

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Южно-Уральский государственный университет  
(национальный исследовательский университет)»  
Институт открытого и дистанционного образования  
Кафедра «Техника, технологии и строительство»

ДОПУСТИТЬ К ЗАЩИТЕ  
Заведующий кафедрой,  
к.т.н., доцент  
\_\_\_\_\_ К.М. Виноградов  
\_\_\_\_\_ 2021 г.

Модернизация и автоматизация технологического процесса  
дробления с использованием щековой дробилки

ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА  
К ВЫПУСКНОЙ КВАЛИФИКАЦИОННОЙ РАБОТЕ  
ЮУрГУ–15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ ВКР

Руководитель работы,  
доцент  
\_\_\_\_\_ Д.Б. Калашников  
\_\_\_\_\_ 2021г.

Автор работы  
студент группы ДО – 506  
\_\_\_\_\_ Н.А.Селезнева  
\_\_\_\_\_ 2021г.

Нормоконтролер,  
преподаватель  
\_\_\_\_\_ О.С. Микерина  
\_\_\_\_\_ 2021г.

Челябинск,  
2021

## АННОТАЦИЯ

Селезнева Н. А. модернизация и автоматизация технологического процесса дробления щековой дробилки - Челябинск: ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)», ИОДО; 2021, 68 с., 13 ил., 10 таблиц, библиографический список – 12 наименования, 6 листов чертежей ф.А1.

Целью данной выпускной квалификационной работы является модернизация и автоматизация технологического процесса дробления щековой дробилки.

Объектом модернизации является щековая дробилка СМД-108А.

В результате выполнения работы спроектирована модернизированная дробилка с существенно уменьшенным истиранием дробящих плит дробильным материалом, что обеспечивает повышение экономичности в эксплуатации.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ			
<i>Изм</i>	<i>Лист</i>	<i>№ докум</i>	<i>Подпис</i>	<i>Дат</i>				
<i>Разраб</i>		Селезнева Н.А.			Модернизация и автоматизация технологического процесса дробления щековой дробилки	<i>Лит.</i>	<i>Лист</i>	<i>Листов</i>
<i>Провер</i>		Калашников Д.А.				5	69	
<i>И</i>		Микерина О.С.				ФГАОУ ВО «ЮУрГУ (НИУ)» ИОДО Кафедра «ТТС» гр.ДО-506		
<i>Утверд</i>		Виноградов К.М.						

## Содержание

Введение .....	4
1 Анализ современных щековых дробилок .....	5
2 Обоснование темы и предложения по модернизации .....	10
3 Технологические расчеты.....	12
4 Механические расчеты .....	19
5 Ремонт оборудования.....	39
6 Автоматизация и КИП .....	45
7 Безопасность и экологичность проекта .....	48
8 Расчет экономической эффективности проекта.....	53
Заключение .....	64
Библиографический список.....	68

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
						3
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		

## Введение

Многообразие измельчаемых материалов по их свойствам и преследуемым промышленным целям этого процесса приводит к большому количеству различных конструкций дробильно-помольных машин и установок.

Все применяемые машины для измельчения материалов разделяют на две группы: дробилки и мельницы. Дробилки – это машины, которые применяются для дробления сравнительно крупных кусков материала (начальный размер 100-1200 мм), при этом степень измельчения находится в пределах 3-20. Мельницы предназначаются для получения тонкоизмельченного порошкообразного материала, при этом размер начальных кусков равен 2-20мм, а размер частиц конечного продукта составляет от 0.1-0.3мм до долей микрометра. Степень измельчения в мельницах может достигать до 1000.

По конструкции и принципу действия различают следующие виды дробилок:

Щековые дробилки

Конусные дробилки

Валковые дробилки

Молотковые дробилки

Бегуны

Щековые дробилки в промышленности строительных материалов применяются чаще всего для крупного и среднего дробления кусковых материалов. Они отличаются простотой, надежностью конструкции и несложны в обслуживании.

Дробление материала в щековых дробилках происходит между подвижной и неподвижной щеками путем периодического нажатия подвижной щеки на материал.

Основными параметрами, характеризующими щековую дробилку, являются размеры загрузочного отверстия. Шириной загрузочного отверстия определяется наибольший размер загружаемых кусков. Размер куска принимается равным 0.8-0.85 от ширины загрузочного отверстия. Производительность щековой дробилки зависит от равномерности подачи материала и равномерности его распределения по длине загрузочного отверстия.

Все существующие типы щековых дробилок можно классифицировать по следующим конструктивным отличиям:

а) По методу подвеса подвижной щеки – на дробилки с верхним подвесом и дробилки с нижним подвесом.

б) По конструкции устройства, приводящего в движение подвижную щеку, различают дробилки с шарнирно-рычажным механизмом и дробилки с кулачковым механизмом.

в) По характеру движения подвижной щеки различают дробилки с простым движением щеки и дробилки со сложным движением щеки. В дробилках со сложным движением подвижная щека подвешивается на эксцентриковом валу и качается не только около оси вала, но и движется вдоль плоскости щеки.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		4

# 1 Анализ современных щековых дробилок

Процесс дробления материала в щековых дробилках осуществляется между двумя дробящими плитами, прикрепленными к неподвижной и качающейся щекам дробилки. Разрушение дробимого материала происходит при периодическом нажатии на него качающейся щеки.

Щековые дробилки по принципу действия делят на дробилки с простым, сложным и комбинированным движением подвижной щеки. Первые дробят материал в основном методом сжатия и частично за счет изгиба; их применяют главным образом для первичного, крупного дробления. Дробилки со сложным движением щеки дробят материал методом сжатия в сочетании с истиранием и скалыванием; их применяют преимущественно для среднего и мелкого дробления.

Первая щековая дробилка была изобретена в начале второй половины прошлого столетия. Принципиальная схема, известная под названием двухрычажной дробилки с простым движением щеки, применяется при конструировании щековых дробилок и до настоящего времени. Широкое распространение щековых дробилок такого типа объясняется простотой их конструкции и высокой надежностью в работе.

Щековая дробилка с простым движением щеки показана на рис. 1.2. Рабочим органом дробилки являются неподвижная и подвижная дробящие плиты, укрепленные соответственно на стенке станины и качающейся щеке, которая смонтирована на оси. Дробящие плиты в нижней части имеют криволинейную форму и образуют зону с параллельными поверхностями, которая обеспечивает выдачу более равномерного щебня.

Подвижная щека и передняя стенка станины образуют камеру дробления. Расстояние между дробящими плитами в нижней части камеры дробления называется выходной (разгрузочной) щелью; ширина ее регулируется специальным регулирующим механизмом во всех дробилках, кроме крупных, где этого не требуется по условиям дробления. Качание подвижной щеки осуществляется при помощи шарнирно-рычажного механизма, состоящего из эксцентрикового вала б, шатуна и двух распорных плит. По концам эксцентрикового вала смонтированы маховики, один из которых служит ведущим шкивом. Боковые стенки станины дробилки футеруются в рабочей зоне стальными плитами в виде клиньев.

Поддержание элементов системы в положении, необходимом для обеспечения заданной кинематики движения всех элементов дробилки, обеспечивается тягой и пружиной.

В кинематическую цепь привода дробилки входят две муфты, включаемые и выключаемые при помощи гидропривода. Жидкость в муфты подается по трубкам. При попадании в дробилку недробимых предметов происходит проскальзывание муфт, и детали дробилки таким образом предохраняются от поломки. Кроме того, фрикционные муфты дают возможность пускать дробилку с

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		5

поочередным включением движущихся масс – шкива, подвижной щеки и маховика.

В дробилках предусмотрена жидкая циркуляционная смазка для коренных подшипников главного вала и шатуна.

При холостом ходе щеки часть энергии расходуется на преодоление вредных сопротивлений, а избыточная часть поглощается маховиками, т. е. превращается в кинетическую энергию. При рабочем ходе маховики отдают эту накопленную энергию, помогая двигателю преодолевать сопротивление камня дроблению.

Экспериментальные исследования показали, что разрушение камня в щековой дробилке происходит главным образом в результате растягивающих напряжений, возникающих при действии на камень двух сосредоточенных нагрузок.

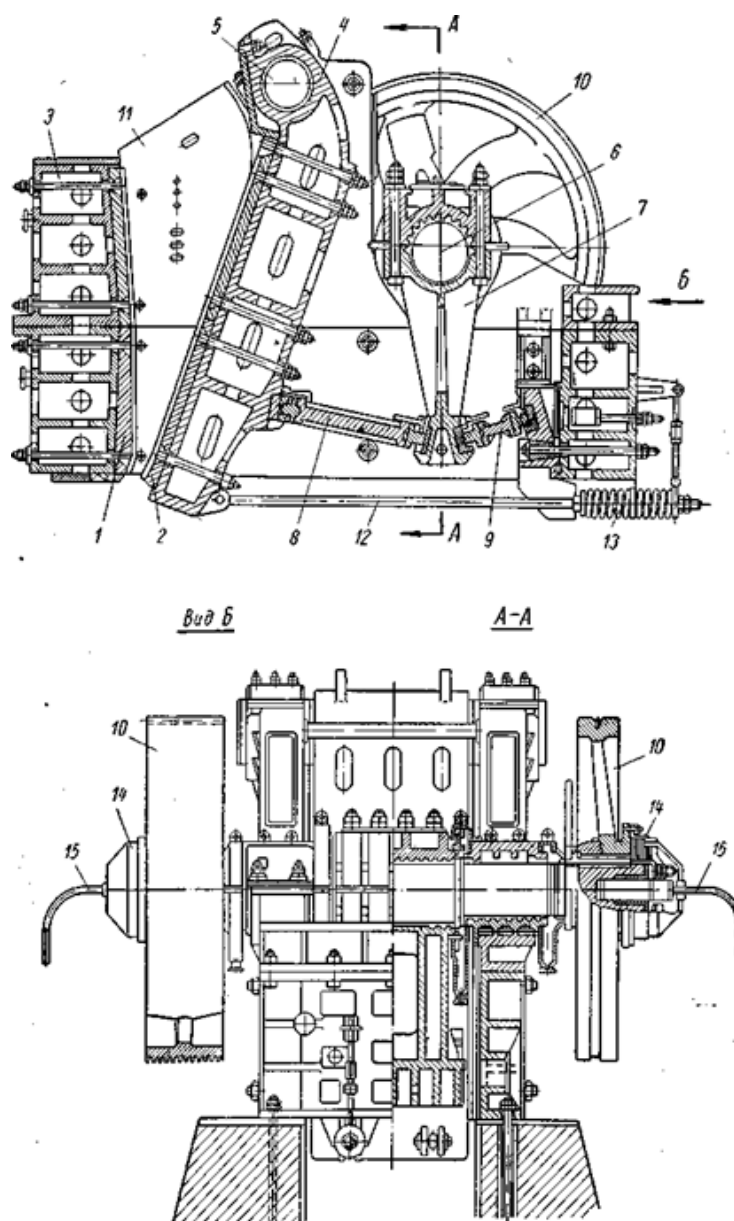


Рисунок 1.1 – Щековая дробилка с простым движением щеки

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат

15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ

Лист

6



систему шарниров, подвижной щеки и распорных плит с регулировочным механизмом и задней стенкой, предотвращая выпадение распорной плиты.

Главный вал преобразует вращательное движение в качание шатуна (у дробилок с простым качанием) или подвижной щеки (у дробилок со сложным качанием). Вал испытывает значительные ударные нагрузки; он выполняется из легированной стали (обычно хромоникелевой) и подвергается термической обработке.

Станины дробилок выполняют цельными (стального или чугунного литья), сборными на болтах или сварными.

Шарнирно-рычажный механизм, положенный в основу конструкции щековых дробилок, чрезвычайно выгоден в механическом отношении, так как дает возможность получить огромные раздавливающие силы (в крупных дробилках свыше 1000 тс), превосходящие во много раз окружные усилия на главном валу дробилки.

Степень измельчения у щековых дробилок с шарнирно-рычажным механизмом движения подвижной щеки находится в пределах от 4: 1 до 7: 1. Соотношение между шириной и длиной загрузочного отверстия равно примерно 1,6:1. Относительный износ дробящих плит по весу ориентировочно составляет 50— 100 г, 13 на 1 т продукта дробления. Удельную производительность современных щековых дробилок можно приближенно принимать в пределах 1,5—2,2 мг\ч на 1 г веса машины и удельный расход мощности — 0,33—1,1 кет (0,45—1,5 л. с.) на 1 м<sup>3</sup> часовой производительности при дроблении первичными дробилками мягких пород и 0,75—1,85 кет (1—2,5 л. с.) на 1 м<sup>3</sup>/ч при дроблении твердых пород.

Производительность и мощность двигателей щековых дробилок. Оптимальная работа щековых дробилок зависит от ряда конструктивных параметров, к числу которых относятся угол захвата (угол между дробящими плитами), геометрическая форма загрузочного отверстия дробилки, величина хода подвижной щеки.

Процесс дробления будет протекать нормально при условии, что дробимый камень при нажатии на него щекой дробилки не выталкивается из камеры дробления. Это зависит от величины угла захвата  $\alpha$ .

Выбор типоразмера дробилки определяется по требуемой производительности и максимальному размеру загружаемых кусков материала, подлежащих дроблению.

Потребная мощность двигателя дробилки зависит от физико-механических свойств дробимого материала и его объема, формы, размеров кусков и степени измельчения, а также формы, величины и степени изношенности рифлей дробящих плит.

Ведутся значительные работы по модернизации щековых дробилок.

Эти усовершенствования предусматривают увеличение глубины, камеры дробления, замену прямолинейных дробящих плит плитами криволинейными с безболтовым их креплением, регулирование и поддержание в заданных пределах разгрузочной щели, применение на главном эксцентриковом валу подшипников

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		8



качения вместо подшипников скольжения, увеличение числа качаний щеки и повышение жесткости станин, а также усовершенствование привода дробилок.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		9

## 2 Обоснование темы и предложения по модернизации

Дробилки с простым движением щеки имеют небольшую вертикальную составляющую хода сжатия, поэтому дробящие плиты у них служат в 4–5 раз дольше, чем у дробилок со сложным движением, где величина этого хода значительно больше. В этом заключается преимущество кинематической схемы дробилок с простым движением щеки. Другим достоинством этих дробилок является обеспечение большого выигрыша в силе верхней части зева, что очень важно при дроблении кусков горной массы больших размеров и высокой прочности.

Недостатком такого типа дробилок является малая величина хода сжатия в верхней части загрузочного отверстия, между тем как ход сжатия должен быть тем больше, чем крупнее кусок дробимого материала. В дробилках с простым движением щеки усилие, действующее по распорным плитам, примерно в 15 раз больше, чем усилие по шатуну, вследствие чего создаются невыгодные условия надежного захвата и дробления материала в верхней части загрузочного отверстия.

Дробилки со сложным движением щеки конструктивно проще дробилок с простым движением щеки; кроме того, они имеют меньшие габариты и менее металлоемки. Однако вследствие большой вертикальной составляющей хода в нижней части зева этих дробилок происходит интенсивное истирание камня, что при дроблении прочного и абразивного материала приводит к более интенсивному износу дробящих плит.

За последнее время появились различные конструкции дробилок с двумя; подвижными щеками, каждая из которых имеет сложное движение. Эти дробилки сочетают преимущества обычных дробилок со сложным движением щеки – компактность и высокую производительность – с основным достоинством дробилок с простым движением – малой степенью износа дробящих плит. Удельная производительность их выше, чем у обычных дробилок со сложным движением щеки, а металлоемкость ниже.

Предлагается модернизировать существующую дробилку СМД-108А за счет придания подвижности ранее неподвижной щеке. Также дробилку предлагается оснастить клиновым механизмом регулирования выходной щели. В этом случае имеется возможность дистанционно управлять выпуском недробимых предметов из камеры дробления, увеличивая ширину разгрузочной щели.

