($\Pi_{\alpha} = 39,2 \text{ м}^3/\text{ч}$) и мощность привода ($N = 8,2 \text{ кВт}$).

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1 **Бойко, Н.И.** Погрузочно-разгрузочные работы и склады на железнодорожном транспорте : учеб. пособие / Н.И. Бойко, С.П. Чередниченко. – М. : ФГОУ «УМЦ РЖД», 2011. – 292 с.

2 **Бойко, Н.И.** Механизация перегрузки насыпных грузов на открытых и закрытых складах: учеб. пособие для вузов / Н.И. Бойко, В.Е. Зиновьев, К.С. Фисенко, А.С. Волохов; под ред. акад. РАТ, д-ра техн. наук, проф. Н.И. Бойко; ФГБОУ ВО РГУПС. – Ростов н/Д, 2017. – 187 с.

3 **Бойко, Н.И.** Транспортно-грузовые комплексы. Механизация складских работ с насыпными грузами : учеб. пособие для вузов / Н.И. Бойко, А.Е. Хачкинаян, Н.В. Дядечко. – Ростов н/Д : РГУПС, 2007. – 218 с.

4 **Бойко, Н.И.** Погрузочно-разгрузочные и складские работы : учеб. пособие / Н.И. Бойко, С.П. Чередниченко. – Ростов н/Д : РГУПС, 2006. – 334 с.

5 **Бойко, Н.И.** Транспортно-грузовые системы и склады : учеб. пособие / Н.И. Бойко, С.П. Чередниченко. – Ростов н/Д: Феникс, 2007. – 400 с.

6 **Журавлев, Н.П.** Транспортно-грузовые системы : учеб. пособие для вузов ж.-д. трансп. / Н.П. Журавлев, О.Б. Маликов. – М. : Маршрут, 2006. – 368 с.

7 **Зенков, Р.Л.** Механика насыпных грузов / Р.Л. Зенков. – М. : Машиностроение, 1964. – 300 с.

8 **Маликов, О.Б.** Склады и грузовые терминалы : справ. / О.Б. Маликов. – СПб. : Бизнес-пресса, 2005. – 648 с.

9 Погрузочно-разгрузочные работы с насыпными грузами : справ. / под ред. Д.С. Плюхина. – М. : Транспорт, 1989. – 304 с.

10 Комплексная механизация и автоматизация погрузочно-разгрузочных работ : учебник для вузов ж.-д. трансп. / А.А. Тимошин, И.И. Мачульский, В.А. Голутвин [и др.] : под ред. А.А. Тимошина и И.И. Мачульского. – М. : Маршрут, 2003. – 400 с.

11 **Мачульский, И.И.** Погрузочно-разгрузочные машины / И.И. Мачульский. – М. : Желдориздат, 2000. – 392 с.

Учебное издание

Бойко Николай Иванович
Зиновьев Владимир Евгеньевич
Фисенко Константин Сергеевич

**КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПЕРЕГРУЗКИ
НАСЫПНЫХ ГРУЗОВ НА СКЛАДАХ**

Редактор
Техническое редактирование и корректура

Подписано в печать . Формат 60×84/16.
Бумага офсетная. Ризография. Усл. печ. л. 10,46.
Тираж 100 экз. Изд. № . Заказ .

Редакционно-издательский центр ФГБОУ ВО РГУПС.

Адрес университета: 344038, г. Ростов н/Д, пл. Ростовского Стрелкового
Полка Народного Ополчения, 2.