На рис. 2.1 показана конструктивная схема модернизированной дробилки, вид сбоку в разрезе

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		10

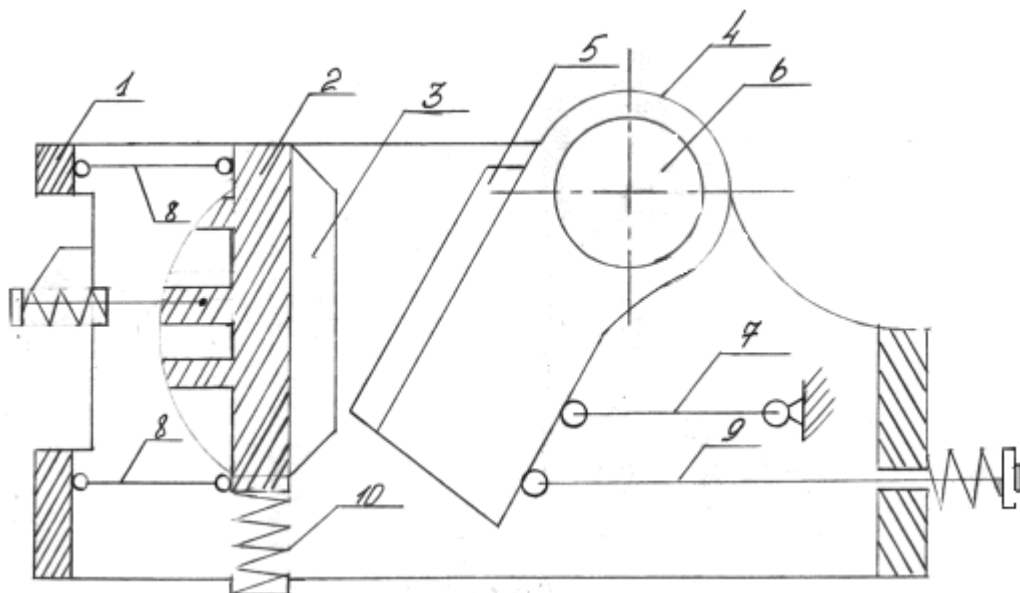


Рисунок 2.1 - Конструктивная схема дробилки

В корпусе 1, предложенной дробилки, смонтирована передняя дробящая щека 2 (ранее неподвижная) с дробящей плитой 3 и задняя дробящая щека 4 с дробящей плитой 5, верхняя часть которой установлена на приводном эксцентриковом валу 6, а нижняя часть опирается на наклонную распорную плиту 7. Передняя щека 2 опирается на горизонтально установленные распорные плиты 8 выполняющие функцию направляющих вертикальных перемещений этой щеки, причём в этой функции могут быть применены тела качения.

Силовое замыкание кинематических звеньев осуществляется узлами 9, называемыми замыкающими устройствами, состоящие из тяг и пружин. По средствам упругих элементов 10 щека 2 подпружинена относительно корпуса в вертикальном направлении.

В процессе работы дробилки при вращении эксцентрикового вала, загружаемый материал дробится между щеками 2 и 4. Горизонтальная составляющая хода щеки 4 по соответствующим фазам реализуется в раздавливании кусков материала вверху и внизу и воспринимается распорными плитами, как усилие сжатия, а вертикальная составляющая приводит щеку 2 через дробимый материал (силами трения) в колебание синхронным колебанием щеки 4. В результате такого воздействия щёк существенно уменьшается истирание дробящих плит дробильным материалом, что обеспечивает повышение экономичности в эксплуатации.

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат

15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ

Лист

11

### 3 Технологические расчеты

Для определения производительности модернизированной дробилки и ее конструктивные параметры выполним необходимые технологические расчеты.

Технологические процессы изображаются в виде качественной, количественной схем и цепи аппаратов. Качественная схема содержит данные о размерах фракций, качестве материалов, режиме переработки на участках процесса; количественная – показывает количество перерабатываемого материала (объём, массу, процент) на определённых участках процесса: цепь аппаратов показывает путь следования материала, данные об оборудовании. Часто схемы совмещают в один график технологической схемы.

Исходные данные для расчёта:

Производительность установки – 22 м<sup>3</sup>/ч;

Максимальный размер куска  $D_{max}$  – 210 мм;

Материал – гранит;

Готовый продукт – щебень: 5-10, 10-20, 20-40мм; песок: 0-5мм.

Дробилка первичного дробления выбирается по размеру загружаемого камня  $D_{max}$  и производительности  $P$ . Предварительно корректируется заданная производительность.

Ширина приёмного отверстия:

$$B = D_{max}/0,85 = 210/0,85 = 247 \text{ мм} \quad (3.1)$$

$$P_{расч} = P \cdot K_H = 22 \cdot 1,15 = 25,3 \text{ м}^3/\text{ч} \quad (3.2)$$

где  $K_H = 1,15$  – коэффициент неравномерного питания

Узнаем предположительные паспортные данные дробилки по формуле:

$$P_{расч} = P_{пасп} \cdot K_{др} \cdot K_{\phi} \cdot K_{кр} \quad (3.3)$$

$P_{пасп}$  – паспортная производительность дробилки;

$P_{расч}$  – расчётная производительность дробилки;

$K_{др}$  – поправочный коэффициент, на дробимость материала (для особо прочных материалов =300МПа;  $K_{др} = 0,65$ )

$K_{\phi}$  – поправочный коэффициент, учитывающий насыпную плотность дробимого материала,  $K_{\phi} = 1,7$ ;

$K_{кр}$  – Поправочный коэффициент, учитывающий форму дробильного материала,  $K_{кр} = 1$ ;

$K_{кр}$  – поправочный коэффициент на крупность материала

$$d = 0,5B = 0,5 \cdot 247 = 123,5$$

$$d/D_{max} = 123,5/210 = 0,588 \rightarrow K_{кр} = 1,03$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		12

$$P_{\text{пасп}} = \frac{P_{\text{расч}}}{K_{\text{др}} \cdot K_{\text{б}} \cdot K_{\text{ф}} \cdot K_{\text{кр}}} = \frac{25,3}{0,65 \cdot 1,7 \cdot 1 \cdot 1,03} = 22,2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

По рассчитанному паспортному значению  $P_{\text{пасп}}$  выбираем дробилку щековую со сложным качением щеки СДМ-108А.  $P=16\dots 28 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;  $b=30\dots 50 \text{ мм}$

Ширину разгрузочной щеки, при которой будет достигнута заданная производительность можно определить по формуле:

$$b = b' + (P_{\text{пасп}} - P_1) \left( \frac{b_M - b}{P_M - P_1} \right) \quad (3.4)$$

где  $b'$  – минимальная ширина разгрузочной щеки,  $b' = 30 \text{ мм}$ ;

$b_M$  – максимальная ширина разгрузочной щеки,  $b_M = 50 \text{ мм}$ ;

$P_1$  – производительность дробилки при  $b'$ ;  $P_1 = 16 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;

$P_M$  – производительность при  $b_M$ ;  $P_M = 28 \text{ м}^3/\text{ч}$ ;

$P_{\text{пасп}}$  – проектируемая паспортная производительность;  
 $P_{\text{пасп}} = 22,2 \text{ м}^3/\text{ч}$

$$b = 30 + (22,2 - 16) \left( \frac{50 - 30}{28 - 16} \right) \approx 40 \text{ мм}$$

Определяем количество материала с размером до  $D_{\text{max}} = 40 \text{ мм}$

$\frac{d_{\text{max}}}{b} = \frac{40}{40} = 1$  – крупность в долях ширины разгрузочной щеки.

По справочному графику находим суммарный выход кусков с размером 40 мм, что составляет 40%. Значит суммарный выход (содержание) готового продукта 0-40мм

$$100 - 40 = 60\%$$

Размер максимального куска дробления определяется по тому же графику:

$$D_{\text{maxI}} = b \cdot k \quad (3.5)$$

где  $k = 2,6$  – значение крупности в долях ширины разгрузочной щели, соответствующее нулевому содержанию продуктов дробления, т.е. точка пересечения кривой 1 с абсциссой  $D_{\text{maxI}} = b \cdot k = 40 \cdot 2,6 = 104 \text{ мм}$

Дробилка вторичного дробления рассчитывается аналогично, только при этом крупность максимального куска первичного дробления принимается за исходный размер, т.е.  $D_{\text{maxI}} = D_{\text{maxII}}$ , и производительность вторичной дробилки рассчитывается с учётом выделения продукта с размером до  $d_{\text{max}}$ .

$$D_{\text{maxI}} = 104 \text{ мм}$$

$$P_{\text{паспII}} = P_{\text{пасп}} \cdot 0,4 = 22,2 \cdot 0,4 = 8,88 \quad (3.6)$$

									Лист
									13
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист					

15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ

Ширина приёмного отверстия:

$$B = 38 \dots 62 \text{ м}^3/\text{ч};$$
$$b = 15 \dots 50 \text{ мм}$$

Настраиваем дробилку на размер разгрузочной щели  $b = 15$  мм, соответствующий минимальной производительности  $\Pi = 38 \text{ м}^3/\text{ч}$ .

По справочному графику находим max размер готового продукта  $D_{maxII} = b \cdot k$ , где  $k = 2,6$ .

$$D_{maxII} = 15 \cdot 2,6 = 39 \text{ мм}$$

Таким образом, организовываем открытый цикл, т.е. размер готового продукта не превышает заданного 40 мм. График технологической схемы двухстороннего дробления ПСДУ показан на рисунке 3.1. Далее производим расчёт данной схемы. Расчёт схемы производим по стадиям дробления. В первую стадию дробления входит продукт 1, а выходят продукты 4 и 7.

Естественно, что каждая операция должна сбалансироваться по выходам отдельных компонентов в весовых единицах, т.е.:

$$v_1 = v_4 + v_7 \quad (3.7)$$
$$v_1 - v_4 = v_7 = v_{11} = v_{12}$$

а также  $v_3 = v_6$ ;  $v_9 = v_{10}$ ;  $v_{12} = v_{15} + v_{16} + v_{17} + v_{18}$

Расчёт первой стадии дробления.

Определение выходов продуктов 2, 3, 4:

$$v_2 = v_1 \cdot \beta_1^{-d} \cdot E_I \quad (3.8)$$

$$v_3 = v_6 = 1 - v_2 \quad (3.9)$$

где  $\beta_1^{-d}$  – содержание класса  $-d(-70)$  в исходном материале, принимается по характеристике крупности исходной горной массы;

$E_I$  – общая эффективность операции грохочения.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		14

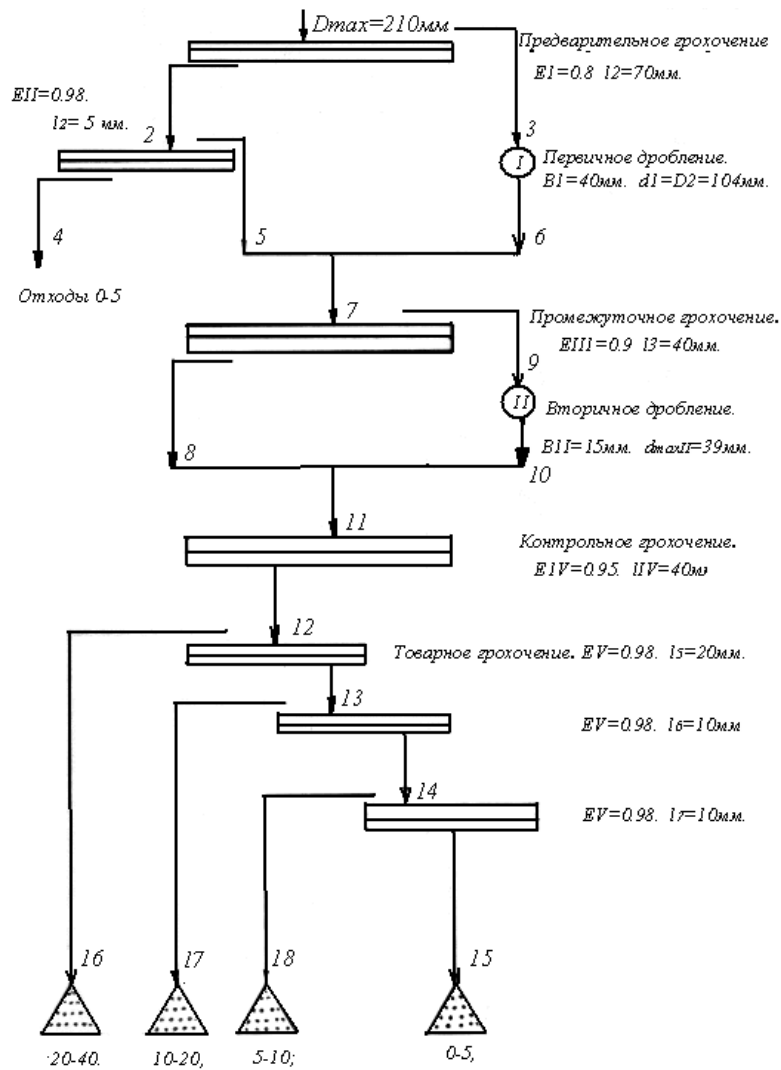


Рисунок 3.1 – Технологическая схема оборудования

$$v_2 = 1 \cdot 0,45 \cdot 0,8 = 0,36$$

$$v_3 = v_6 = 1 - 0,36 = 0,64$$

$$v_4 = v_1 \cdot \beta_2^{-d} \cdot E_{II} \quad (3.10)$$

$$v_5 = v_2 - v_4 \quad (3.11)$$

$$v_7 = v_5 - v_6 \quad (3.12)$$

где  $\beta_2^{-d}$  – содержание класса  $-d(-5)$  в исходном материале принимается по характеристике крупности исходной горной массы.

$E_{II}$  – общая эффективность второй операции грохочения.

$$v_4 = 1 \cdot 0,02 \cdot 0,9 = 0,018$$

$$v_5 = 0,36 - 0,018 = 0,342$$

$$v_7 = 0,342 - 0,64$$

Расчёт второй стадии дробления.

Определение выходов 8, 9, 10, 11.

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат
-----	------	---------	--------	-----

$$v_8 = v_7 \cdot \beta_7^{-d} \quad (3.13)$$

$$v_9 = v_{10} = v_7 - v_8 \quad (3.14)$$

$$v_{11} = v_7 = v_{12} \quad (3.15)$$

Где  $\beta_7^{-d}$  – содержание класса  $-d(-40)$  в продукте 7, определяемое из выражения:

$$\beta_7^{-40} = \beta_1^{5-40} + \beta_6^{-40}$$

$$\beta_7^{-40} = \beta_1^{5-40} + \beta_6^{-40}$$

где  $\beta_1^{5-40} = 0,26$  – содержание класса (5-40) в исходном материале;

$\beta_6^{-40} = 0,6$  – содержание класса -40 в продукте 6

Тогда:

$$v_8 = 0,982 \cdot 0,9 \cdot (0,26 + 0,6) = 0,76$$

$$v_9 = v_{10} = 0,982 - 0,76 = 0,222$$

Расчёт операции сортировки

Расчёт начинается с определения выходов 15; 16; 17; 18.

Располагая данными о гранулометрическом составе продукта 10, который будет равен:

0-5мм	5/15=0,33	100-95=5%
5-10мм	10/15=0,66	95-83=12%
10-20мм	20/15=1,3	83-42=41%
20-40мм	40/15=2,6	100-58=42%

Находим выходы готовых продуктов

$$v_{15} = (v_7 \cdot \beta_7^{-5} + v_{10} \cdot \beta_{10}^{-5}) \cdot E_{VI} \quad (3.16)$$

$$\beta_7^{-5} = \beta_6^{-5} = 0,05$$

$$\beta_{10}^{-5} = 0,05$$

$$v_{15} = (0,982 \cdot 0,05 + 0,222 \cdot 0,05) \cdot 0,98 = 0,059$$

$$v_{18} = (v_7 \cdot \beta_7^{-10} + v_{10} \cdot \beta_{10}^{-10}) \cdot E_V - v_{15} \quad (3.17)$$

$$\beta_7^{-10} = \beta_2^{-10} + \beta_6^{-10} = 0,06 + 0,12 = 0,18$$

$$v_{18} = (0,982 \cdot 0,18 + 0,222 \cdot 0,12) \cdot 0,98 - 0,059 = 0,14$$

$$v_{17} = (v_7 \cdot \beta_7^{-20} + v_{10} \cdot \beta_{10}^{-20}) \cdot E_V - v_{12} \quad (3.18)$$

$$\beta_7^{-20} = \beta_2^{-20} + \beta_6^{-20} = 0,15 + 0,25 = 0,4$$

$$v_{17} = (0,982 \cdot 0,4 + 0,222 \cdot 0,41) \cdot 0,98 - 0,14 = 0,33$$

$$v_{16} = v_{11} - v_{15} - v_{18} - v_{17} = 0,982 - 0,059 - 0,14 - 0,33 = 0,453$$

Расчётная производительность вибрационных грохотов определяется:

$$\Pi_i = \Pi_{\text{расч}} \cdot v_i \quad (3.19)$$

$$\Pi_2 = \Pi_{\text{расч}} \cdot v_2 = 25,3 \cdot 0,36 = 9,11 \text{ м}^3/\text{ч}$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		16



$$П_7 = 25,3 \cdot 0,982 = 24,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$П_{11} = П_7 = 24,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$П_{12} = 25,3 \cdot 0,982 = 24,9 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$П_{13} = 25,3 \cdot 0,529 = 13,2 \text{ м}^3/\text{ч}$$

$$П_{12} = 25,3 \cdot 0,199 = 5,03 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Поскольку расчётная производительность грохотов определяется расчётом соответствующих выходов ( $v_2$ ;  $v_7$ ;  $v_{11}$ ;  $v_{12}$ ;  $v_{13}$ ;  $v_{14}$ ), то задачей расчёта является определение площади просеивающей поверхности сит:

$$F_i = \frac{П_i}{c \cdot q \cdot r \cdot e \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p} \quad (3.20)$$

Где:

$c$  – коэффициент использования рабочей поверхности сита,  $c=1$  при загрузке по всей ширине;

$q$  – удельная производительность на 1 м<sup>2</sup> поверхности сита, по справочным таблицам:

$$q = 38 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2 \quad \text{для отверстия } L=40\text{мм}$$

$$q = 28 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2 \quad \text{для отверстия } L=20\text{мм}$$

$$q = 19 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2 \quad \text{для отверстия } L=10\text{мм}$$

$$q = 11 \text{ м}^3/\text{ч} \cdot \text{м}^2 \quad \text{для отверстия } L=5\text{мм}$$

$r, e, m$  – поправочные коэффициенты, определяются по справочным таблицам в зависимости от эффективности

$n$  – коэффициент, характеризующий форму заполнителя,  $n=1$  для щебня;

$p$  – значение этого коэффициента, учитывающего характеристику материала и размер отверстия сита определяется по справочным таблицам;

$o$  – данный коэффициент, учитывающий вид грохочения (сухой или с орошением) и размер отверстия сита определяется по справочным таблицам,  $o = 1$

Тогда:

$$F_1 = \frac{25,3}{1 \cdot 56 \cdot 1 \cdot 1,09 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1} = 0,34 \text{ м}^2$$

$$F_2 = \frac{9,11}{1 \cdot 11 \cdot 1,2 \cdot 1,18 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1} = 0,73 \text{ м}^2$$

$$F_7 = \frac{24,9}{1 \cdot 38 \cdot 1,2 \cdot 1,18 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1} = 0,49 \text{ м}^2$$

$$F_{11} = \frac{24,9}{1 \cdot 38 \cdot 1,8 \cdot 2 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 1} = 0,32 \text{ м}^2$$

$$F_{12} = \frac{24,9}{1 \cdot 28 \cdot 2 \cdot 3,6 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 0,31 \text{ м}^2$$

$$F_{13} = \frac{13,2}{1 \cdot 19 \cdot 2 \cdot 3,6 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 0,24 \text{ м}^2$$

$$F_{14} = \frac{5,03}{1 \cdot 11 \cdot 2 \cdot 3 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1} = 0,16 \text{ м}^2$$

По расчётным площадям просеивающих поверхностей подбираются соответствующие грохоты.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		18

## 4 Механические расчеты

Выбор и расчёт основных параметров дробилки

Исходные данные:

Производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$  – 22.

Наибольший размер куска дробильного материала,  $D_{max}$  – 210 мм.

Ширина выходной щеки, мм – 40.

Предел прочности дробильного материала при сжатии, мПа – 300.

Модуль прочности дробильного материала, мПа – 46000.

При изменении конструкции дробилки изменятся и ее основные параметры. Исходя из этих параметров будут выполняться прочностные расчеты деталей дробилки, а также будет подбираться привод, целесообразный новым значениям частоты вращения эксцентрикового вала и мощности, затрачиваемой на дробление.

Задача расчёта:

Определить основные параметры щёковой дробилки со сложным качением щеки:

угол захвата « $\alpha$ » между дробящими щеками;

наивыгоднейшую частоту вращения эксцентрикового вала «П», об/с;

мощность привода дробилки, N, кВт

наибольшее усилие дробления, Q, Н

Определение ширины загрузочного отверстия.

Ширина загрузочного отверстия, B, мм определяется по формуле:

$$B = D_{max}/0,85 \quad (4.1)$$

где:  $D_{max}$  – максимальный размер кусков исходного продукта, мм

$$B = 210/0,85 = 247 \text{ мм}$$

Размеры приёмного отверстия регламентированы Государственным стандартом, поэтому принимаем  $B = 205$  мм

Определение угла захвата.

От угла  $\alpha$ , образованного рабочими поверхностями дробящих щёк, зависит будет ли кусок дробимого материала втягиваться в дробилку или выталкиваться из неё.

Согласно рекомендациям [1], для надёжной работы дробилки, принимаем угол захвата  $\alpha=20^\circ$ .

Наивыгоднейшая частота вращения эксцентрикового вала.

Она определяется из условий свободной выгрузки материала под действием силы тяжести. Определяется она по формуле:

$$n = 11\sqrt{\text{tg } \alpha/S} \quad (4.2)$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		19

Где:  $\alpha$  – угол захвата, градусы;

S – ход щеки, см

По рекомендациям ВНИИ СДМ ход щеки (мм) может быть определён из выражения:

$$S = 7 + 0,1d \quad (4.3)$$

Где: d – наибольшая ширина выходной щеки, мм

Тогда:  $= 7 + 0,1 \cdot 40 = 11$  мм

$$n = 11\sqrt{\text{tg } 20^\circ / 1,1} = 271,8 \text{ об/мин}$$

или  $n = 4,53$  об/с

Определение длины загрузочной щеки.

Длина загрузочной щеки L определяется из формулы производительности дробилки:

$$\Pi = \frac{3600 \cdot n \cdot L \cdot S \cdot d_{\text{cp}} \cdot \mu}{\text{tg } \alpha} \quad (4.4)$$

Где:

n – частота вращения эксцентрикового вала, об/с;

L – длина загрузочной щели, м;

S – ход щеки, м;

$\mu$  – коэффициент разрыхления дробимого материала,  $\mu = 0,3 \dots 0,65$  [1];

$\alpha$  – угол захвата;

$d_{\text{cp}}$  – средний размер продукта дробления, м;

Средний размер продукта дробления определяется по формуле:

$$d_{\text{cp}} = \frac{2L+S}{2} \quad (4.5)$$

Где:

S – ход щеки, м;

L – минимальный размер выходной щели, м.

$$L = d_{\text{max}} - S \quad (4.6)$$
$$L = 40 - 11 = 29 \text{ мм}$$
$$d_{\text{cp}} = \frac{2 \cdot 29 + 0,011}{2} = 0,0345 \text{ м}$$

Тогда из формулы (5.4) для определения производительности выведем формулу для определения длины загрузочной щели:

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		20

$$L = \frac{\Pi \cdot \operatorname{tg} \alpha}{3600 \cdot n \cdot S \cdot d_{\text{ср}} \cdot \mu} = \frac{22 \cdot \operatorname{tg} \alpha}{3600 \cdot 4,53 \cdot 0,011 \cdot 0,0345 \cdot 0,5} = 0,91 \text{ м}$$

Размеры приёмных отверстий регламентированы Государственным стандартом, поэтому принимаем  $L=0,9\text{м}=900\text{мм}$ .

Определение мощности привода.

Мощность привода дробилки  $N(\text{кВт})$  определяется по формуле:

$$N = \frac{\sigma^2 \cdot L \cdot n}{3,82E} (D^2 - d^2) \quad (4.7)$$

Где

$\sigma$  – предел прочности дробимого материала, Па;

$L$  – длина загрузочной щели, м;

$n$  – частота вращения эксцентрического вала, об/с;

$E$  – модуль упругости дробимого материала, Па;

$D$  – размер исходного материала, м;

$d$  – размер готового продукта, м

$$N = \frac{(300 \cdot 10^6)^2 \cdot 0,9 \cdot 4,53}{3,82 \cdot 46000} (0,044 - 0,0016) = 89004 \text{ Вт} \approx 89 \text{ кВт}$$

Определённая по данной формуле мощность даёт завышенный результат на 35-40%, поэтому для инженерных расчётов её необходимо корректировать, т.е. умножить на коэффициент 0,65...0,6. Тогда получим:  $N=89 \cdot 0,6=53,4 \text{ кВт}$ .

Ближайший электродвигатель, который подходит по мощности: электродвигатель 4А250М6У3 ГОСТ 19523-81. Мощность данного электродвигателя  $N_g=55\text{кВт}$   $n=1000 \text{ об/с}$ .

Коэффициент скольжения  $S=1.3\%$ .

Определение максимального усилия дробления

Максимальное усилие дробления определяем по формуле:

$$Q_{\text{max}} = \frac{\sigma^2 \cdot L \cdot (D^2 - d^2)}{3,82ES} \quad (4.8)$$

Где:

$\sigma$  – предел прочности дробимого материала, Па;

$L$  – длина загрузочной щели, м;

$E$  – модуль упругости дробимого материала, Па;

$S_1$  – ход подвижной щеки в месте приложения дробящего усилия, м;

$D, d$  – размеры исходного и готового продукта, м.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		21

Ход подвижной щеки в месте приложения дробящего усилия определяем графически.

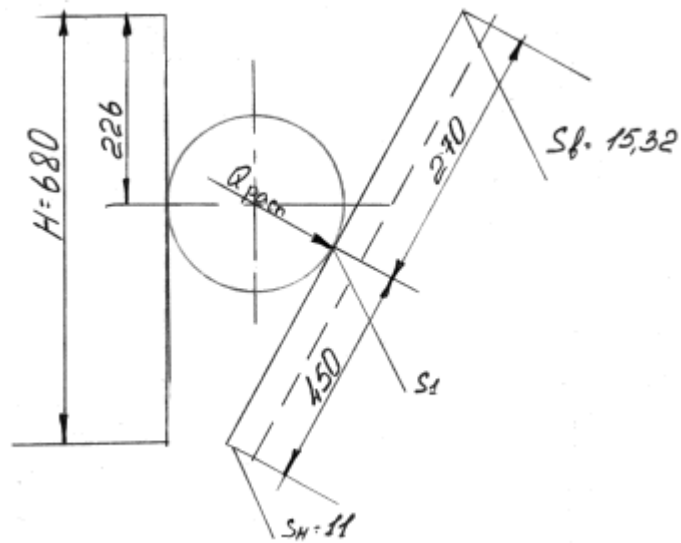


Рисунок 4.1 – Схема для определения хода щеки в месте приложения  $Q$

$$\frac{S_b - S_H}{S_1 - S_H} = \frac{720}{450}$$

$$S_1 = \frac{(S_b - S_H) \cdot 450}{720} + 11 = 13,7 \text{ мм}$$

$$Q_{max} = \frac{(300 \cdot 10^6)^2 \cdot 0,9 \cdot (0,044 - 0,0016)}{3,82 \cdot 46000 \cdot 10^6 \cdot 0,0137} = 1426 \text{ кН}$$

Учитывая возможность перегрузки дробилки при попадании недробимого материала рекомендуется принимать усилие дробления:

$$Q_{дроб} = 1,5 \cdot Q_{max} \quad (4.9)$$

$$Q_{дроб} = 1,5 \cdot 1426 \approx 2140 \text{ кН}$$

Определяем усилие в распорной плите сжимающие усилие, действующее вдоль распорной плиты, определяется по формуле: рис. 4.2.

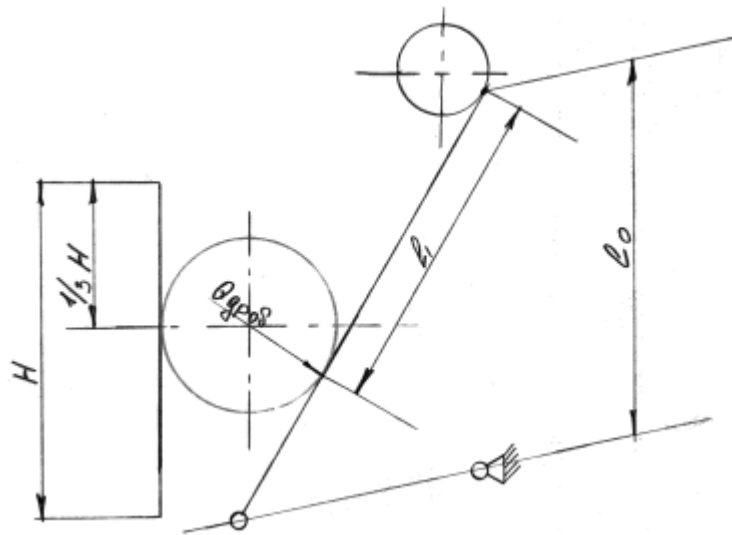


Рисунок 4.2 – Схема для определения усилий в деталях щековой дробилки

$$T = \frac{Q_{\text{дроб}} \cdot L_1}{L_0} \quad (4.10)$$

Где:

$Q_{\text{дроб}}$  – усилие дробления, Кн;

$L_1$  и  $L_0$  – плечи действия сил (рис. 4.2) определяется графически;

$$\begin{aligned} L_1 &= 410 \text{ мм} \\ L_0 &= 700 \text{ мм} \\ T &= \frac{2140 \cdot 400}{700} = 1222 \text{ кН} \end{aligned}$$

Расчёт на прочность элементов дробилки.

Целью расчетов на прочность основных деталей дробилки является подтверждение работоспособности модернизированной дробилки

Расчёт на прочность распорных плит передней щеки.

Задача расчёта: определить толщину распорных плит передней щеки дробилки.

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат

15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ

Лист

23

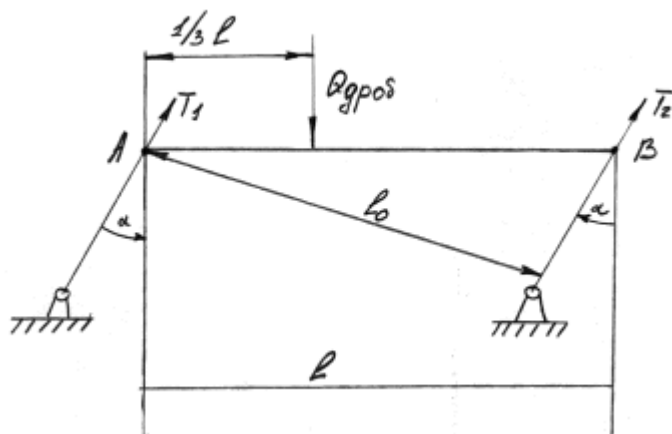


Рисунок 4.3 – Расчётная схема для определения усилий в распорных плитах

Исходные данные:

$$L_1 = 650 \text{ мм};$$

$$L_0 = 643,5 \text{ мм};$$

$$\alpha = 8^\circ;$$

Ширина распорной плиты  $v=800$  мм;

Усилие дробления –  $Q_{\text{дроб}} = 2140$  Кн;

Материал С418-36  $[\sigma_{\text{сж}}] = 9,31 \cdot 10^7$  Па;

Условия расчёта: на дробящую плиту действует усилие дробления, приложенное на расстояние  $1/3L$  от верха камеры дробления.

Расчёт:

$$\sum M_A = Q_{\text{дроб}} \cdot 1/3 L - T_2 \cdot L_0 = 0 \quad (4.11)$$

Где:

$Q_{\text{дроб}}$  – усилие дробления, Кн;

$1/3 L$  – плечо действия силы, мм;

$T_2$  – усилие в нижней распорной плите, Кн;

$L_0$  – плечо действия силы  $T_2$ , мм;

отсюда:

$$T_2 = \frac{Q_{\text{дроб}} \cdot 1/3 L}{L_0} = \frac{2140 \cdot 1/3 \cdot 650}{643,5} = 720,5 \text{ кН}$$

$$\sum M_B = Q_{\text{дроб}} \cdot 2/3 L - T_1 \cdot L_0 = 0 \quad (4.12)$$

Где  $T_1$  – усилие в верхней распорной плите, Кн.

Тогда:



$$T_1 = \frac{Q_{\text{дроб}} \cdot 2/3 L}{L_0} = \frac{2140 \cdot 2/3 \cdot 650}{643,5} = 1441 \text{ кН}$$

Конструктивно распорные плиты должны быть одинаковыми, поэтому дальнейший расчёт ведём по большому усилию, им является усилие  $T_1 = 1441 \text{ Кн}$ .

Напряжение сжатия в распорной плите определяется по формуле:

$$\sigma_{\text{сж}} = \frac{T}{F} \quad (4.13)$$

Где  $\sigma_{\text{сж}}$  – направление сжатия в распорной плите, Па;

$T$  – усилие в распорной плите, Н;

$F$  – площадь поперечного сечения распорной плиты.

Площадь поперечного сечения распорной плиты определяется по формуле:

$$F = a \cdot b \quad (4.14)$$

Где:

$a$  – толщина распорной плиты, м

$b$  – ширина распорной плиты, м

Тогда:  $\sigma_{\text{сж}} = \frac{T}{a \cdot b}$

Отсюда:  $d = T / \sigma_{\text{сж}} \cdot b$

Расчёт на прочность ведётся из условия:

$$\sigma_{\text{сж}} \leq [\sigma_{\text{сж}}] \quad (4.15)$$

Где  $[\sigma_{\text{сж}}]$  -допускаемое напряжение Па;

Тогда  $a \geq T / \sigma_{\text{сж}} \cdot b$

$$a \geq \frac{1441000}{9,31 \cdot 10^7 \cdot 0,8} = 0,019 \text{ м}$$

Принимаем  $a=20\text{мм}$ .

Расчёт на прочность передней дробящей щеки.

Задача расчёта: проверка сечения дробящей щеки на прочность в зоне действия дробящего усилия  $Q_{\text{дроб}}$ .

Исходные данные:

Материал –сталь 30ГЛ;  $[\sigma_{\text{сж}}] = 16 \cdot 10^7 \text{ Па}$ ;

$L=650\text{мм}$ ;

$T_1 = 1441 \text{ Кн}$ ;

$T_2 = 720,5 \text{ Кн}$ ;

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		25

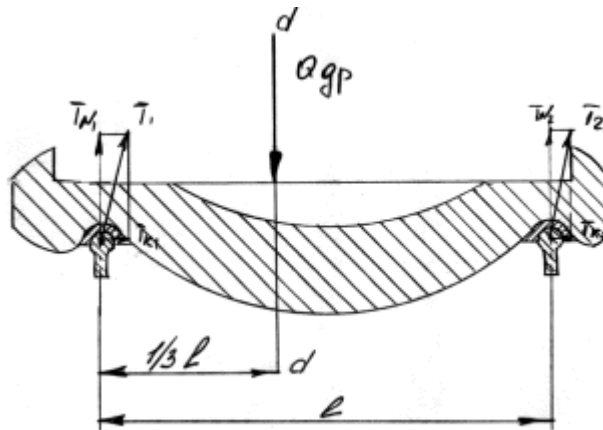


Рисунок 4.4 - Расчётная схема для расчёта дробящей щеки на прочность

Условия расчёта:

Щёку рассчитываем как балку, опирающуюся на распорные плиты. При этом в щеке возникает напряжение изгиба.

Условия прочности на изгиб:

$$\sigma_{\text{изг}} \leq [\sigma_{\text{изг}}] \quad (4.16)$$

Где:

$\sigma_{\text{изг}}$  – номинальное напряжение изгиба, Па;

$[\sigma_{\text{изг}}]$  – допускаемое напряжение изгиба, Па.

Номинальное напряжение изгиба, возникающее в дробящей щеке определяем по формуле:

$$\sigma_{\text{изг}} = M/W \quad (4.17)$$

Где:

$M$  – изгибающий момент;

$W$  – момент сопротивления сечения щеки,  $\text{м}^3$ ;

Изгибающий момент определяем по рис. 5.4.

$$M = T_{N_2} \cdot \frac{2}{3}L \quad (4.18)$$

Где:

$T_{N_2}$  – нормальная составляющая усилия в распорной плите, кН;

$2/3L$  – плечо действия силы.

Нормальную составляющую усилия в распорной плите определяем, как:

$$T_{N_2} = T_2 \cdot \cos \alpha \quad (4.19)$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		26

Где:

$T_2$  – усилие в распорной плите, кН;

$\alpha$  – угол наклона распорной плиты.

Тогда:

$$T_{N_2} = 720,5 \cdot \cos 8^\circ = 713,3 \text{ кН}$$

$$M = 713,3 \cdot \frac{2}{3} \cdot 0,65 = 309 \text{ кН}$$

Момент сопротивления сечения щеки:

$$W = \frac{J_x}{n-y} \quad (4.20)$$

Где:

$J_x$  – момент инерции сечения;

$n$  – толщина сечения, м;

$y$  – координаты центра тяжести сечения, м;

Площадь сечения а-а:

$$F = 0,08 \cdot 0,9 + 5 \cdot (0,1 - 0,06) = 0,102 \text{ м}^2$$

Координаты центра тяжести:

$$y = \frac{5 \cdot 0,1 \cdot 0,06 \cdot 0,13 + 0,08 \cdot 0,9 \cdot 0,04}{0,102} = 0,066 \text{ м}$$

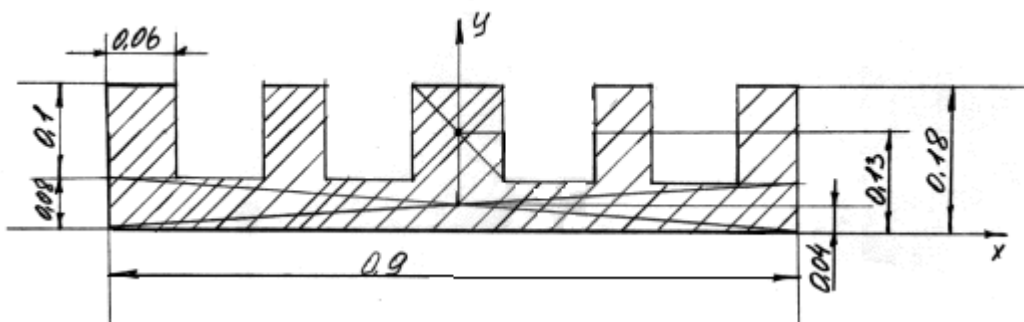


Рисунок 4.5 - Сечение а-а передней щеки

Момент инерции сечения а-а:

$$J_x = \frac{5 \cdot 0,06 \cdot 0,1^2}{12} + 5 \cdot 0,06 \cdot 0,1(0,066 - 0,04)^2 = 0,0002345 \text{ м}^4$$

Тогда момент сопротивления сечения а-а:

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		27

$$W = \frac{0,0002345}{0,18 - 0,066} = 0,00206 \text{ м}^3$$

Отсюда напряжение от изгиба в сечении а-а:

$$\sigma_{\text{изг}} = \frac{309 \cdot 10^3}{0,00206} = 15 \cdot 10^7 \text{ Па}$$

Сравним с допустимым:

$$[\sigma_{\text{изг}}] = 16 \cdot 10^7 \text{ Па} > \sigma_{\text{изг}} = 15 \cdot 10^7 \text{ Па}$$

Следовательно, данное сечение в месте приложения  $Q_{\text{дроб}}$  подходит по условию прочности на изгиб.

Расчёт станины.

Задача расчёта:

Проверка на прочность передней балки станины и боковой станины.

Исходные данные: Материал:

Ст3

$$[\sigma_{\text{изг}}] = 11 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$[\sigma_{\text{раст}}] = 9 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$Q_{\text{дроб}} = 2140 \text{ Кн};$$

$$L = 0,98 \text{ м};$$

$$L_1 = 1,5 \text{ м}.$$

Сварную станину рассчитывают как жёсткую раму.

Передняя стенка состоит из двух балок. Большее усиление приходится на верхнюю балку, поэтому её и рассчитывают на прочность.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		28

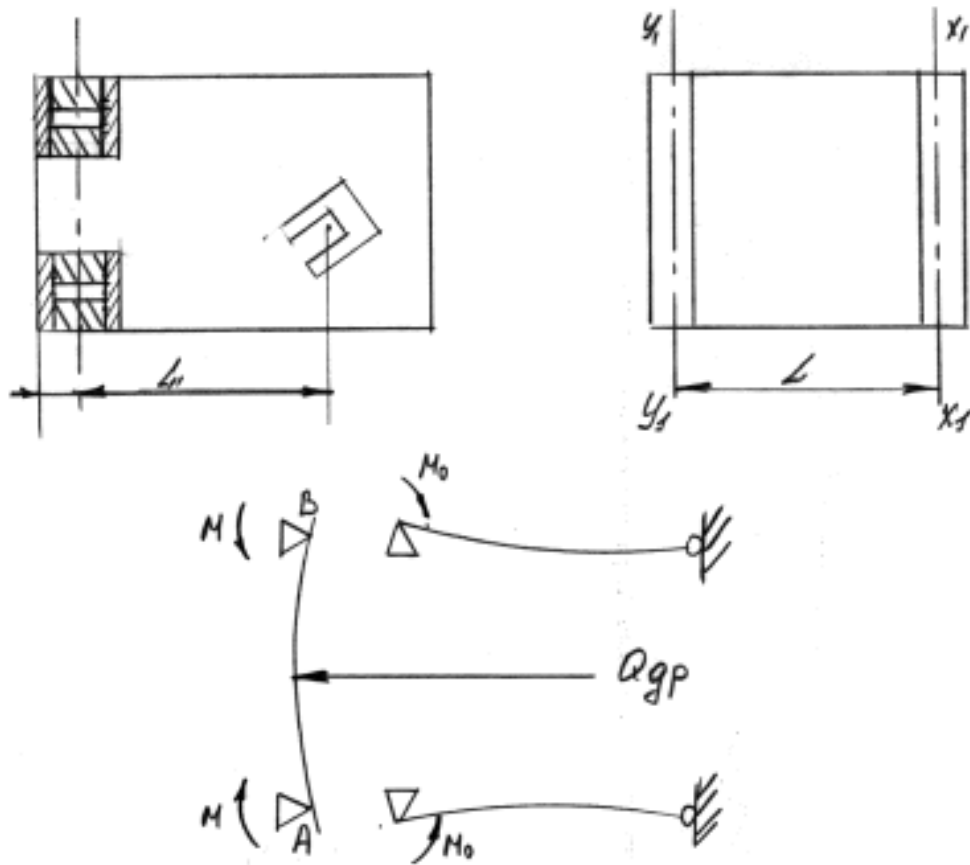


Рисунок 4.6 - Расчётная схема станины

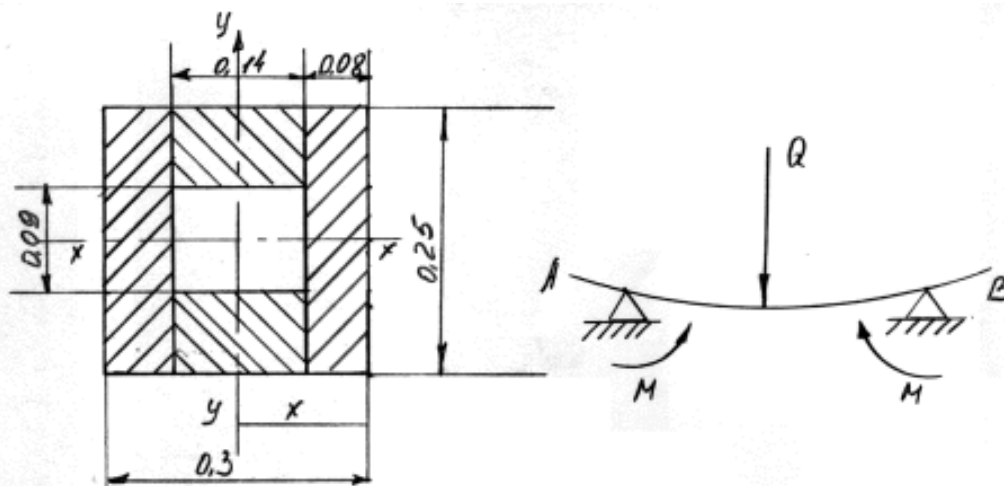


Рисунок 4.7 - Расчётная схема передней балки станины

На концах балки АВ действуют моменты  $M_0$ , которые препятствуют свободному повороту этих концов и заменяют действие боковых стенок на переднюю. направление действия момента  $M_0$  показано на рис. 4.6.

Значение определяем по формуле:

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат

$$M_0 = \frac{Q \cdot L}{b} \cdot \frac{1}{1 + \frac{2}{3} \frac{L_1 \cdot J}{L \cdot J_1}} \quad (4.21)$$

Где:

$Q=1440$  кПа – усилие, действующее на балку, Кн;

$L_1$  – расстояние между осями инерции передней и задней балки;

$L$  – длина балки;

$J, J_1$  – моменты инерции сечений боковых стенок и передней балки,  $\text{м}^4$ .

Моменты инерции сечения балки равен:

$$J = \frac{0,25 \cdot 0,3^2 - 0,09 \cdot 0,14^3}{12} = 0,0005419 \text{ м}^4$$

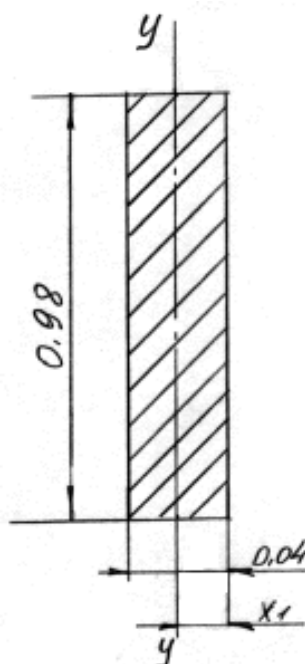


Рисунок 4.7 - Сечение боковой станины

Момент инерции сечения боковых стенок:

$$J_1 = \frac{0,04^3 \cdot 0,98}{12} = 0,0000052 \text{ м}^4$$

Тогда:

$$M_0 = 1644,7 \text{ нм}$$

Момент, изгибающий переднюю стенку:

$$M = \frac{QL}{4} - M_0 \quad (4.22)$$

Где:

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		30

Q – усилие, действующее на балку;

L – длина балки, м;

$M_0$  – момент, заменяющий действие боковых стенок на балку, нм.

$$M = \frac{1441000 \cdot 0,98}{4} - 1644,7 = 351400,3 \text{ нм}$$

Наибольшее напряжение от передней балки:

$$\sigma = \frac{M \cdot x}{J} \quad (4.23)$$

Где:

M – момент изгибающий переднюю стенку, нм;

$x=0,15$  м – координата центра тяжести сечения балки;

J – момент инерции сечения балки, М;

Тогда:

$$\sigma = \frac{351400 \cdot 0,15}{0,0005419} = 9,73 \cdot 10^7 \text{ Па}$$

Условие прочности:

$$\sigma \leq [\sigma_{\text{изг}}] \quad (4.24)$$

Где  $[\sigma_{\text{изг}}]$  – допускаемое напряжение на изгиб, Па.

$$9,73 \cdot 10^7 \text{ Па} \leq 11 \cdot 10^7 \text{ Па}$$

Данное сечение передней балки подходит по условию прочности.

Боковые станины подвергаются напряжению изгиба и растяжения:

$$\sigma = \frac{M_0 \cdot x_1}{J_1} + \frac{Q_{\text{дроб}}}{2F} \quad (4.25)$$

Где:

$M_0$  – изгибающий момент, нм;

$x_1 = 0,02$  – координата центра тяжести сечения, м;

$J_1$  – момент инерции сечения боковой станины;

$Q_{\text{дроб}}$  – усилие дробления, н;

F – площадь поперечного сечения.

Тогда:

$$M_0 = 2442 \text{ нм}$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		31

Площадь поперечного сечения:

$$F = 0,98 \cdot 0,04 = \text{м}^2$$

Тогда:

$$\sigma = \frac{2442 \cdot 0,02}{0,0000052} + \frac{2140000}{2 \cdot 0,0392} = 3,6 \cdot 10^7 \text{ Па}$$

Допускаемое напряжение:  $[\sigma] = 9 \cdot 10^7 \text{ Па}$ , т.е. данное сечение боковой станины подходит по условию прочности.

Выбор и расчёт конструктивных элементов дробилки.

Расчёт и выбор опорных пружин передней щеки.

Задача расчёта: выбрать опорные пружины передней щеки.

Данные для расчёта:

рабочий ход –  $h$ , мм – 38мм;

сила тяжести передней щеки  $P$ , кН – 20;

число пружин,  $n$  – 5шт.

Расчёт:

Определим усилие, приходящее на одну пружину:

$$P_2 = \frac{P}{n} \quad (4.26)$$

Где:

$P$  – сила тяжести щеки, Кн;

$n$  – число пружин, шт;

$$P_2 = \frac{20}{5} = 4 \text{ кН}$$

По формуле определяем силу пружины при максимальной деформации:

$$P_3 = \frac{P_2}{1-\delta} \quad (4.27)$$

Где:

$P_2$  – рабочее усилие в пружине, кН;

$\delta$  – относительный инерционный зазор пружины сжатия  $\delta = (0,05 \dots 0,25)$

Тогда:

$$P_3 = \frac{4}{1 - 0,05} \dots \frac{4}{1 - 0,25} = 4,21 \dots 5,3 \text{ кН}$$

В заданном интервале по ГОСТ 13772-68 имеются следующие пружины

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		32



№184	$P_3 = 4,25 \text{ кН}$
№185	$P_3 = 4,75 \text{ кН}$
№186	$P_3 = 5 \text{ кН}$

Из соображения габаритов выбираем пружину №185

$d = 15 \text{ мм}$  – диаметр проволоки;

$D = 80 \text{ мм}$  – наружный диаметр пружины;

$z_p = 362 \text{ Н/мм}$  – жёсткость одного витка;

$f_3 = 10,56 \text{ мм}$  - наибольший прогиб донного витка.

Определяем жёсткость пружины:

$$z = \frac{P_2}{h} \quad (4.28)$$

Где

$P_2$  – рабочее усилие, КН;

$h$  – рабочий ход, мм.

Тогда

$$z = \frac{4}{38h} = 0,1052 \text{ кН} = 105,2 \text{ Н/мм}$$

Число рабочих витков пружины:

$$h = \frac{z_1}{z} \quad (4.29)$$

Где:

$z_1$  – жесткость одного витка, н/мм;

$z$  – жёсткость пружины, н/мм.

$$h = \frac{362}{z105,2} = 3,44$$

Принимаем  $n=3.5$ .

При полутора нерабочих витках  $n_1 = 5$ .

Шаг пружины определяется по формуле:

$$t = f_3 + d \quad (4.30)$$

Где:

$f_3$  – наибольший прогиб одного витка, мм;

$d$  – диаметр проволоки, мм.

Тогда

$$t = 10,56 + 15 = 25,56 \text{ мм}$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		33

Длина пружины в свободном состоянии:

$$H_0 = (n_1 - 0,5) \cdot d + n_1(t - d) \quad (4.31)$$
$$H_0 = (5 - 0,5) \cdot 15 + 5(25,56 - 15) = 120,3 \text{ мм}$$

Высота пружины при рабочей деформации:

$$H_2 = H_0 - F_2 \quad (4.32)$$

Где

$F_2$  – рабочий ход пружины, мм.

Тогда:

$$H_2 = 120,3 - 38 = 82,3 \text{ мм}$$

Определяем диаметр гильзы:

$$D_2 = D + 6 \quad (4.33)$$

Где:

D – диаметр пружины, мм

$$D_2 = 80 + 6 = 86 \text{ мм}$$

Расчёт привода механизма регулирования размера выходной щели

Данную дробилку оборудуем вспомогательным прибором для дистанционного управления механизмом регулирования выходной щели.

Клиновой механизм регулирования выходной щели (рис. 5.8), состоит из: сухаря 5, в который упирается распорная плита и клиньев 4 со встроенными гайками.

При вращении винта 3, имеющего на сопрягаемых с клиньями участков левую и правую резьбу, клинья могут сближаться, выжимая сухарь влево или расходится, давая возможность отодвигаться ему вправо и таким образом изменять размер выходной щели.

Вращение винта может производиться вручную специальной рукояткой 6 или дистанционно, с помощью двигателя 1 и редуктора 2. В этом случае имеется возможность дистанционно управлять выпуском недробимых предметов из камеры дробления, максимально разводя клинья 4 и соответственно увеличивая ширину разгрузочной щели.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		34

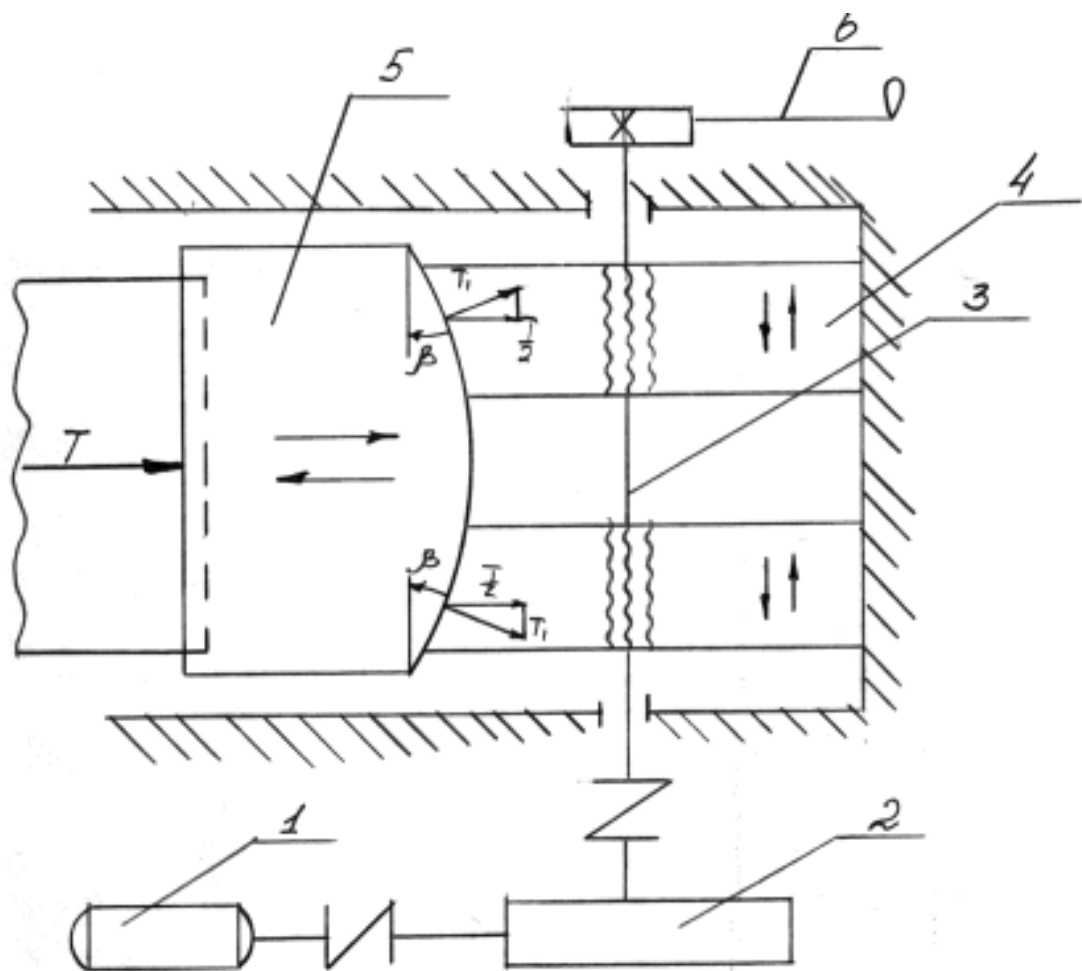


Рисунок 4.8 – Схема механизма регулирования выходной щели

1. Электродвигатель; 2. редуктор; 3. винт; 4. клин со встроенной гайкой; 5. сухарь; 6. рукоятка  $\beta = 30^\circ$ .

Исходные данные для расчёта:

резьба трапециидальная

$P = 3$  мм – шаг резьбы;

$d_2$  – средний диаметр;

$d$  – наружный диаметр;

$d_1$  – внутренний диаметр.

Усилие со стороны распорной плиты:

$$T = 1222 \text{ кН}$$

$$T_1 = \frac{T}{2} \cdot \cos \beta = 611 \cdot 0,866 = 529 \text{ кН} \quad (4.34)$$

Крутящий момент на конце винта  $M_k$  равен моменту в резьбе  $M_p$ . Для вычисления момента в резьбе определяем угол её подъёма:

$$\psi = \arctg P / (\pi d_2) \quad (4.35)$$

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лит
-----	------	---------	--------	-----

15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ

Лист

35

Где:

$P$  – шаг резьбы;

$d_2$  – средний диаметр резьбы.

$$\psi = \arctg 3 / (3,14 \cdot 42,5) = 1^\circ 50'$$

И приведённый угол трения:

$$\rho' = \arctg f' \quad (4.36)$$

Где:

$f' = 0,104$  – приведённый коэффициент трения;

$$\rho' = \arctg 0,104 = 5^\circ 57'$$

При этом момент на резьбе:

$$M_p = F_a \cdot \frac{d_2}{2} \operatorname{tg}(\psi + \rho') \quad (4.37)$$

Где

$F_a$  – осевое усилие на винте. Это усилие будет равно силам трения клиньев о опорные поверхности (см. рис.5.8):

$$F_a = 2 \cdot \frac{T}{2} \cdot f + 2T_1 f \quad (4.38)$$

Где:

$f = 0,1 \dots 0,04$  – коэффициент трения скольжения стали по стали при периодической смазке.

Принимаем  $f = 0,05$ .

Тогда

$$F_a = 2 \cdot 611 \cdot 0,05 + 2 \cdot 529 \cdot 0,05 = 144 \text{ кН}$$
$$M_p = 144 \cdot 10^3 \cdot \frac{42,5 \cdot 10^{-3}}{2} \operatorname{tg}(1^\circ 50' + 5^\circ 57') = 266 \text{ Нм}$$

Определим мощность движения механизма регулирования размера выходной щели:

$$N_{\text{дв}} = \frac{M_p \cdot \omega_{\text{в}}}{1000 \cdot \eta} \quad (4.39)$$

Где:

$M_p$  – крутящий момент, нм;

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		36

$\omega_B = 7,85$  – угловая скорость винта рад/с;  
 $\eta=0,85$  – КПД привода;

$$N_{дв} = \frac{266 \cdot 7,85}{1000 \cdot 0,85} = 2,456 \text{ кВт}$$

По таблице по требуемой мощности 2,456 кВт выбираем электродвигатель трёхфазный с синхронной частотой вращения 1500 об/мин 4А100S4 УЗ с параметрами:  $N=3\text{кВт}$ ;  $n=1500\text{об/мин}$ ; скольжение – 4,4%.

Номинальная частота вращения:

$$n_{дв} = 1500 - 0,044 \cdot 1500 = 1434 \text{ об/мин}$$
$$\omega_{дв} = \frac{\pi \cdot n_{дв}}{30} = \frac{3,14 \cdot 1434}{30} = 150,09 \text{ рад/с}$$

По таблице П2[11] диаметр выходного конца вала ротора  $d_{дв} = 28$  мм.  
Определим передаточное отношение:

$$u = \frac{n_{дв}}{n_B} = \frac{\omega_{дв}}{\omega_B} = \frac{150,09}{7,85} = 19,119 \approx 19,12 \quad (4.40)$$

По мощности и передаточному отношению выбираем червячный редуктор 24-80-20-51-1-2-УЗ с передаточным числом  $u_p = 20$ .

Так как,  $u_p$  – несколько отличается от расчётного, необходимо уточнить частоту вращения винта  $n_B$ .

$$n_B = \frac{n_{дв}}{u_p} = \frac{1434}{20} = 71,7 \text{ об/мин}$$
$$\omega_{дв} = \frac{3,14 \cdot 71,7}{30} = 7,5 \text{ рад/с}$$

Для соединения двигателя с редуктором и редуктора с винтом выбираем муфты МУВП (муфты упругие втулочно-кольцевые) по ГОСТу 21424-75 с расточками полумуфты под:

$$d_{вх} = 28 \text{ мм};$$
$$d_{в.ч.} = 18 \text{ мм};$$
$$d_{вч.к} = 30 \text{ мм};$$
$$d_B = 35 \text{ мм};$$

Проверка прочности шпоночных соединений.

Для соединения полумуфт с валами принимаем шпонки призматические со скрученными торцами.

Размеры сечений шпонок и пазов и длины по ГОСТу 23360-78.

Материал шпонок – сталь 45 нормализованная.

Напряжение смятия и условия прочности по формуле:

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		37

$$\sigma_{\text{см}}^{\text{max}} = \frac{2M}{d(h-t_1) \cdot (L-b)} \leq [\sigma_{\text{см}}] \quad (4.41)$$

Где

$M$  – крутящий момент, Н,м;

$d$  – диаметр вала в месте установки шпонки, мм;

$h$  – высота шпонки, мм;

$b$  – ширина шпонки, мм;

$L$  – длина шпонки, мм;

$t_1$  – глубина паза вала, мм;

$[\sigma_{\text{см}}] = 50 \dots 70$  – допустимое напряжение смятия, мПа.

Для валов  $d_{\text{дв}} = 28$  мм и  $d_2 = 18$  мм выбираем шпонку  $b \cdot h \cdot L = 8 \cdot 7 \cdot 50$  мм.

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 20 \cdot 10^3}{18(7-4) \cdot (50-8)} = 17,6 \text{ мПа} < [\sigma_{\text{см}}]$$

А для  $d_{\text{дв}} = 28$  мм:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 20 \cdot 10^3}{28(7-4) \cdot (50-8)} = 11,3 \text{ мПа} < [\sigma_{\text{см}}]$$

Для валов выбираем шпонку:

$$\sigma_{\text{см}} = \frac{2 \cdot 266 \cdot 10^3}{30(8-5) \cdot (100-10)} = 65,6 \text{ мПа} < 70 \text{ мПа} = \sigma_{\text{см}}$$

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лист		38

## 5 Ремонт оборудования

Ремонт щековой дробилки выполняется в следующем объеме:

- восстановление сварного шва кожухов маховика;
- замена вкладышей подшипников боковой щеки;
- наплавка боковых броней;
- ремонт приемного бункера.

Общие данные о проведении ремонта приведены в таблице 5.1.

Организация и технология проведения работ представлены в таблице 5.2.

Операционный контроль представлен в таблице 5.3.

Работы по ремонту щековой дробилки должны выполняться с учетом требований Федерального закона «Об охране окружающей среды» от 10.01.2001 №7-ФЗ.

При ремонте щековой дробилки выполняются мероприятия по снижению воздействия технологических процессов на атмосферу, поверхностные воды и прилегающую территорию землепользования.

Загрязнение атмосферы может происходить от неорганизованных источников выбросов – работа двигателей внутреннего сгорания строительных механизмов и транспорта, сварочных работ.

Загрязнение поверхностных вод и водоемов при выполнении работ по предложенной технологии настоящими технологическими картами исключено, так как устанавливаемое оборудование и механизмы в любых режимах их работы (включая аварийные) не могут быть источниками загрязняющих сбросов.

Работы по ремонту щековой дробилки должны выполняться с учетом требований ППБ 01-03 «Правила пожарной безопасности в РФ», РД 153-34.03.301-00 «Правила пожарной безопасности для энергетических предприятий», СНиП 12-03 «Безопасность труда в строительстве. Часть 1. Общие требования».

До начала ремонтных работ назначается ответственный за пожарную безопасность.

Площадки ремонтных работ оснащаются противопожарным инвентарем и первичными средствами пожаротушения с минимальным набором пожарного инвентаря – топор, багры, ведра, песок.

Пожаротушение осуществляется силами работающего персонала. Нормируемый расход воды 5-10-15 л/сек.

					15.03.02.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лат		39

Таблица 5.1

Вид работы				Состав бригады				Норма времени			
Текущий ремонт дробилки СМД-117: – восстановление сварного шва кожухов маховика; – замена вкладышей подшипников боковой щеки; – наплавка боковых броней; – ремонт приемного бункера.				№ п/п	Должность и профессия		Кол-во человек	Разряд	Норма времени на текущий ремонт щековой дробилки – 36 дней. Норма времени рассчитана в соответствии с проектом ремонтных работ.		
				1	Мастер, ответственный руководитель работ		1				
				2	Механик-ремонтник		4	5			
				3	Сварщик		3	5			
				4	Слесарь-инструментальщик		1	3			
				Всего:		9					
Материалы				Защитные средства				Механизмы и оборудование			
№ п/п	Наименование	Ед. изм	Кол-во	№ п/п	Наименование защитных средств	Ед. изм.	Кол-во	№ п/п	Наименование механизмов	Кол-во	
1	Вкладыши подшипников	компл.	1	1	Каска защитная	шт.	9	1	Аппарат сварочный	3	
2	Электроды Т-590	упак.	1	2	Маска защитная для сварки	шт.	3	2	Кран мостовой, г.п. 25 т	1	
3	Лента наждачная	м.	3	3	Рукавицы	пар	9	3	Машинка шлифовальная	1	
4	Бочок с питьевой водой	шт.	1	4	Рабочая спецодежда	компл.	9				
				5	Респиратор	шт.	1				
				6	Предохранительный пояс	шт.	4				
Инструменты и приспособления											
№ п/п	Наименование	Ед. изм.	кол-во	3	Рулетка металлическая	шт.	1				
1	Тележка гидравлическая	шт.	1	4	Монтерский инструмент	компл.	4				
2	Канат капроновый (страховочный)	шт.	4	5	Лестница раздвижная	шт.	2				



Продолжение таблицы 5.1

Условия труда	Меры безопасности	Особые условия
Работа выполняется по наряду-допуску	Работы по ремонту щековой дробилки проводятся с соблюдением требований: – СНиП 12-03 «Безопасность труда в строительстве. Часть 1. Общие требования.» – СНиП 12-04 «Безопасность труда в строительстве. Часть 2. Общие требования.» –ГОСТ 12.3.003-86 ССБТ. «Работы электросварочные.Требования безопасности»	Все работы должны выполняться под непосредственным руководством ответственного руководителя работ. Производитель работ в процессе выполнения всей работы должен осуществлять непрерывный надзор за членами бригады. Непосредственное участие производителя работ в работе возможно, если он не теряет визуального контроля за действиями членов бригады.

Таблица 5.2

Последовательность операций	Должность	Кол-во, чел.
1. Получить наряд и разрешение на подготовку рабочего места и допуск	Производитель работ (допускающий)	1
2. Проверить исправность оборудования инструмента, приспособлений. Провести целевой инструктаж членов бригады	Мастер, ответственный руководитель работ	1
3. Со стороны маховика установить лестницу раздвижную. Двум механикам-ремонтникам подняться на дробилку.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
4. Разместить мостовой кран над маховиком.	Механик ремонтник	1
5. Застроповать кожух маховика.	Механик-ремонтник	1
6. При помощи инструмента отвернуть крепежные элементы, на которых держится маховик снизу и сверху.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
7. Поднять кожух маховика над дробилкой и транспортировать его на сварочный пост.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2

Продолжение таблицы 5.2

8. Повторить пункты 4-7 для второго кожуха.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
9. Сварщику осмотреть кожухи. Выявить места, в которых сварной шов требует восстановления. Восстановить сварной шов.	Сварщик	1
10. Двум механикам, оставшимся на внизу, подняться по лестнице на дробилку.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
11. Разместить мостовой кран над маховиком.	Механик-ремонтник	1
12. Застроповать площадку обслуживания.	Механик-ремонтник	1
13. При помощи инструмента отвернуть крепежные элементы, на которых держится маховик снизу и сверху.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
14. Двум механикам спуститься вниз по лестнице.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
15. Поднять кожух маховика над дробилкой и транспортировать его на сварочный пост.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
16. Произвести демонтаж подвижной щеки	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
17. Произвести демонтаж крышек и дисков фрикционных	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
18. Произвести демонтаж шкива маховика	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
19. Произвести демонтаж тяг и распорных плит	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
20. Слесарю инструментальщику зачистить поверхность боковых броней. Потом обезжирить поверхности.	Слесарь-инструментальщик	1

Продолжение таблицы 5.2

21. Сварщикам наплавить боковые брони	Сварщик Сварщик Сварщик Сварщик	4
22. Механикам при помощи инструмента выпрессовать подшипники с шеек вала. Снять подшипниковые втулки.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
23. При помощи инструментов запрессовать новые втулки с подшипниками.	Механик-ремонтник Механик-ремонтник	2
24. Произвести монтаж ранее демонтированных деталей	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
25. Механикам спуститься с дробилки	Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник Механик-ремонтник	4
26. Оформить окончание работ	Мастер, ответственный руководитель работ	1

Таблица 5.3

Наименование технологического процесса и его операций	Контролируемый параметр	Допускаемые значения параметра, требования качества	Способ (метод) контроля, средства (приборы) контроля
1. Контроль качества сварных швов кожуха	ГОСТ Р ИСО 17637-2014 1. Визуальный осмотр сварных швов кожуха	Проплавление, вогнутость корня, прожоги и усадки на всем протяжении односторонних стыковых швов находятся в пределах приемочных требований. Любые дефекты, такие как трещины или поры на поверхности сварного шва отсутствуют. Размеры усиления швов удовлетворяют требованиям.	Визуальный и инструментальный контроль: штангенциркуль, линейка
	2. Визуальный осмотр наплавленных броней	Проплавление, прожоги и усадки на всей поверхности находятся в пределах приемочных требований. Любые дефекты, такие как трещины или поры на поверхностях отсутствуют. Толщина наплавленного слоя удовлетворяет требованиям.	

										15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Дат							44

## 6 Автоматизация и КИП

Основное требование, предъявляемое к системе регулирования процесса крупного дробления, сводится к поддержанию заданной по условиям работы поточно-транспортной системы производительности первичного дробления. Обоснованность этого требования вытекает из того положения, что дробилки первичного дробления являются единственными агрегатами потока, позволяющими осуществить регулирование производительности ПТС. Это возможно благодаря наличию поддающегося автоматизации загружающего устройства - пластинчатого питателя, установленного под аккумулярующей емкостью - приемным бункером.

В связи с тем, что агрегаты первичного дробления находят широкое применение в различных технологических схемах, не представляется возможным сформулировать единые требования к точности поддержания регулируемого параметра и показателям качества процесса регулирования. Действительно, эти показатели могут быть различными в зависимости от количества стадий дробления, резерва по производительности дробильных машин на последующих стадиях, их типа (конусные, роторные) и степени автоматизации потока. На основании изложенного основные требования к системе автоматического регулирования процесса крупного дробления в щековых дробилках сводятся к следующему:

1. Стабилизация производительности, заданной последующими звеньями поточно-транспортной системы дробильной установки. Как отмечалось ранее, требования к точности поддержания регулируемого технологического параметра и качеству процесса регулирования зависят от технологической схемы и решаются при конкретном проектировании. Для дальнейшего рассмотрения можно допустить что, исходя из условий безаварийной работы, дробилки последующей стадии должны выбираться с резервом по:

- производительности не менее, чем 10-15%. Разумеется, что изменение
- производительности первичного дробления в этих пределах допустимо.

Однако, система автоматического регулирования не может ориентироваться на всю величину резерва, который должен быть использован при аварийных ситуациях. С другой стороны, чрезмерное ужесточение требований по точности регулирования может привести к неоправданным трудностям при синтезе системы регулирования.

Поэтому представляется обоснованным принять точность поддержания средней производительности около  $D=\pm 5\%$ .

2. Возможность осуществления корректировки ранее заданного значения производительности при изменении режима работы поточно- транспортной системы.

3. Безопасность работы автоматизированной дробильной машины. Наибольшую опасность для людей, находящихся в производственном помещении представляет аварийный режим, при котором происходит переполнение дробилки в результате отказа системы автоматического регулирования или попадания в камеру дробления негабарита. Отметим, что опыт эксплуатации показал, что

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Дат		45

безопасность установки обеспечивается надежным контролем верхнего уровня заполнения камеры дробления.

4. Простота и надежность эксплуатации.

5. Экономичность

Требования экономичности аналогичны требованиям, предъявляемым в других областях промышленности к автоматизированным установкам с электроприводом. При этом основными показателями являются первоначальная стоимость, стоимость потребляемой электрической энергии и стоимость обслуживания.

Оценка чувствительности дробилки к входным воздействиям по различным каналам производится по статическим характеристикам, связывающим переменные выхода и входа.

Потребляемая на дробление мощность изменяется практически пропорционально изменению производительности питателя. Следовательно, контролируя мощность приводного двигателя дробилки при однородном материале, можно получать информацию о производительности питателя.

Потребляемая на дробление мощность является очень чувствительным показателем, характеризующим условия дробления. Действительно, производительность дробилки понижается при увеличении крупности и прочности исходного материала, а также при уменьшении ширины разгрузочной щели. Эти же факторы вызывают повышение потребляемой на дробление мощности, что является информацией о возросшей трудности дробления. При этом следует учитывать, что увеличение заполнения камеры дробления при однородном материале приводит к повышению производительности дробилки и потребляемой на дробление мощности.

Не маловажным с точки зрения управления является тот факт, что с изменением ширины разгрузочного отверстия соотношение различных фракций щебня, т.е. рецепт остается практически постоянным.

Отсюда следует вывод, что, изменяя ширину разгрузочной щели, можно добиться значительно больших результатов при регулировании производительности дробилки, чем, используя в качестве исполнительного органа пластинчатый питатель, осуществляющий загрузку дробилки. Важно также то, что если для снижения производительности дробилки вдвое путем изменения производительности питателя необходимо поддержание уровня заполнения камеры дробления менее 0,3Н, то для достижения этого же результата при регулировании ширины разгрузочной щели заполнение камеры дробления может быть и максимальным.

Модернизированная дробилка оснащена следующими приборами.

Весами конвейерными автоматические непрерывного действия ВК-2М предназначены для непрерывного взвешивания сыпучих материалов, транспортируемых горизонтальными и наклонными конвейерами. С целью контроля, нормирования и технологического учёта массы материалов.

Весы конвейерные ВК могут комплектоваться тензоизмерительными приборами ТК-01, и датчиками контроля скорости ДКС-2М. Принцип работы весов

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		46

конвейерных ВК заключается в измерении нагрузки материала, находящегося на конвейерной ленте, которая нагружает тензодатчики. А также скорости движения ленты и вычисления на их основе значений линейной плотности в единицах массы продукта на единицу длины, производительности конвейера в единицах массы продукта за единицу времени, массы продукта, отгруженного на весах. Все значения зависят от времени, так как конвейер находится в движении.

Уровнемер, устанавливаемый на неподвижной боковой стенке дробилки на высоте, равной примерно  $2/3$  высоты камеры дробления. При равенстве в установившемся режиме производительности питателя и дробилки уровень заполнения меняется незначительно. В случае снижения производительности дробилки питатель останавливается или переводится на пониженную скорость подачи. В качестве уровнемера использован, электронный сигнализатор уровня ДСУ1К, подключенный с дистанционному управлению механизмом регулирования ширины разгрузочной щели. Такая система автоматического регулирования обеспечивает безаварийную эксплуатацию узла «питатель – дробилка», надежно контролирует и предотвращает переполнение камеры дробления при несоответствии производительностей питателя и дробилки, а также при попадании в камеру дробилки негабаритов или металла.

Схема автоматизации дробилки показана на рисунке 6.1.

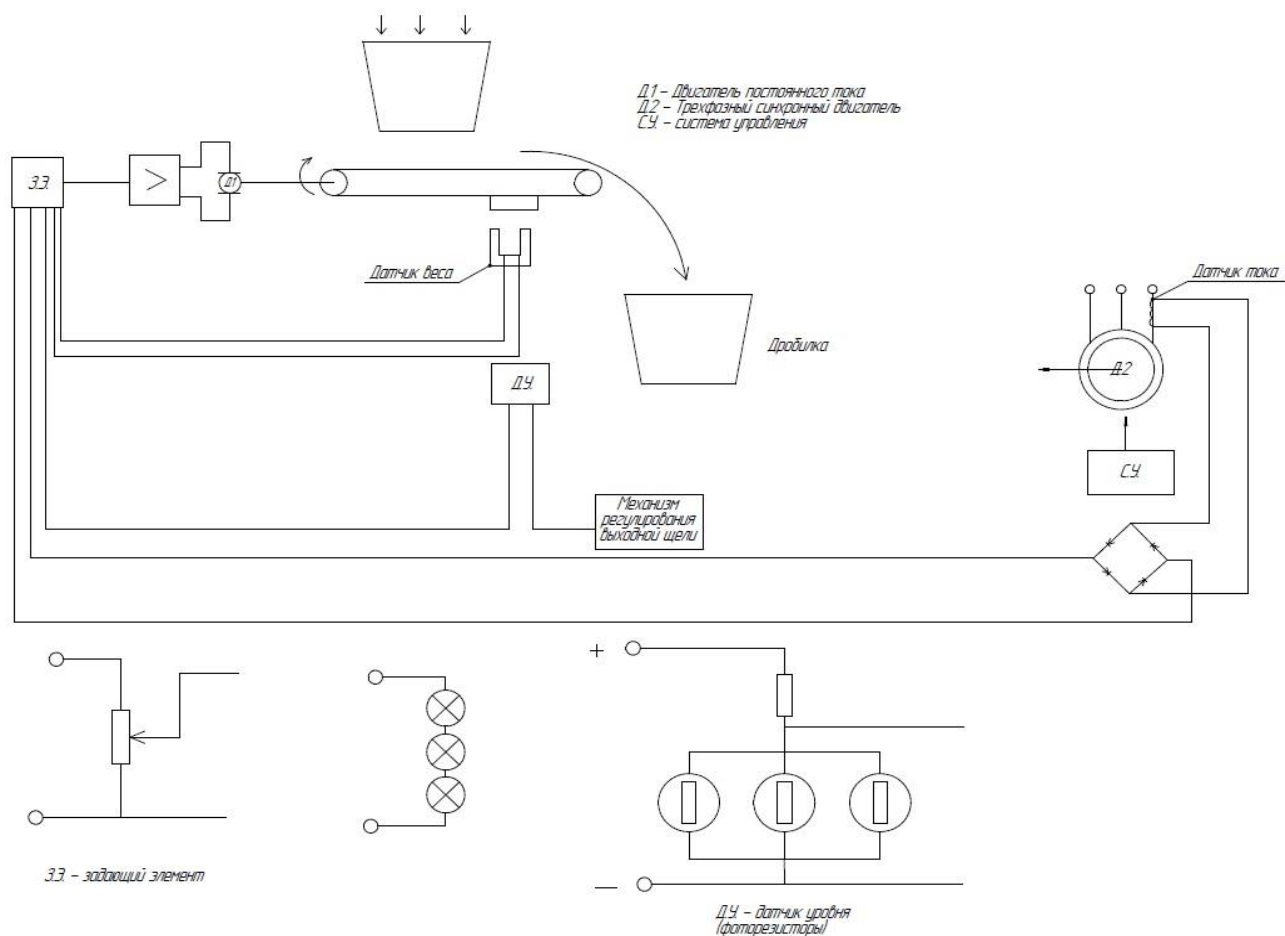


Рисунок 6.1 – Схема автоматизации модернизированной дробилки

Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам

15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ

Лист

47

## 7 Безопасность и экологичность проекта

### Анализ вредных и опасных факторов

Обслуживающий персонал агрегата среднего дробления состоит из одного оператора. Во время работы оператор со своего рабочего места (кабины) должен следить за работой и нормальной загрузкой агрегата. Регулировка механизма дробилки и устранение неисправностей производиться только при полной остановке агрегата. Находиться на работающем агрегате не допускается.

Современное дробильное оборудование по своим санитарно-гигиеническим нормам не удовлетворяют установленным требованиям и нормам обеспечения нормальных условий работы обслуживающего персонала. Поэтому, выбор способ установки и эксплуатации оборудования следует уделить особое внимание

Таблица 7.1

№	Опасные и вредные производственные факторы	Источники, мест,причины возникновения опасных и вредных факторов.	Основные средства защиты от опасных и вредных факторов.
I	Опасные факторы		
1	Недостаточное освещение	Темное время суток, кабина оператора.	Установка прожекторов на территории, светильников в кабине оператора освещение рабочих мест
2	Повышенная температура в рабочей зоне.	Кабина оператора.	Установка кондиционера, наклон стекла кабины наружу, наклейка солнцезащитной пленки.
3	Пониженная температура в рабочей зоне.	Кабина оператора	Установка кондиционера, обогреватель.
4	Повышенная запыленность в рабочей зоне.	Кабина оператора	Вентиляция, очистка воздуха.
5	Повышенная вибрация	Грохота, кабина оператора	Вибро гасящие, вибропоглощающие приспособления.
6	Повышенный уровень звука.	Грохота, дробилка, кабина оператора	Звука изолирующие приспособления, глушители звука.



Продолжение Таблицы 7.1

II	Опасные		
1.	Движущиеся машины и механизмы	Обслуживающий технологический транспорт.	Четко обозначаемые подъездные пути, скорость не более 5 км/час
2.	Движущиеся элементы оборудования	Ленточные питатели.	Ограждение этих элементов.
3.	Падение инертных материалов.	Бункер.	Индивидуальные средства защиты, установка бортов.
4.	Эл. ток опасной величины.	Эл. оборудование.	Установка заземления эл. оборудования, изоляция токоведущих частей и кабелей.
5.	Падение с высоты.	Дробилка.	Индивидуальные средства защиты.

Шум и мероприятия по его снижению

Дробление материалов в дробильных установках связано со значительным шумообразованием, возникающими при расколе кусков и вибрации деталей от импульсных воздействий и усилий дробления.

ВНИИ стройдормаш были проведены исследования шумовых характеристик дробильного оборудования. Ниже приведены данные этих исследований для щёковых дробилок

Таблица 7.2.

Октавные полосы со среднегеометрическими частотами, Гц	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
Уровни звукового давления, Дб	99	99	97	96	93	87	82	74

В свою очередь, допустимые уровни звукового давления на рабочих местах согласно ГОСТ 12.1.003-88 имеют следующие значения (табл. 7.3)

Таблица 7.3.

Октавные полосы со среднегеометрическими частотами, Гц	63	125	250	500	1000	2000	4000	8000
Уровни звукового давления, Дб	94	87	82	78	75	73	71	70

Для уменьшения шумового воздействия на обслуживающий персонал рассматриваются два основных способа:

- снижение шума, излучаемого технологическими устройствами;
- борьба с проникаемостью излучаемого шума.

По первому способу выбирают оптимальную толщину стенок, усиливают изолирующие элементы, применяют эластичные соединения отдельных деталей с корпусом, устанавливают дробилки на упругих элементах, разделяют течи эластичными фланцами

По второму способу применяют различного вида укрытия, устанавливают оборудование в отдельных помещениях, удаляют пульта управления из рабочей зоны от непосредственной близости с дробилками.

Эффективность некоторых мероприятий приведена в таблице 7.4.

Таблица 7.4.

№	Мероприятия	Снижение звукового давления, Дб
1.	Установка прокладок толщиной 10мм из резиновой смеси 1345 (ТУ 38-1059-72) под футеровки отражательных плит.	2-3
2.	Шумоизоляция корпуса дробилки нанесением противозумной мастики №549 (ТУ -10-1268-70), толщина слоя 5...10мм.	2-4
3.	Шумоизоляция течек нанесением противозумной мастики №579 (ТУ – 6 - 10-1268-70), толщина слоя 5...6мм.	3-4
4.	Перенос рабочего места на расстояние 10м от корпуса дробилки	10-17

#### Вибрация и её устранение

Вибрация при работе щёковых дробилок возникают в следствии того, что на жёстко связанной с машиной фундамент передаются вертикальные и горизонтальные периодические движения дробящей щеки и звеньев механизма привода. При дроблении материала в щёковых дробилках возникают также горизонтальны импульсивные нагрузки. Ниже приведены показатели для расчёта виброизоляции щёковой дробилки СДМ-108А.

Динамические нагрузки, Т:

вертикальные составляющие инерционных сил - 2В;

горизонтальные составляющие инерционный сил – 1,5В

геометрические характеристики и нормы вибрации приведены в ГОСТ 12.1.012-78

Для ограничения вращательных колебаний установки в вертикальной плоскости и обеспечения эффекта виброизоляции в горизонтальном направлении, виброизоляторы должны обладать большой вертикальной и малой горизонтальной жёсткостью.

Конструктивно виброизоляторы могут быть выполнены в виде подвесок или в виде специальных виброизоляторов с гидравлическими шарнирами, причём установка дробилок на виброизоляторы не требует каких-либо изменений в самих машинах. Вынос пульта управления дробилкой в отдельную кабину практически полностью защищает оператора от действия вибрации.

#### Пылеобразование и пылеподавление

При эксплуатации дробильного оборудования важнейшей задачей является защита обслуживающего персонала от вредных воздействий пыли. Процесс дробления кусков материала в дробилках происходит с образованием мелкодисперсных частиц. Кроме того, поступающие в дробилку материалы так же содержат мелкие пылевидные фракции, образовавшиеся в результате разрушения горной породы взрывом в карьере, а также от истирания при перегрузках и транспортировании. Воздушные потоки, возникающие от движения рабочих органов дробилок и свободного движения кусков материала, увлекают с собой мелкодисперсные фракции, выносящих в окружающую зону, создают неблагоприятные условия для обслуживающего персонала.

В щёковых дробилках возвратно-поступательного движения рабочего органа выталкивает воздух из внутренней полости дробилки последовательными порциями в приёмное отверстие и выходную щель. При этом скорость пылевоздушных потоков достигает 3 м/с.

Содержание вредных веществ в воздухе рабочей зоны не должно превышать предельно-допустимых концентраций, указанных в ГОСТ 12.1005-76.

Для защиты производственного помещения от выброса пыли применяют герметические укрытия оборудования, течек, мест пересылки.

К укрытиям предъявляются следующие требования:

объёмы укрытия должны быть оптимальными;

укрытия должны быть просторными и обеспечивать свободный доступ к рабочим местам оборудования;

Форма должна соответствовать требованиям аэродинамике пылевоздушных потоков.

Для эффективного пылеподавления в тех случаях, когда позволяет технологический процесс, широко используют гидро- и парообеспыливание, благодаря которым с помощью распылённой воды и пароводяного тумана увлажняется материал и подавляется пылевое облако. Увлажнение изверженных пород на 8..10% и осадочных на 4..6% практически сводит к минимуму выделение пыли.

#### Электробезопасность

В необходимых случаях конструкции производственного оборудования должно иметь средства местного освещения, соответствующие условиям эксплуатации (взрывоопасная среда, повышенная влажность и т.д.), при этом должна исключаться возможность случайных прикосновений к токоведущим частям установленных средств. Система управления производственным

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		51

оборудованием должна быть выполнена так, чтобы не могло возникнуть опасности в результате совместного действия функциональных систем.

Конструкцией должны быть предусмотрена сигнализация, в необходимых случаях – средства автоматического останова и отключения оборудования от источников энергии, при опасных неисправностях, авариях. Производственное оборудование в необходимых случаях должно иметь средства торможения, эффективность действия которых достаточна для обеспечения безопасности и соответствует требованиям стандартов.

Соединение заземляющего оборудования с землёй осуществляется при помощи заземляющего устройства, состоящего из заземлителя и заземляющих проводников. Последние служат для соединения заземлённого оборудования с заземлителем.

Защитное заземление – это преднамеренное электрическое соединение с землёй или её эквивалентом, металлических нетоковедущих частей оборудования, которые могут оказаться под напряжением. Заземление применяют в сетях с изолированной нейтрально напряжением до и выше 1000В.

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Дат		52



$$C_M = C_D + \frac{C_H \cdot B_H}{B} \cdot K \quad (8.2)$$

Где:

$C_D = 200000$ руб – себестоимость дробилки;

$C_M$  – затраты на приобретение, изготовление и монтаж 1кг.массы модернизируемых узлов ,руб;

$B_H$  – масса модернизируемых узлов новой машины , кг;

$B$  – масса, модернизируемых узлов проектируемой конструкции, кг;

$K$  – коэффициент корректировки, учитывающий применение более дорогих или более дешёвых материалов и покупных изделий (от 0,65 до 1,25).

$$C_M = 200000 + \frac{189,5 \cdot 3000}{258} \cdot 0,95 = 222034$$

Тогда:

$$Ц = 222034 \cdot (1 + 0,3) = 288644 \text{руб}$$

Определение годовой эксплуатационной производительности.

Годовая эксплуатационная производительность определяется по формуле:

$$B = v_{э.ч} \cdot T_r \quad (8.3)$$

Где:  $v_{э.ч}$  – эксплуатационная средняя часовая производительность, ед. продукции

$T_r$  – количество машино-часов работы техники в году, маш.ч/год.

Эксплуатационная среднечасовая производительность базовой техники определяется по формуле:

$$v_{э.ч}^{11} = v_{т.ч} \cdot K_T \quad (8.4)$$

Где:  $v_{т.ч}$  – часовая техническая производительность, м<sup>3</sup>/ч;

$K_T$  – коэффициент перехода от технической производительности к эксплуатационной.

Тогда:

$$v_{э.ч}^{11} = 22 \cdot 0,5 = 11 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Эксплуатационная среднечасовая производительность новой техники определяется по формуле:

$$v_{э.ч} = v_{э.ч}^{11} \cdot \beta_n \cdot \beta_B \quad (8.5)$$

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		54

Где:  $V_{\text{э.ч}}^{11}$  – эксплуатационная среднечасовая производительность аналога, м<sup>3</sup>/ч.  
 $\beta_n$  – коэффициент, учитывающий изменение использования показателей, входящих в формулу технической производительности;  
 $\beta_B$  – коэффициент, учитывающий изменение использования техники по времени в смену.

$$V_{\text{э.ч}} = 11 \cdot 1 \cdot 1 = 11 \text{ м}^3/\text{ч}$$

Количество машина – часов работы дробилки в году определяется по формуле:

$$T_{\text{э}} = \frac{T_{\phi} - 2T_{\text{со}}}{\frac{1}{t_{\text{см}} * K_{\text{см}}} + D_p + \frac{d_n}{T_{\text{об}}}} \quad (8.6)$$

Где:  $T_{\phi}$  -годовой фонд рабочего времени, дн;  
 $T_{\text{со}}$  -продолжительность сезонного обслуживания, дн;

$t_{\text{см}}$  - продолжительность смены, ч.

$K_{\text{см}}$  - коэффициент сменности;

$D_p$  -простои во всех видах ремонтов и техобслуживаний, дн/маш.ч;

$d_n$  - продолжительность одной перебазировки, дн.

$T_{\text{об}}$  -время работы на объекте, маш/ч.

Простои во всех видах ремонтов и техобслуживанию определяется по формуле:

$$D_p = \left[ \frac{\Gamma_{\text{уд.то}} * K_{\text{ов}}}{B * t_{\text{см}}} + \frac{(d_{\text{мр}} + d_{\text{нмр}}) * d_{\text{м.р.}} + d_{\text{к.р.}} + d_{\text{нкр}}}{T_p} + \frac{t_{\text{отк}}}{t_{\text{см}} * T_{\text{отк}}} \right] * K_{\text{ч}} \quad (8.7)$$

Где:  $\Gamma_{\text{уд.то}}$  – удельная оперативная трудоёмкость технического обслуживания чел/ч/мото\*час;

$B$  – число рабочих, осуществляющих техническое обслуживание, чел;

$K_{\text{ов}}$  - коэффициент перевода оперативного времени в общее время работы;

$t_{\text{см}}$  - продолжительность смены, ч.;

$d_{\text{мр}}, d_{\text{кр}}$  - продолжительность пребывания техники в текущем и капитальном ремонтах соответственно, дн.;

$d_{\text{нмр}}, d_{\text{нкр}}$  - продолжительность ожидания, доставки техники в текущий и капитальный ремонт и обратно, дн.;

$d_{\text{мр}}$  - количество текущих ремонтов в межремонтном цикле, шт.;

$t_{\text{отк}}$  - среднее время на устранение одного отказа, маш.ч;

$T_{\text{отк}}$  - наработка на отказ, мото.ч

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		55

$T_p$  - средний ресурс до капитального ремонта, мото.ч.

$T_p$  - коэффициент перевода мото - часов в машино - часы.

Тогда:

$$D_p = \left[ \frac{0,07 * 2,5}{1 * 8} + \frac{(1+10) * 3 + 3 + 20}{9000} + \frac{10}{8 * 126} \right] * 0,45 = 0,017108 \text{ дн/маш.ч}$$

$$D_p = \left[ \frac{0,07 * 2,5}{1 * 8} + \frac{(1+10) * 3 + 3 + 20}{9000} + \frac{10}{8 * 190} \right] * 0,45 = 0,015695 \text{ дн/маш.ч}$$

Продолжительность одной перебазировки агрегата среднего дробления определяется по формуле:

$$d_n = \frac{Z_T}{V_{T.сп} * t_{см}} + \frac{t_n}{t_{см}} \quad (8.8)$$

Где:  $Z_T$  - среднее расстояние перебазировки, км;

$V_{T.сп}$  - средняя скорость переезда, км/ч.;

$t_n$  - средняя продолжительность нагрузки, маш. ч.;

$t_{см}$  - продолжительность смены, час;

$$d_n^1 = d_n^{11} = \frac{100}{10 * 8} + \frac{0}{8} = 1 \text{ дн}$$

Количество машино-часов работы дробилки в году:

$$T_2^1 = \frac{247 - 2 * 2}{\frac{1}{8 * 1,5} + 0,017108 + \frac{1}{600}} = 2379 \text{ маш.ч.}$$

$$T_2^{11} = \frac{247 - 2 * 2}{\frac{1}{8 * 1,5} + 0,015695 + \frac{1}{600}} = 2415 \text{ маш.ч.}$$

Годовая эксплуатационная производительность дробилки равна:

$$B^1 = 11 * 2379 = 26169 \text{ м}^3 / \text{год}$$

$$B^{11} = 11 * 2415 = 26565 \text{ м}^3 / \text{год}$$

Определение годовых текущих издержек потребителя.

Годовые текущие издержки потребителя при использовании дробилки рассчитываются по формуле:

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		56



$$C_{г}=(C_{а}+C_{р}+C_{кр}+C_{з}+C_{эг}+C_{см}+C_{пб}+C_{ч})*(1+N_{р}) \quad (8.9)$$

Где:  $C_{а}$ - амортизационные отчисления на реновацию, руб.;

$C_{р}$ - затраты на выполнение текущих неплановых ремонтов , руб.;

$C_{кр}$ - затраты на выполнение капитальных ремонтов, руб.

$C_{з}$ - заработная плата рабочих ,управляющих техникой , руб.

$C_{эг}$ - затраты энергоносителей, руб.;

$C_{см}$ - затраты на смазочные материалы, руб.;

$C_{пб}$ - затраты на перебазировку, руб.;

$C_{ч}$ - затраты на быстро изнашиваемые части, руб.;

$N_{р}$ - норма накладных расходов, связанных с эксплуатацией строительных и дорожных машин.

Амортизационные отчисления на реновацию:

$$C_{а} = \frac{N_{а} \cdot K}{100} \quad (8.10)$$

Где  $N_{а}$  – норма амортизационных отчислений на реновацию, в %.

$K$  – капитальные вложения потребителя, связанные с приобретением дробилки, её доставкой и монтажом, руб.

$$K = Ц - K_{д} \quad (8.11)$$

Где:  $Ц$ -цена техники, руб.

$K_{д}$ - коэффициент перехода от цены к балансовой стоимости с учетом транспортных расходов.

Тогда:

$$K' = 26000 * 1,12 = 29120 \text{руб.}$$

$$K'' = 28721 * 1,12 = 32167,5 \text{руб.}$$

Отсюда на амортизационные отчисления на реновацию:

$$C_{а}' = \frac{10,6 * 291200}{100} = 30867 \text{руб.}$$

$$C_{а}'' = \frac{10,6 * 32167,52}{100} = 34097 \text{руб.}$$

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		57

Затраты на выполнение технических обслуживаний, текущих и неплановых ремонтов:

$$C_p = T_p * C_{p3} * K_p * \lambda_p \left( \Gamma_{уд.т.о.} * K_{ов} + \frac{d_{mp} * \gamma_{м.р.}}{T_p} + \frac{t_{отк} * K_{ов} * B_p}{T_{отк}} \right) * K_4 + 1,2C_{з.р.}$$

$T_p$  - средний ресурс до капитального ремонта, мото.час;

$C_{p.3}$  - средняя тарифная ставка работы по ремонту машин, руб./чел.- ч.;

$K_p$  - средний коэффициент к тарифной ставке;

$\lambda_p$  - коэффициент, учитывающий премии ремонтным рабочим;

$\Gamma_{уд.т.о.}$  - удельная оперативная трудоёмкость технических обслуживаний, чел.- ч./мото-час;

$K_{ов}$  - коэффициент перевода оперативного времени в общее время работы;

$d_{mp}$  - продолжительность пребывания техники в текущем и капитальном ремонте, дн.;

$\gamma_{mp}$  - трудоёмкость текущего ремонта, чел. – ч.;

$T_p$  - средний ресурс до капитального ремонта, мото.час;

$t_{отк}$  - среднее время на устранение одного отказа, маш.час;

$B_p$  - количество рабочих, занятых устранением отказа, чел.;

$T_{отк}$  - наработка на отказ, мото.час;

$K_4$  - коэффициент перевода моточасов в машиночасы;

$C_{з.р.}$  - расход запасных частей на год работы техники, руб./год

$$C^I = 2379 * 15 * 1,13 * 1,3 * \left( 0,07 * 2,5 + \frac{1 * 22}{9000} + \frac{4 * 2,5 * 1}{126} \right) * 0,45 + 1,2 * 37600 = 51177,7 \text{ руб.}$$

$$C^{II} = 2415 * 15 * 1,13 * 1,3 * \left( 0,07 * 2,5 + \frac{1 * 22}{9000} + \frac{4 * 2,5 * 1}{190} \right) * 0,45 + 1,2 * 26400 = 37189,3 \text{ руб.}$$

Годовые затраты на выполнение капитального ремонта рассчитываются по формуле:

$$C_p = \frac{T_p * K_4}{T_p} (C_{p.3} * K_p * \lambda_p * \Gamma_{кр} + 1,2C_{з.ч.кр}) \quad (8.13)$$

Где  $\Gamma_{кр}$  - трудоёмкость капитального ремонта, чел.ч.;

$C_{з.ч.кр}$  - расход запасных частей на один капитальный расход, руб.;

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		58

$$C'_{кр} = \frac{2379 * 0,45}{9000} (15 * 1,13 * 1,3 * 124 + 1,2 * 72220) = 106336 \text{ руб}$$

$$C'_{кр} = \frac{2415 * 0,45}{9000} (15 * 1,13 * 1,3 * 124 + 1,2 * 72220) = 107945 \text{ руб}$$

Зарботная плата рабочих, управляющих техникой, определяется по формуле:

$$C_3 = K_{доп} * K_p * \lambda_p * T_\gamma * \sum_{i=1}^B C_{mi} \quad (8.14)$$

Где:  $K_{доп}$  – коэффициент, учитывающий доплаты за 2-ю и 3-ю смены.

$B$  - количество рабочих, занятых управлением техникой в одну смену.

$C_{mi}$  - часовая тарифная ставка рабочего  $i$ -го разряда, соответствующая действующим в данном периоде сметным нормам и расценкам, руб/час;

При  $1 \leq K_{см} \leq 2$ ,  $K_{доп}$  определяется:

$$K_{доп} = 1,2 - \frac{1,6}{K_{см} * t_{см}} \quad (8.15)$$

$$K_{доп} = 1,6 - \frac{1,6}{1,5 * 8} = 1,07$$

Отсюда зарботная плата рабочих, управляющих дробилкой, равна:

$$C'_{3} = 1,07 * 1,13 * 1,3 * 2379 (15 + 0,5 * 15) = 84136 \text{ руб}$$

$$C'_{3} = 1,07 * 1,13 * 1,3 * 2415 (15 + 0,5 * 15) = 85409 \text{ руб}$$

Затраты на электроэнергию:

$$C_{эм} = C_{эл} * W_{эл} * T_\gamma \quad (8.16)$$

Где:  $C_{эл}$  - цена электроэнергии, руб/кВт\*ч;

$W_{эл}$  - часовой расход электроэнергии кВт\*ч;

Часовой расход электроэнергии определяем по формуле:

$$W_{эл} = \sum_{i=1}^n N_{эл} * K_{сд.i} \quad (8.17)$$

Где;  $N_{эл}$  - номинальная мощность электродвигателя, кВт;

$K_{сд.i}$  - коэффициент спроса  $i$ -го электродвигателя.

Тогда:

$$W'_{эл} = W'_{эл} = (55 * 0,84) + (3 * 0,1) = 46,5 \text{ квт} * \text{ч}$$

Отсюда затраты на электроэнергию:

$$C'_{эм} = 0,32 * 46,5 * 2379 = 35399 \text{ руб}$$

$$C''_{эм} = 0,32 * 46,5 * 2415 = 35935 \text{ руб}$$

Затраты на смазочные материалы для техники с электроприводом:

$$C'_{эм} = 0,1 * C_{см.ч.} * C_{эм}, \quad (8.18)$$

Где:  $C_{см.ч.}$  - затраты на смазочные материалы на 10квт\*ч электроэнергии, руб.

$$C'_{см} = 0,1 * 0,4 * 35399 = 1415,96 \text{ руб}$$

$$C''_{см} = 0,1 * 0,4 * 35935 = 1437,4 \text{ руб}$$

Затраты на замену быстроизнашивающихся частей (дробящих плит):

$$C_z = \sum_{i=1}^n C_{zi} * n_{zi} * \frac{T_z}{T_{сл.ч}} \quad (8.19)$$

$C_{zi}$  - цена быстроизнашивающихся  $i$ -ой части, руб.;

$n_{zi}$  - количество одновременно заменяющихся быстроизнашивающихся  $i$ -х частей, шт

$$C'_z = \frac{11400 * 2 * 2379}{500} = 108482 \text{ руб.}$$

$$C''_z = \frac{11400 * 2 * 2415}{650} = 84710 \text{ руб.}$$

Затраты на перебазировку при перевозке техники на буксировку:

$$C_{н.б.} = \frac{(C_{з.н.} + C_{э.а.}) * T_z}{T_{об}} \quad (8.20)$$

Где:

$C_{з.н.}$  - заработная плата экипажа перевозимой машины, руб.;

$C_{э.а.}$  - затраты на эксплуатацию автомобиля, руб.

Заработная плата экипажа перевозимого агрегата дробления определяется по формуле:

$$C_{з.н.} = 10 * d_n * \sum_{i=1}^B C_{TI} \quad (8.21)$$

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		60



Продолжение таблицы 8.2

8.	Затраты на быстроизнашивающиеся части (дробящие плиты)	$C_z$	108482	84710
9.	Итого Накладные расходы		346793,2 737858,8	314627,2 66941,8
10.	Общая сумма годовых текущих издержек		420578,9	381569

Определение годового экономического эффекта

Экономический эффект в расчёте на одну машину за год работы определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_z = P_m - C_z - E_n * K. \quad (8.23)$$

Где:  $P_m$  - стоимостная оценка результатов, руб./год

$C_z$  - себестоимость эксплуатации (текущие издержки потребителя), руб/год

$E_n$  - нормативный коэффициент эффективности;

K- капитальные вложения потребителя ,руб.

Стоимостная оценка результатов работы дробилки рассчитывается по формуле:

$$P_T = C_{п} * V \quad (8.24)$$

Где:  $C_{п}$ - цена единицы конечной продукции, производимой дробилкой руб/м<sup>2</sup>;

V – масса продукции, производимой дробилкой, м<sup>3</sup>

$$C_{п} = C_{п1} (1 + N_p) * (1 + П_n) \quad (8.25)$$

Где:  $C_{п1}$  – 156200руб/1000 м<sup>3</sup>-по данным предприятия.

$N_p=0,21-21\%$  - норма накладных расходов.

$П_n$  – норма плановых накоплений к полной себестоимости.

$$C_{п} = \frac{156200}{100} * (1 + 0,21) * (1 + 0,08) = 204,12 \text{ руб}$$

Стоимостная оценка результатов работы дробилки:

$$P'_m = 204,1 * 26169 = 53410929 \text{ руб}$$

$$P''_m = 204,1 * 26565 = 54219165 \text{ руб}$$

Экономический эффект в расчете на одну машину за год составит:

$$\mathcal{E}'_z = 53410929 - 4205789 = 4920514 \text{ руб}$$

$$\mathcal{E}''_z = 54219165 - 381569 = 5040347,5 \text{ руб}$$

Годовой экономический эффект от внедрения данной дробилки определяется из разности экономических эффектов  $\mathcal{E}'_z$  и  $\mathcal{E}''_z$

									Лист
									62
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам					

15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ

$$\mathcal{E}_2 = \mathcal{E}'_2 - \mathcal{E}''_2 = 5040347,5 - 4920514 = 119833,5 \text{ руб.}$$

Срок окупаемости без учета годовых издержек определяется:

$$T = \frac{K}{\mathcal{E}_2} \quad (8.26)$$

Где: K- капитальные вложения потребителя, руб.

$\mathcal{E}_2$ - годовой экономический эффект, руб.

$$T = \frac{3216752}{1198335} = 2,6 \text{ года}$$

Срок окупаемости дополнительных вложений:

$$T_{ок} = \frac{\Delta K}{\mathcal{E}_{y.ч.}}, \quad (8.27)$$

Где  $\Delta K$  – издержки потребителя на установку новой щеки, руб.

$\mathcal{E}_{y.ч.}$  – годовой экономический эффект, руб.

$$T_{ок} = \frac{3216752 - 291200}{4205789 - 381569} = 0,78 \text{ года,}$$

Таблица 8.3

№	Наименование показателя	Ед. измерения	Величина показателя	
			Эталон	Новая машина
1.	Балансовая стоимость	руб.	291200	321675,2
2.	Годовая эксплуатационная производительность	м <sup>3</sup> /год	26169	26565
3.	Годовые текущие издержки потребителя	руб.	420578,9	381569
4.	Годовой экономический эффект	руб.	_____	119833,5
5.	Срок окупаемости новой дробилки	год	_____	2,6
6.	Срок окупаемости дополнительных капитальных вложений	год	_____	0,7

## Заключение

В результате выполнения выпускной квалификационной работы были выполнены все поставленные цели.

В первой части был проведен всесторонний анализ современных щековых дробилок с описанием принципов их работы и путей модернизации.

Во второй главе была раскрыта суть модернизации щековой дробилки.

В последующей главе была описана технологическая линия по дроблению камня и выполнены необходимые технологические расчеты.

В четвертой части данной работы были выполнены расчеты, в том числе: по определению основных параметров дробилки, прочностные расчеты, расчет и выбор опорных пружин.

В пятой главе была дана технология ремонта щековой дробилки.

Далее была описана автоматизация рассматриваемого оборудования.

В завершающих главах был выполнен анализ безопасности и экологичности проекта, а также выполнен экономический расчет эффективности проекта. Он показал, что срок окупаемости всего 2,6 лет.

										15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Дат							64



## Библиографический список

1 К.А. Артемьев и др. «Дорожные машины» в 2-х частях.4П. Машины для устройства дорожных покрытий. Учебник для ВТУЗов по специальности «Строительные и дорожные машины и оборудование» (К.А. Артемьев, Т.В. Алексеева, В.Г. Белокрылов и др.). М.: Машиностроение, 1982г. 396 стр.

2 Б.В. Киушанцев и др. Дробилки. Конструкция, расчёт, особенности в эксплуатации. М.: Машиностроение, 1990г. 320 стр.

Справочник технолога-машиностроителя. В 2-х томах. Под редакцией А.Г. Косиловой и Р.К. Мещеряковой. 4-ое изд., переработанное и допол. М.: Машиностроение, 1985г. 656 стр.

3 В.А. Бауман, Б.В. Киушанцев, В.Д, Мартыенов «Механическое оборудование предприятий строительных материалов, изделий и конструкций» М.: Машиностроение, 1981г. 323 стр.

4 В.И. Анурьев «Справочник конструктора-машиностроителя», в 3-х томах.Т.2. 5-ое изд., переработанное и допол. М.: Машиностроение, 1978г. 559 стр.

5 В.И. Анурьев «Справочник конструктора-машиностроителя», в 3-х томах.Т.3. 5-ое изд., переработанное и допол. М.: Машиностроение, 1978г. 736 стр.

6 «Точность и производственный контроль в машиностроении» Справочник. Под ред. А.К. Крутая, Б.М. Сорокина. Л.: Машиностроение, 1983г. 385 стр.

7 П.А. Долин. Справочник по технике безопасности. 6-ое изд. М.: Энергоатомиздат, 1985г., 824 стр.

8 Г.Г. Орлов. Инженерные решения по охране труда в строительстве.

9 И.И. Устюгов «Детали машин». М.: Машиностроение, 1988г., 399 стр.

10 С.А. Чернавский «Курсовое проектирование деталей машин». 1988г., 415 стр.

11 А.В. Мельников «Расчёт оборудования дробильно – сортировочных предприятий» Методические указания для технологического расчёта курсовых проектов. Иркутск. ИПИ, 1983г. 38 стр.

12 «Допуски и посадки.» Справочник том 1,2. под редакцией Мягкова В.Д. М.: Машиностроение, 1983г.

					15.03.05.2021.00690.00.000ПЗ	Лист
Изм	Лист	№ докум	Подпис	Лам		65